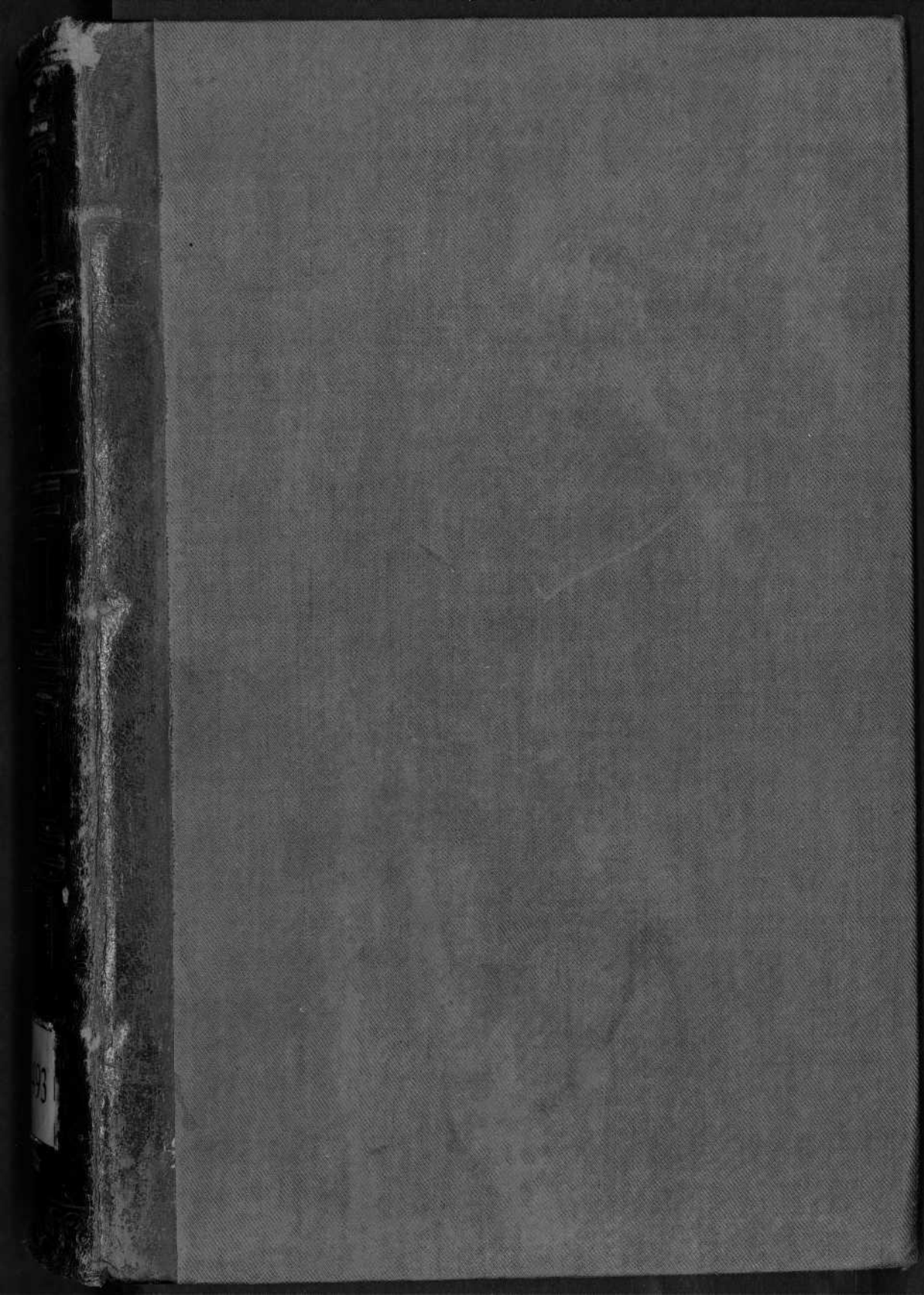


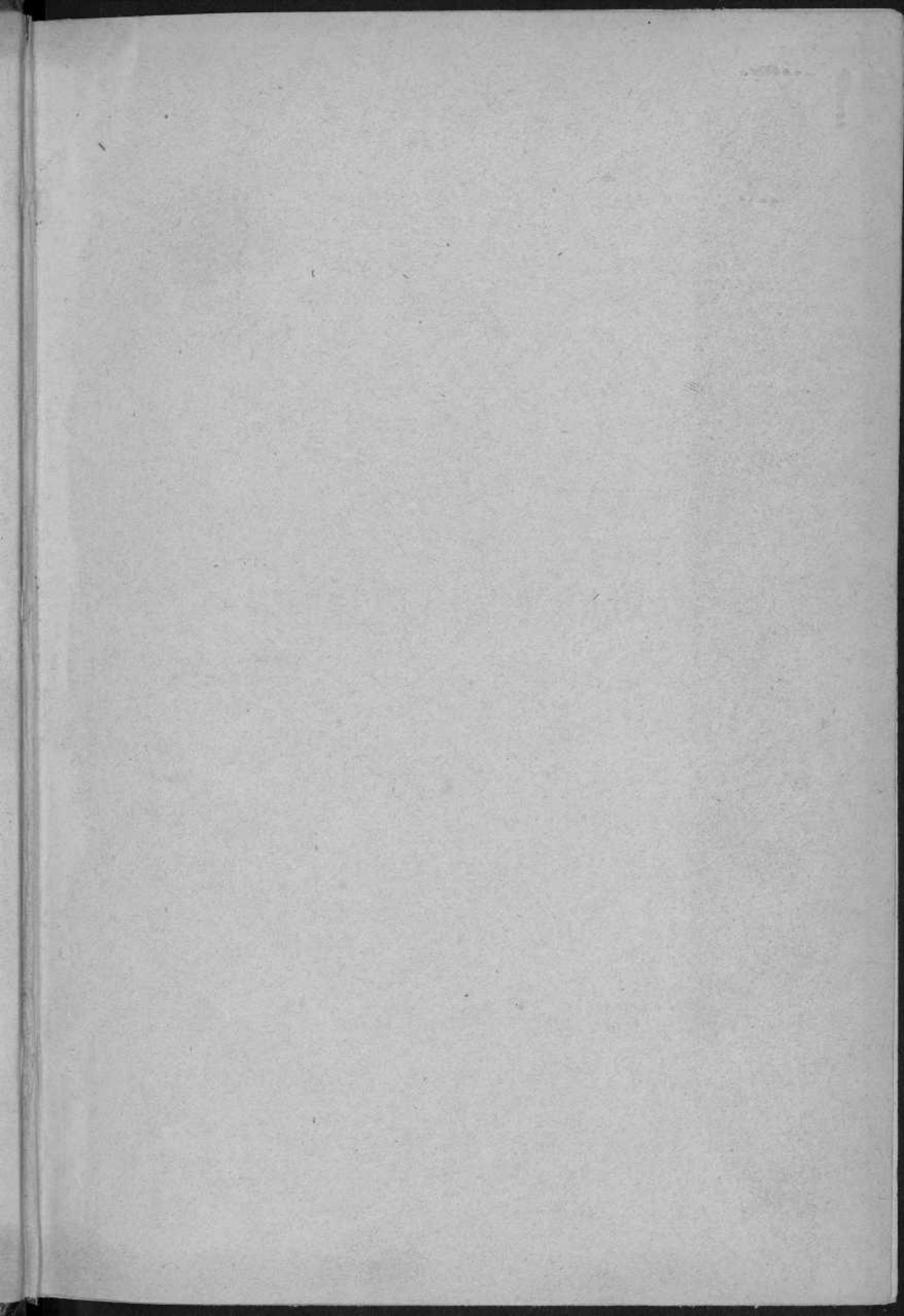


15493

~~8805~~

27

169



CURSO
DE
METALÚRGIA ESPECIAL



CURSO

12

METALURGIA ESPECIAL

ESCRITO EN LA ESCUELA DE MINAS

D. LUIS BARRINAGA Y CORRADE

INGENIERO EN MINAS



1912

IMPRESA DE LA ESCUELA DE MINAS

1912

JE

CURSO

DE

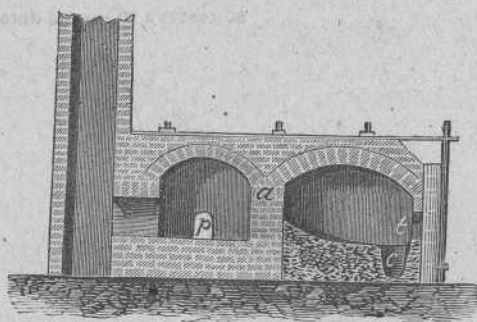
METALÚRGIA ESPECIAL

ESPLICADO EN LA ESCUELA DE MINAS

POR

D. LUIS BARINAGA Y CORRADI

INGENIERO JEFE DE 1.^a CLASE



MADRID

IMPRENTA Á CARGO DE LÚCAS POLO

1879

Es propiedad del autor, que se reserva todos los derechos.

AL LECTOR

He titubeado mucho tiempo antes de decidirme á someter este libro á la apreciacion del público. Por una parte la escasez, casi puede decirse la carencia, de obras de conjunto consagradas á la Metalúrgia especial y la consiguiente dificultad que para seguir el curso de esta asignatura experimentaban los alumnos, repetidamente manifestada por ellos, me impulsaba á darle á luz para procurar la satisfaccion de lo que puede considerarse como una verdadera necesidad; pero al propio tiempo esa misma escasez indicaba al parecer que la empresa ofrecia escollos, capaces de haber impedido que la llevaran á cabo personas de indiscutible competencia; y esta consideracion me retraia á mí, con tanto más motivo, cuanto que reconozco de buen grado mi inferioridad respecto de las dignísimas personas que me han precedido en la cátedra que hoy desempeño en la Escuela de Minas de Madrid, y de otras que han ocupado y ocupan las análogas de las escuelas extranjeras; y la inmensa mayoría de esas personas, ó no han terminado, ó no han emprendido siquiera la publicacion de libros de texto.

Sin embargo, como en Alemania, Richter, dando á la estampa las lecciones del célebre Plattner, y Kertl imprimiendo tambien un texto para la Escuela de Berlin, y una obra de gran extension, excelente para consulta, han vencido los obstáculos que pudieran presentarse; como no dejan de escribirse tratados sobre otras materias, por ejemplo, la Química industrial, enteramente análogas á la Metalúrgia, y cuyos adelantos son tan

rápidos como los de ésta, y como deseaba ardientemente hacer menos molesto á mis alumnos el estudio de una asignatura que no tiene por sí grandes atractivos, y que es sobradamente compleja, me he decidido al fin á publicar un libro, cuya mayor parte tenia escrita hace algunos años, introduciendo en él las variaciones y adiciones que exigian los adelantos de la industria y de la ciencia.

He tenido presentes para redactar este trabajo las obras ya citadas de Richter y de Kerl, los *Annales des mines*, la *Revue universelle*, de Ch. Cuyper, algunos números de la *Berg-und hüttenmaennische Zeitung*, la *Revista minera*, los trabajos sobre el plomo, el cobre, el oro y la plata, de Rivot, la *Metallurgy*, incompleta aún, del Dr. Percy, y su traduccion al francés, las monografías del hierro de Karsten, François, Flachet, Valerius, Mushet, Truran, Jullien, Vathaire, Fairbairn y Anton Kerpely, esta última en la parte que ha visto ya la luz, y de todas ellas he tomado lo que me ha parecido expuesto con mejor método y con más claridad. De modo que en el libro que hoy ofrezco no debe buscarse casi nada nuevo y que no esté ya dicho en alguna otra parte. No soy inventor de procedimientos metalúrgicos, y, por tanto, he debido limitarme á exponer los principales de los que se emplean en las diferentes localidades para el beneficio de las menas, citando en cada caso las obras en que pueden hallarse más extensamente descritos, y poniendo únicamente de mi parte el trabajo necesario para reunir y ordenar, dentro de cada metal, los distintos métodos de tratamiento, procurando que, á consecuencia de una exposicion ordenada y sistemática, puedan percibirse mejor las diferencias entre unos y otros, y las ventajas é inconvenientes de cada uno de ellos.

He dado tal vez menos extension de la que pudiera exigirse á la importantísima parte de la Siderurgia, que estudiada con algun detalle, bastaria por sí sola para constituir una asignatura, como sucede en otras Escuelas de Minas; pero primeramente la consideracion del tiempo limitado que puede dedicarse á ella dentro de un curso que forzosamente debe comprender los demás metales; en segundo lugar, la de que al salir de las aulas los alumnos no deben abrigar más pretension que la de llevar ideas generales que puedan ampliar despues cuando llegue el momento de resolver los casos prácticos que se les presenten en su vida de ingenieros; la facilidad de adquirir libros especiales en la materia que la tratan detallada y minuciosa-

mente, lo que nunca puede conseguirse en obras como la que hoy ofrezco, y por fin, la necesidad de no aumentar demasiado las dimensiones de ésta, me han hecho reducir algun tanto lo referente á tan interesante metal; sin que por eso deje de dar noticia de los principales aparatos empleados en los últimos años para obtenerle y las diversas fases porque están pasando en la actualidad las investigaciones de los metalurgistas á fin de fabricarle barato y con buenas condiciones para los innumerables objetos á que se destina; agregando tambien cuantos datos me ha sido posible adquirir respecto de su produccion en España, acerca de la cual, poco ó nada se habia publicado todavía.

Si he logrado en las páginas que siguen allanar á los alumnos la prosecucion de un curso hasta ahora muy fatigoso para ellos por la precision de consultar á cada paso en las Bibliotecas obras de diversos autores, escritas como es consiguiente en distintos estilos, y muchas veces hasta en idiomas que no les son familiares, habré conseguido el que en mi concepto debe ser primordial y preferente objeto de un profesor, y veré colmadas todas mis aspiraciones.

Luis Barinaga y Corradi.

Abril de 1879.

INDICE

CONTENIDO

Introducción de la obra
Breve reseña de la historia de la literatura
Exposición de las teorías de la literatura
Presuposiciones de la obra y de la crítica de la literatura

II.

Exposición de las teorías de la literatura
Breve reseña de la historia de la literatura

III.

Exposición de las teorías de la literatura
Breve reseña de la historia de la literatura
Exposición de las teorías de la literatura
Breve reseña de la historia de la literatura
Exposición de las teorías de la literatura
Breve reseña de la historia de la literatura
Exposición de las teorías de la literatura
Breve reseña de la historia de la literatura

IV.

Exposición de las teorías de la literatura
Breve reseña de la historia de la literatura

ÍNDICE

PRELIMINARES

I.

	PAGS.
Definicion de la Metalúrgia.	1
Ciencias que le prestan auxilio.	2
Condiciones de las fábricas de beneficio.	4
Precauciones que deben adoptarse en las compras de minerales.	6

II.

Caractéres de los metales. Dificultad de una buena definicion.	9
Plan del curso.	10

BISMUTO

Sus propiedades.	12
Medios de obtenerle en estado de pureza.	13
Menas.	Id.
Teoria del beneficio.	Id.
Tratamiento de las menas de bismuto en Schneeberg (Sajonia).	14
Obtencion del bismuto como producto secundario.	16
Tratamiento propuesto por Plattner.	Id.
Aplicaciones.	17

COBALTO

Propiedades.	19
Obtencion del cobalto puro.	20

	págs.
Menas.	20
Propiedades del esmalte.	Id.
Calcinacion de las menas.	21
Preparacion del cuarzo.	24
Fabricacion del esmalte.	Id.
Marcas del esmalte.	26
Preparacion del óxido de cobalto.	28
Aplicaciones.	29

NIQUEL

Propiedades.	30
Purificacion.	Id.
Menas.	31
Beneficio del niquel en Suecia.	32
" " en Dillenburg (Nassau).	Id.
" " en Freiberg.	34
Procedimientos de Gersdorf, Rose y Erdmann.	35
Beneficio del niquel en Inglaterra.	36
Aplicaciones.	37

ALUMINIO

Propiedades.	40
Menas.	41
Teoría del beneficio.	Id.
Fabricacion industrial del sódio.	42
" " del cloruro aluminico.	45
" " del aluminio.	47
Fabricacion del aluminio por medio de la cryolita.	Id.
Aplicaciones.	48

ARSÉNICO

Propiedades.	50
Purificacion.	51
Menas.	Id.
Teoría del beneficio.	Id.
Fabricacion del arsénico regulino y del arsénico gris.	52
Preparacion de las flores arsenicales.	53

Método de Reichenstein.	54
" de Andreasberg.	56
" de Sajonia.	Id.
" de Rivas (Cataluña).	Id.
Fabricacion del vidrio de arsénico blanco.	Id.
Preparacion de los sulfuros de arsénico.	59
Precauciones que deben guardar los obreros.	60
Aplicaciones.	Id.

ANTIMONIO

Propiedades.	62
Purificacion.	Id.
Menas.	63
Teoria del beneficio.	64
<i>Métodos con licuacion previa:</i>	
En crisoles.—Método antiguo de Malbose.	65
" de Wolfsberg.	66
" de La Lincoln.	Id.
" de Schmöllnitz.	Id.
" moderno de Malbose.	67
En hornos.—Métodos de la Vendée y de Linz.	69
Preparacion del régulo de antimonio.	Id.
Beneficio del antimonio crudo con calcinacion previa.	71
<i>Métodos sin previa licuacion:</i>	
Beneficio en Septèmes.—En hornos de reverbero.	Id.
En hornos de manga.	75
Método inglés.	76
Aplicaciones.	Id.

AZUFRE

Propiedades.	79
Purificacion.	80
Menas.	Id.
Fabricacion en Sicilia.	81
" en Hellin.	82
Refinacion del azufre bruto.	84
Fabricacion del azufre por medio de las piritas.—Método de Rammelsberg.	87
" de Agordo.	88
Aplicaciones.	91

ORO

	PÁGS.
Propiedades.	92
Purificacion.	93
Menas.	Id.
Teoría del beneficio.	95
Beneficio por amalgamacion.	Id.
" por fundicion.	98
" por el cloro.	Id.
<i>Apartado:</i>	
Por la via seca.—Con sulfuro de antimonio.	101
Con azufre y litargirio.	Id.
Por cementacion.	102
Por la via húmeda.—Con ácido nítrico.	103
Con ácido sulfúrico.	Id.
Aplicaciones.	106

PLATINO

Propiedades.	108
Purificacion.	109
Menas.	110
<i>Métodos de beneficio:</i>	
Por la via húmeda.	111
Por la via seca.	112
Por copelacion.	Id.
Fusion de las menas en hornos de cal.	115
Aplicaciones.	116

ESTAÑO

Propiedades.	119
Purificacion.	120
Ménas.	121
Teoría del beneficio.	122
Preparacion de la casiterita de criaderos.	Id.
<i>Métodos de beneficio:</i>	
En hornos de manga.—Método sajón.	125
" de Bohemia.	129
" inglés.	Id.
En hornos de reverbero.	131

Aplicaciones.	137
Estañado: Hoja de lata.	138

AZOGUE

Propiedades.	142
Purificacion.	143
Menas.	Id.
Teoría del beneficio.	144
<i>Métodos de tratamiento:</i>	
Usando como desulfurante la cal (Ducado de Dos Puentes).	147
Usando como desulfurante el aire atmosférico.	
En Altwasser.	151
En Almaden.	153
En Idria.	161
En California.	169
Método de Pellet.	174
Aplicaciones.	176

ZINC

Propiedades.	178
Purificacion.	179
Menas.	180
Teoría del beneficio.	181
<i>Calcinacion de las menas:</i>	
De las calaminas.	182
De las blendas.	183
<i>Métodos de beneficio:</i>	
Belga.	187
Tratamiento de las crasas.	197
Silesiano.	201
Inglés.	211
Carintio y húngaro.	212
Métodos intentados para evitar el empleo de vasijas refractarias.	213
Aplicaciones.	214
Fabricacion de los productos refractarios.	215
" del blanco de zinc.	220
" del laton.	222

PLOMO

I.

	PÁGS.
Propiedades.	225
Purificación.	226
Menas.	Id.
Teoría del beneficio.	227

II.

BENEFICIO DE LOS SULFUROS

<i>Métodos en hornos de reverbero.</i>	229
Carintio.	231
Inglés.	239
Español (Boliches).	253
Francés.	256
Peruano.	263
Tratamiento de los sulfuros de plomo con hierro en hornos de reverbero.	265
<i>Métodos en hornos de manga.</i>	266
Sin calcinación previa.—En el Alto Harz.	268
En Tarnowitz.	282
En Harzgerode.	288
Con calcinación previa.—En el Bajo Harz.	291
En Przibram.	296
En Pontgibaud.	297
En Pisa.	303
En Freiberg.	306
<i>Métodos en forjas.</i>	326
En hornos escoceses.	327
En forjas norte-americanas.	332
Resumen.	334

III.

BENEFICIO DE LAS MENAS Y PRODUCTOS OXIDADOS

Método de Altaí.	336
" de Cartagena.	Id.
Beneficio de los productos metalúrgicos plomizos.	341
Dulcificación del plomo.	348
Composición del plomo de distintas procedencias.	352

IV.

SEPARACION DE LA PLATA CONTENIDA EN LOS PLOMOS DE OBRA

	PÁGS.
<i>Pattinsonage:</i>	
Consideraciones generales.	353
Método por baterías.	358
" por calderas conjugadas.	364
Ejemplo de Freiberg.	367
" de Cartagena.	370
<i>Zincage.</i>	372
<i>Copelacion.</i>	380
Copelacion alemana.	381
Ejemplo de Pontgibaud.	394
" de Clausthal.	396
" de Freiberg.	397
Copelacion inglesa.	398
Ejemplo de Cartagena.	402
" de Alston-Moor.	403

V.

Aplicaciones.	404
Fabricacion de planchas y tubos.	405
" de perdigones y balas.	408
" del albayalde.	411
" del minio.	415

COBRE

I.

Propiedades.	417
Purificacion.	422
Menas.	423
Division y teoria del beneficio.	424

II.

BENEFICIO DEL COBRE POR VÍA SECA

Beneficio de los sulfuros:

Tratamiento en reverberos.—En el país de Gales.	427
" en hornos de cuba.—En Boston.	451

Tratamiento en hornos de cuba.—En Atvidaberg.	462
" " En Røraas.	475
" " En el Bajo Harz.	Id.
" " En Freiberg.	477
" " En Mansfeld.	479
" " En Agordo.	485
<i>Beneficio de las menas oxidadas:</i>	
En Perm.	512
En América.	515

III.

BENEFICIO DEL COBRE POR LA VIA HÚMEDA

Consideraciones generales.	517
Método de Riotinto.	518
" de Cossio.	530
" de Agordo.	536
" de Foldal.	538
" de Linz.	539
" de Campanne-Vecchie.	549
Beneficio de las aguas vitriólicas naturales.	550
Resumen.	551

IV.

Aplicaciones.	552
Composicion del cobre de distintas procedencias.	554
Fabricacion de la caparrosa azul en el Bajo Harz.	555
en Freiberg.	Id.
Fabricacion del bronce.	557
Composicion de diversas especies de bronce.	579
" del bronce de algunas estatuas.	584

PLATA

L.

Propiedades.	589
Purificacion.	591
Menas.	Id.
Teoría del beneficio: su division.	593

II.

BENEFICIO DE LAS MENAS DE PLATA POR VIA SECA

	PÁGS.
Tratamiento de las menas muy ricas.	594
" de las menas argentíferas.	595
Trabajo crudo.	596
Ejemplo de Kongsberg.	598
" de Altai.	599
Método de licuacion.	602
Ejemplo de Oker.	604
<i>Refino de la plata:</i>	
En copelas móviles.—En hogares.	611
En muflas.	612
En reverberos.	613
En copelas fijas.	614

III.

BENEFICIO DE LAS MENAS DE PLATA POR VIA HÚMEDA

Consideraciones generales.	615
Amalgamacion.	616
Teoría de la amalgamacion.	617
Amalgamacion europea.	618
" americana en frio.	628
" " en caliente.	640
Método de Augustin.	649
" de Ziervogel.	656
" de Gurlt.	661
" de Patera.	Id.
Aplicaciones.	662

HIERRO

I.

Breve reseña de la historia de su fabricacion.	664
--	-----

II.

Propiedades del hierro dulce.	676
" del hierro colado.	679

	PÁGS.
Propiedades del acero.	683
Purificacion.	688
Menas.	690

III.

OBTENCION DEL HIERRO DULCE POR EL TRATAMIENTO DIRECTO DE LAS MENAS

Métodos en forjas:

Indio.	696
Catalan.	700
Corso.	715
Método ruso en Stüekofen.	716
" Clay.	717
" Renton.	719
" Chenot.	720
Modificacion de Mr. Tourangin.	725

IV.

OBTENCION DEL HIERRO DULCE POR EL MÉTODO INDIRECTO

Obtencion del hierro colado.	731
Hornos altos.	733
Marcha de los hornos altos.	754
Cuadros de la fusibilidad de algunos silicatos.	760
Sangría.	764
Accidentes de los hornos altos.	776
Teoria de los hornos altos.	780
Empleo del aire caliente.	786
Productos gaseosos de los hornos altos.—Tomas de gas.	788
Marcha de los hornos con carbon vegetal y aire caliente.	799
" con cok y aire frio.	800
" con cok y aire caliente.	801
Clasificacion de los hierros colados.	Id.
Moldeo del hierro colado.	802
Hierro maleable.	805
Calcinacion de las menas.	806
Produccion del hierro colado.	808

V.

CONVERSION DEL HIERRO COLADO EN HIERRO DULCE

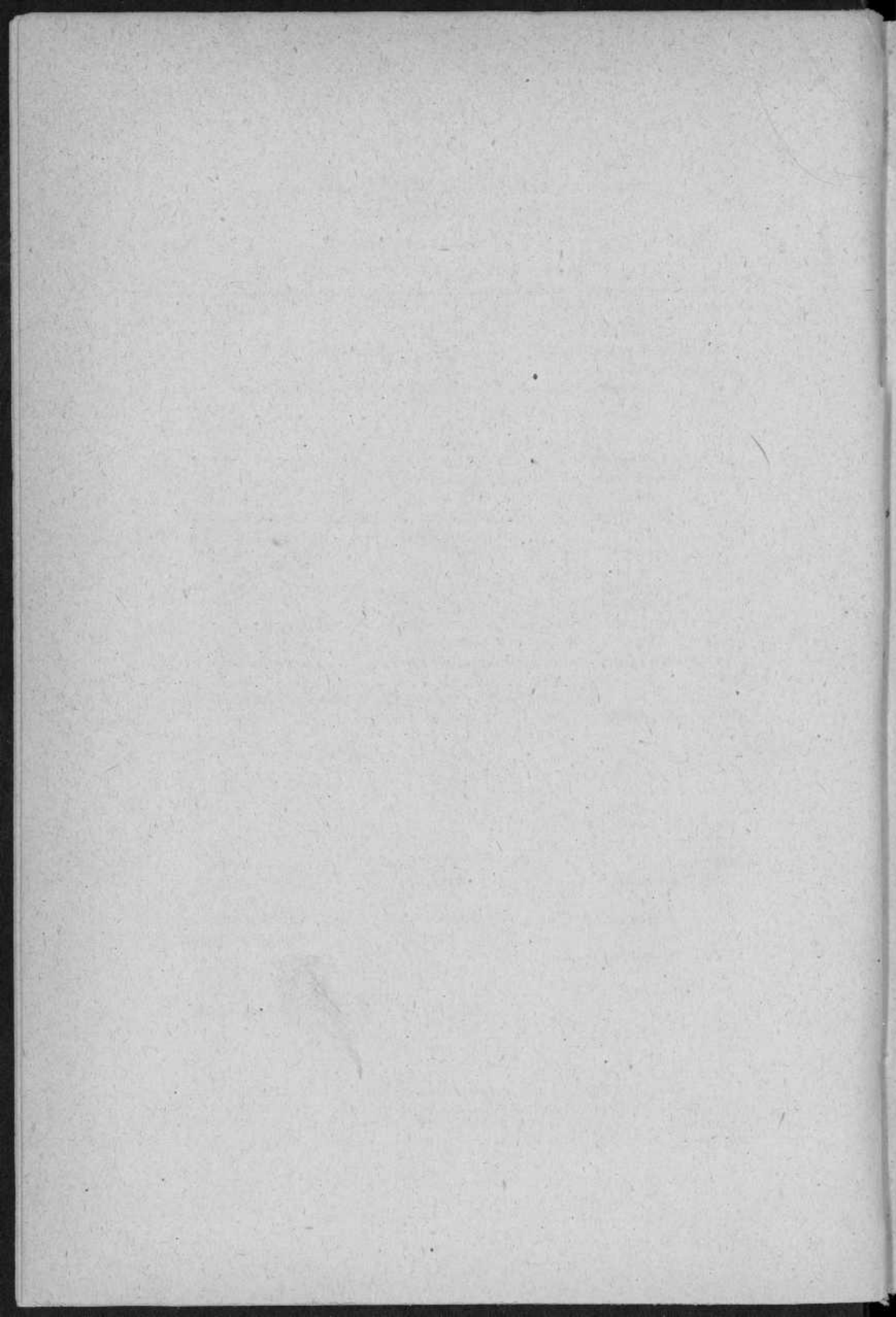
Afino en forjas.	810
" en reverberos ó puddlage.	818

Puddlage con gas.	830
Puddlage mecánico.—Horno Danks.. . . .	832
Horno Pernot.. . . .	838
Cinglado, laminado, estirado, etc.	841

VI.

FABRICACION DEL ACERO

Acero natural.	852
<i>Acero de cementacion:</i>	
Cementacion de las barras.	853
Wootz.	856
Chenot.	857
<i>Decarburacion del hierro colado:</i>	
Acero de forja.	858
" puddlado.. . . .	863
Acero fundido.. . . .	866
" Krupp.	869
<i>Nuevos métodos de fabricacion del acero:</i>	
Acero Bessemer.	874
" Martin.	883
<i>Otros procedimientos de obtencion del acero:</i>	
Purificador de Heaton.	886
Acero fosforoso.	888



ERRATAS PRINCIPALES. (1)

PÁG.	LÍNEA.	DICE.	DEBE DECIR.
12	7	214	208
15	6 subiendo	2	12
19	última de la nota	58	358
24	17	ido	dio
29	las líneas 10 y 11 subiendo	deben ser las últimas de la página.	
35	23	Erdmann	de Erdmann
57	7	cada uno	entre los tres
59	6	grasas	crasas
66	6 subiendo	15.000	1500
69	penúltima	Preparacion	Preparacion
74	18	40 á 50	20 á 30
89	24 y 25	pavimento	paramento
99	14	anchas que altas.	altas que anchas
142	11 subiendo	250°	350°
144	12	84,5	83,2
155	5 subiendo	80	20
157	5 subiendo	2,75	3,75
168	3 subiendo	84 cents. de diámetro y 11, ^m 70	94 cents. de diámetro y 12, ^m 70
198	12	piston	piton
200	15	Mr. Martin	Mr. Martin Flathe.
235	16	licuidad	liquidez
257	16	$3\text{PbO}, \text{SO}_3 + \text{PbS} + 4\text{PbO} + 4\text{SO}_2$	$3\text{PbO}.\text{SO}_3 + \text{PbS} = 4\text{PbO} + 4\text{SO}_2$
264	8 subiendo	fabricar	tabicar
270	8	catorce	diez y seis
275	17	100	80
278	23	8,14	4,14
280	21	48	84
286	17	20	40
320	11	i	l
332	14	15	5
336	12	23,50	2,65
363	2 del cuadro	0,63	0,62
378	23	50	500
Id.	última	zinc	zinc, agregando antes otros 57 kilógramos de este metal.
398	13 subiendo	32	14
403	9	150	50
429	5 subiendo	21,11	25,11
427	17	indudable	indudablemente
444	20	21	11
451	1	$1\frac{1}{2}$	$1\frac{1}{2}$

(1) Refiriéndose la mayoría de estas erratas á cifras ó á conceptos, cuya variacion no se puede comprender á primera vista como sucede con la generalidad de las verdaderas erratas de imprenta, deben corregirse antes de leer el libro, para no incurrir en errores que no puede advertir el que estudia.

PÁG.	LÍNEA.	DICE.	DEBE DECIR.
463	17	2 á 3	8 á 9
467	23	eparadam entecada	separadamente cada
472	21	600 á 700	1000 á 1200
477	15	producen	produce
479	11	83 por 100	83
481	6 subiendo	15	75
494	8	45	17
502	8 subiendo	<i>t</i>	<i>T</i>
512	1 de la nota	<i>mines</i>	<i>usines</i>
526	9 subiendo	cobre	cok
527	8	2	20
528	7	3,76	376
Id.	9	8.40 qqles. de cáscara y 1,7	583 qqles. de cáscara y 17
531	3 de la nota	<i>Ber</i>	<i>Berg</i>
547	5 subiendo	41 kilogramos	47 kilogramos
549	3 subiendo	2 á 8	2 á 3
584	5	<i>Bolleg</i>	<i>Bolley</i>
590	23	caracléres	cráteres
601	3 subiendo	caçillero	canillero
603	7	tres partes de cobre para una de plomo	tres partes y media de plomo para una de cobre
Id.	11	3: 1	1: 3 1/2
Id.	10 subiendo	matas	masas
619	10 subiendo	girar horizontalmente alrededor de su eje	girar alrededor de su eje que está horizontal
635	14 subiendo	0, kg 50	0, gr 50
637	12	sal	cal
641	19	con	en
667	5	trescientos siglos	35 siglos
669	4	El párrafo que empieza en esta línea debe estar en la pág. anterior ántes del que empieza «Nada puede decirse,» y lo mismo la nota correspondiente.	
675	5	<i>Institut</i>	<i>Institute</i>
678	3 subiendo	rnitoso	nitroso
703	9 y 10 subiendo	donde se depositan	por donde se da salida
717	3 subiendo	nueva	una
719	12 subiendo	ema-	hema-
720	11 subiendo	<i>fon</i>	<i>fondu</i>
Id.	4 subiendo	calor	carbon
741	última	leña	carbon de leña
743	16	10,50	8,47
744	15 subiendo	figura 9	figura 17
747	6	núm. 8	núm. 15
751	15	(Costas del Norte)	(Costa de Oro)
764	12 subiendo	estos	entre
767	nota	<i>acier</i>	<i>acier</i>
781	7	rocoger	recoger
795	1	100	80
805	6	1/10000	1/1000000
820	4	los	las
825	penúltima	2,™ 30 milímetros	2,™ 82
857	5 subiendo	272	720
890	21	maganesa	manganesa

PRELIMINARES.

I.

Definición de la Metalúrgia.—Ciencias que la prestan auxilio.—Condiciones de las fábricas de beneficio.—Precauciones que deben adoptarse en las compras de minerales.

La palabra *Metalúrgia*, derivada de las dos griegas μέταλλον (*metal*) y ἔργον (*trabajo*) no tiene una acepción tan limitada como parece deducirse de su etimología: sino que se aplica en general á la série de procedimientos en virtud de los cuales se extraen industrialmente los metales y algunos otros productos metálicos ó no metálicos, de las sustancias minerales que los contienen en la cantidad suficiente y en las condiciones oportunas para este uso. Estas sustancias minerales, reciben el nombre de *menas*.

La Metalúrgia comprende una porción de operaciones comunes á todos los procedimientos, como por ejemplo, la preparación de las menas y de los combustibles, la construcción general de los hornos, las condiciones de los aparatos con que se han de introducir en estos ya el viento, ya las cargas, la calcinación, etc., cuyo conocimiento constituye una parte del arte metalúrgico conocida con el nombre de *Metalúrgia general*; parte que no forma el objeto del presente curso, y acerca de la cual existe en castellano una obra acertadamente escrita por el Sr. D. Jerónimo Ibran, acompañada de un excelente atlas y en la cual se hallan recopilados todos los trabajos,

sobre todo modernos, correspondientes á esa primera parte de la Metalúrgia.

La *Metalúrgia especial*, tal como la considera el célebre Plattner, comprende, á su vez, el conocimiento de los métodos aplicables á las diversas menas, para obtener los metales ó productos comerciales que pueden extraerse de ellas; y el de algunas operaciones destinadas á variar la forma de estos mismos metales para hacer más fácil y más ventajosa su introduccion en el comercio.

Fundados por consiguiente los procedimientos metalúrgicos en las reacciones á que pueden someterse las menas para aislar una ó varias de sus partes constitutivas, ya por medio de la fusion con otras sustancias cuya afinidad con las que acompañan al cuerpo objeto del beneficio permita á estas últimas separarse de él, ya por otros medios en que no intervengan esas elevadas temperaturas, es claro que la Química ha de ser, no sólo la base, sino la verdadera esencia de la Metalúrgia.

Ha habido y hay, quien sostiene que la Metalurgia, por los medios de que hace uso, y por la especialidad de las reacciones que tienen lugar en sus procedimientos, es una ciencia distinta de la Química. Pero aún reconociendo la suma competencia de las personas que sientan esta teoría, es algo violento admitirla cuando se da á la Química la extension que debe tener; y parece más propio dejar á esta última toda la parte científica, y considerar á la Metalúrgia sólo como un arte industrial, que haciendo aplicacion de los principios químicos, procura preparar los metales y los demas cuerpos indicados, en las condiciones necesarias para proporcionar una ganancia, despues de cubrir con el producto de su venta los gastos originados en su fabricacion, la compra de las menas, de los combustibles y de las demas primeras materias, el interés del capital empleado en la construccion de la fábrica y de los aparatos, etc.

Pero si la Química forma la base esencial de la Metalúrgia, no por eso deja esta de necesitar el auxilio y el concurso de otra porcion de ciencias, cuyos conocimientos tienen una aplicacion inmediata á las operaciones de beneficio de las menas. Así, por ejemplo, la física, y sobre todo su parte relativa al calor, es de una aplicacion inmediata á la construccion de los

hornos; la dinámica al movimiento de las corrientes de aire producidas por los aparatos soplantes, etc. Los conocimientos relativos á la construccion en general son tambien de sumo interés para el metalurgista que ha de construir sus aparatos, no sólo con las condiciones de estabilidad que exigen las construcciones civiles, sino tambien con las especiales que deben reunir las que se hallan sometidas á esfuerzos dependientes de las variaciones de temperatura que sufren, etc.

La Mineralogía es otra de las ciencias cuyo conocimiento es indispensable para el metalurgista. Las diversas especies de menas que contienen un mismo metal, le presentan combinado con diferentes cuerpos que no pueden separarse de él por el mismo procedimiento; y de aquí nace la necesidad de aplicar en muchos casos distintos métodos de beneficio, segun que el cuerpo que se trata de beneficiar se encuentre al estado de óxido, al de sulfuro, al de carbonato, silicato, etc. Por eso el metalurgista debe conocer perfectamente las menas que se le presentan para su beneficio á fin de deducir de su composicion el método á que deben someterse, cosa que le seria enteramente imposible si no tuviera los conocimientos necesarios de mineralogía.

La Docimasia, por último, no sólo es un auxiliar poderoso de la Metalúrgia, sino que tiene con ella tan estrecha relacion, que no se concibe establecimiento ninguno metalúrgico medianamente montado, en el cual no exista un pequeño laboratorio docimástico, siquiera sea apropiado sólomente para ensayar menas del metal cuyo beneficio forma el objeto del establecimiento. No sólo para las compras de minerales, cuando estas se hacen, es casi indispensable un ensayo docimástico que indique la riqueza industrial de las menas, sino que se juzgaria muy mal de la mayor ó menor perfeccion de los métodos metalúrgicos, si no se conociera la cantidad de sustancia aprovechable que contienen las materias sometidas al beneficio, y por consiguiente la pérdida que este ocasiona, pérdida que existe siempre, pero que debe encerrarse en los límites que se indicarán más adelante.

Los establecimientos en que se verifican las operaciones metalúrgicas, se llaman *fábricas* ú *oficinas de beneficio*; y el

conjunto de los procedimientos que se aplican á la obtencion de un metal ó de un producto determinado, se llama *tratamiento ó metalúrgia* del metal ó el producto. Así, se dice indistintamente *tratamiento del plomo ó metalúrgia del plomo; tratamiento del cobalto, del arsénico*, etc.

El carácter de las operaciones metalúrgicas es esencialmente industrial. A diferencia de las especulaciones científicas, en que la averiguacion de un hecho debe intentarse, cualesquiera que sean los gastos necesarios para conseguirlo, á las operaciones metalúrgicas debe presidir la más escrupulosa economía. El objeto del fundidor es llevar al mercado una sustancia por la cual obtenga un precio mayor que el gasto que la produccion de aquella sustancia le ha costado, á fin de recibir una utilidad que compense su trabajo y los riesgos á que expone el capital que en su industria tiene invertido.

Consecuencia necesaria de esta premisa, es la conveniencia de obtener de las menas la mayor cantidad posible del metal que contienen, y consecuencia no ménos legítima la de abandonar aquella cantidad que no se obtenga fácilmente, y cuyo coste excediera á la cantidad que podria producir en el mercado. En casi todas las operaciones metalúrgicas se obtienen, ademas del producto principal, objeto del tratamiento, otros productos llamados *escorias*, que nunca van completamente exentos del metal que se beneficia: si se supone que un tratamiento determinado produce plomo y escorias con el 5 por 100 de este metal, y que una modificacion de este tratamiento puede reducir la riqueza de esas escorias al 2 ó al 3 por 100, esa modificacion deberá aceptarse siempre que el exceso de su coste sobre el del tratamiento primitivo sea más pequeño, ó igual, á lo sumo, al precio del 3 ó del 2 por 100 de plomo que se obtiene de más por el procedimiento indicado; pero deberá desecharse siempre que su coste exceda de la cantidad que pueda producir ese 3 ó 2 por 100 de plomo vendido en el mercado.

En la generalidad de los casos, las fábricas están aisladas y no dependen exclusivamente de ninguna mina: esto tiene naturalmente una causa: en primer lugar, es muy frecuente que las menas de una naturaleza determinada no se fundan bien solas, y den un excelente resultado mezcladas con otras de dis-

tinta especie, aunque del mismo metal; y la adquisicion de menas de diversa naturaleza es más fácil para una fábrica aislada en que las condiciones de establecimiento se pueden buscar sin atender á la precisa de estar al lado de la mina, que para la que dependiese de una mina sola: ademas, en este último caso, seria más fácil que un empobrecimiento del criadero, una falla, etcétera, pudieran detener la extraccion de minerales por un período más ó ménos largo de tiempo, y entónces ó habria que despedir el personal perito en la fundicion, lo cual tiene el inconveniente de que es difícil reemplazarle cuando vuelve á necesitársele, ó habria que sostenerle sin darle trabajo, lo cual ocasionaria un gasto de alguna consideracion, que deberia acumularse al interés del capital que se hubiese empleado en la fábrica, perdido durante todo el tiempo que estuviera parada. Sin embargo, en algunos casos en que las minas están bien preparadas para el arranque de minerales y minuciosamente reconocidas; cuando las menas se trabajan bien, y el capital de instalacion de la fábrica no es considerable, es ventajoso que la misma empresa minera funda y venda sus productos, puesto que en este caso, reuniendo las ganancias de la explotacion y del beneficio, puede abaratar algun tanto la produccion y dar mejor salida al objeto que fábrica.

En el caso de hallarse aisladas, las fábricas de beneficio como todos los establecimientos industriales, deben estar colocados en puntos de fácil acceso para las primeras materias, y de fácil salida para los productos: por ejemplo, en la proximidad de un puerto de mar, de un canal, ó de un ferro-carril; y en casi todos los casos conviene unirlos por una vía de esta especie con el muelle ó la vía general, á fin de rebajar todo lo posible el precio de los trasportes. Tambien es conveniente establecerlas en las comarcas mineras, próximamente en el centro de las explotaciones que en ellas se hagan, para que puedan llevarse con facilidad las menas que se han de fundir. Cuando puedan conseguirse ambas cosas, la situacion de la fábrica es la más favorable; pero ante todo, debe tenerse en cuenta que si una de las primeras materias, el combustible ó el mineral, han de sufrir trasportes largos, es preferible que lo sufran los combustibles, á no ser que las menas tengan una riqueza tan considerable que

sea muy corta la cantidad de materia inútil que hay que transportar.

También conviene siempre colocar las fábricas en la inmediación de los puntos donde se encuentran las primeras materias, y no en los próximos al mercado en que han de venderse los productos; porque los trasportes de éstos, refiriéndose á un peso muy pequeño relativamente al de las primeras materias, ocasionan un gasto mucho menor que el que ocasionaria el transporte de todas aquellas.

Sin embargo, en cada caso particular, es preciso hacer un estudio detenido de estas cuestiones ántes de instalar una fábrica.

Al hacer las compras el fundidor, debe enterarse cuidadosamente de la ley del mineral; y para esto se emplean procedimientos muy variados en las diversas comarcas mineras, lo mismo en España que en el extranjero.

En localidades como los distritos de Linares y Sierra de Gádor, donde las menas consisten en galena muy pura con ganga cuarzosa ó caliza, las compras se hacen *á ojo* porque el aspecto exterior del mineral indica con bastante aproximación su riqueza, que consiste únicamente en el plomo; pues en ambos distritos las galenas no contienen sino cortísima cantidad de plata. Lo mismo sucede muchas veces con las menas de antimonio que se explotan en el departamento de las Bocas del Ródano (Francia), siendo esto tanto más notable, cuanto que en estas menas el ocre de antimonio tiene un aspecto térreo muy semejante al de las gangas, y es muy difícil calcular la riqueza aproximada que pueden tener.

En otros puntos, como en Almagrera, en Cartagena, en Hien-laencina, etc., donde las menas no pueden indicar por su aspecto la riqueza que contienen, hay necesidad de acudir á un ensayo, que se hace generalmente por el vendedor y el comprador; los cuales suelen recurrir al laboratorio de la Escuela de Minas para que sirva de tercero en discordia, cuando no están conformes en los resultados. Una cosa semejante sucede en casi toda la América central, donde se hacen también ensayos de las menas por el comprador y el vendedor y en donde decide la discordia, caso de haberla, un funcionario público llamado *rescatador* ó apreciador de minerales.

Siempre que ha de practicarse un ensayo para apreciar la riqueza de una partida de mineral en venta, es preciso tener un esmero grandísimo en la eleccion de las muestras que han de servir para verificarle: de una mala eleccion de muestras, es decir, de que éstas no representen bien el término medio de la ley del mineral, puede resultar un perjuicio de muchísima consideracion para uno de los dos contratantes. Si la muestra da una riqueza superior á la media de la partida, el comprador pierde; al paso que pierde el vendedor cuando la muestra da ménos riqueza de la que contiene por término medio la cantidad total de mineral vendido.

Es difícil conseguir la exactitud necesaria en menas que no han sufrido una preparacion mecánica algo detenida; pero á fin de procurarla en el grado posible, deben tomarse porciones de mineral de los distintos puntos del monton, procurando removerle lo bastante para tener algo del centro; estas porciones deben triturarse con cuidado hasta reducirlas, si no á polvo, á fragmentos muy pequeños, y en seguida separar la parte necesaria para los ensayos, tomando paladas ó espuelas de aquel polvo; y poniendo á un lado, una de cada diez, ó de cada veinte ó de cada cincuenta, segun la cantidad que haya, y la que pueda hacer falta para los ensayos, para los que se debe tomar siempre con abundancia.

En Swansea (país de Gales), donde van á venderse minerales de cobre, procedentes de todo el mundo, se procede con una gran escrupulosidad para la toma de las muestras. Con las menas se forman montones de 35 á 40 metros cuadrados de base, por 40 á 60 centímetros de altura, que se numeran y registran con el objeto de que se sepa su procedencia. En cada uno de estos montones se abren dos zanjas de su misma altura, y de unos 60 centímetros de ancho, que se cortan en cruz en el centro. Con las tierras sacadas de estas zanjas, se forma un nuevo monton, que se divide en dos partes iguales; una de ellas en otras dos, y así sucesivamente hasta dejarlo reducido á la cantidad de algunos kilogramos, la cual se reduce á polvo y se pone á disposicion de los fundidores para que tomen muestras y hagan sus ensayos. Despues de algunos dias se verifica una subasta para cada monton, á la cual asisten los fundidores y los mine-

ros; se hacen proposiciones por escrito, y se adjudica la partida de mineral al mejor postor. Con estas precauciones es difícil que un error ó una mala fé puedan ocasionar perjuicios á una ó á otra parte.

Hay que tener en cuenta tambien otra circunstancia cuando las menas han sufrido alguna preparacion mecánica húmeda; y es que, aún despues de mucho tiempo de expuestas al aire, conservan en el interior una cantidad de agua que excede por lo común del 15 por 100, en las partes más lejanas de la superficie. Esta cantidad de agua, que se desprende por evaporacion de las cantidades pequeñas que se toman para los ensayos, y que no se tiene por consiguiente en cuenta en ellos, hace decrecer de un modo muy notable la riqueza que acusan, si no se tiene cuidado de descontar del peso del mineral el tanto por ciento que corresponda á la humedad. Por lo comun se descuenta de 10 á 15 por 100 del peso de la mena, por razon de la humedad que pueda contener; pero es mucho más exacto tomar una muestra bien elegida, y secarla inmediatamente á 100°, descontando luégo del peso de la mena *el tanto por ciento*, deducido de este ensayo preliminar.

Averiguada la riqueza de una mena y conocido el precio en el mercado, del metal que ha de producirse, el metalurgista averigua sencillamente el precio á que puede pagar aquella, por medio de la ecuacion siguiente: el precio de la mena es igual al precio del metal en el mercado, multiplicado por el tanto por ciento que contiene, expresado en fraccion decimal, y disminuido en una cantidad que exprese los gastos de fabricacion y la ganancia que el fundidor se promete obtener. Llamando m al precio del mineral, c al precio del metal en el mercado, g á los gastos de tratamiento, y u á la utilidad que el fundidor quiere obtener; y suponiendo que el mineral tenga una ley de 30 por 100, la ecuacion será:

$$m = 0,30c - g - u.$$

La cantidad g se compone de los gastos que ocasionan el combustible y los fundentes empleados, los jornales de los obreros, el deterioro de las herramientas y los hornos, el interés del ca-

pital empleado en la fábrica y su amortizacion, y los gastos generales de la direccion y administracion de la misma.

Los fundidores ingleses llaman á esta ecuacion *standard*.

II.

Caractères de los metales.—Dificultad de una buena definicion.—Plan del curso.

No hay necesidad de haber hecho estudios de ninguna clase para comprender lo que vulgarmente se conoce con el nombre de *metal*, y, sin embargo, es difícil encontrar, fuera de los caracteres químicos, ningun otro bastante marcado y exclusivo de estos cuerpos, en que pueda basarse una buena definicion de los mismos (1). Bajo el punto de vista químico y científico, metales son aquellos cuerpos que no presentan en sus combinaciones con el oxígeno ningun gas permanente, y que forman al ménos una de estas que sea base salificable; pero no puede encontrarse una agrupacion de caracteres físicos que baste á definir lo que se entiende vulgarmente por metal, teniendo en cuenta que en todas las definiciones indicadas hasta ahora se incluye el brillo característico llamado *metálico*, haciendo de este modo entrar hasta cierto punto el definido en la definicion.

Mr. Landrin, en su *Dictionnaire de Mineralogie*, dice que metal es un cuerpo «opaco, conductor y electrizable; generalmente dúctil, maleable, tenaz, sonoro, elástico, insoluble en el

(1) Algunos etimologistas suponen que la palabra *metal* se deriva de las dos griegas μετά (*después*) ἄλλος (*otro*) indicando este nombre que los metales no se emplearon en el mundo, ya como signos del comercio, ya como medios de fabricar armas, herramientas, etc., sino después de las demas sustancias. Sin embargo, esta etimología parece un poco violenta, porque en griego existen otras palabras á que tambien pudiera aplicarse, como por ejemplo, μετάλλω (*investigar, interrogar*) y en las que evidentemente no tendria sentido. Por otra parte, aún suponiendo exacta la etimología, se refiere á una propiedad que no puede servir de base á ninguna definicion.

agua y atacable por los ácidos». Despues de tantas condiciones, no queda bien definido el metal, puesto que entre las cualidades que presenta como inherentes á todos los cuerpos metálicos está la opacidad, y el oro, que es uno de los metales más característicos, reducido á láminas sumamente delgadas es transparente y deja percibir al través de su masa los objetos como teñidos de color verde.

El *Dictionaire des Arts et Manufactures*, de Laboulaye, dice que los metales son cuerpos «opacos, dotados de un lustre particular llamado *brillo metálico*, generalmente más pesados que el agua y que no forman con el oxígeno combinaciones permanentemente gaseosas»; cuya definicion adolece del mismo defecto que la otra y ademas del de acudir á un carácter esencialmente químico, imposible de apreciar por la inspeccion del cuerpo, ó por un exámen más ó ménos detallado que no altere su esencia.

Scherer indica una definicion más breve pero que tampoco satisface por completo, si bien es rigurosamente exacta: segun él, metal es «todo cuerpo que tiene cuatro al ménos de las cinco condiciones siguientes: 1.^a Ductilidad y maleabilidad. 2.^a Gran peso específico. 3.^a Brillo particular. 4.^a Conductibilidad para la electricidad y el calor; y 5.^a Opacidad». Dentro de estas condiciones están comprendidos todos los metales y no puede comprenderse ningun cuerpo que no lo sea.

No todos los metales son objeto del presente curso; hay muchos como el litio, el calcio, el cromo, el erbio, el rutenio, etc., que por su ninguna importancia industrial no pueden ser objeto de un tratamiento en grande y cuya obtencion puede considerarse exclusivamente como una operacion química de laboratorio. Los que tienen un verdadero valor mercantil, y por sus aplicaciones merecen un tratamiento en fábricas especiales, son los siguientes: Bismuto, Cobalto, Niquel, Aluminio, Antimonio, Oro, Platino, Estaño, Azogue, Zinc, Plomo, Cobre, Plata y Hierro.

Hay algunos cuerpos que no son metálicos y que, sin embargo, merecen un lugar en un curso de la índole del presente; por lo cual tienen cabida en casi todos los tratados y en casi todas las lecciones de Metalúrgia: estos son el Arsénico y el

Azufre; y siguiendo la costumbre universalmente establecida, formarán parte de los cuerpos á cuyo estudio se dedica el presente libro.

Las pocas obras completas de metalúrgia publicadas hasta el dia, presentan al estudio los diversos metales en un orden que tiene mucho de arbitrario, y por consiguiente cada autor y cada profesor adopta el que considera más conveniente. Algunos empiezan por el hierro; otros le dejan para el último: unos quieren basar su clasificacion en la sencillez del tratamiento, lo cual es punto ménos que imposible, y otros exponen lo relativo al beneficio de cada uno, en un orden cuyo fundamento no se alcanza á comprender. En medio de esta confusion, me ha parecido conveniente adoptar el orden que ántes indico, fundándome en la importancia industrial de cada uno de los metales; por eso, empezando por el bismuto cuya produccion anual no excede seguramente de 5.000 kilógramos, he terminado por el hierro cuyas aplicaciones son innumerables, y cuya produccion llega á millones de toneladas.

Al mismo tiempo, dentro de cada metal he procurado, siguiendo el ejemplo de Plattner, agrupar los métodos de beneficio segun sus condiciones y exponer primero aquellos cuya sencillez es mayor y que están más extendidos.

El estudio de cada metal comprenderá sus propiedades químicas, las menas de que puede extraerse, la teoría de su tratamiento en grande, aplicándola á cada clase de menas si varia con la naturaleza de éstas; los detalles de su beneficio en los puntos en que se haga con mayor perfeccion; sus aplicaciones en el comercio ó la industria y las principales fabricaciones que, dependientes del mismo tratamiento, se hallen establecidas por lo general ó puedan establecerse con ventaja en las mismas fábricas de beneficio. Tambien se indicará al principio de cada uno de ellos, la sinonimia en latin, francés, inglés, italiano y aleman.

BISMUTO.

(Lat.) **BISMUTHUM**, (Fr.) **BISMUTH**, (Ing.) **BISMUTH**, (It.) **BISMUTO**, (Al.) **WISMUTH**.

Sus propiedades.—Medios de obtenerlo en estado de pureza.—Descripción de sus menas.—Método de beneficio, tomando como tipo el de Schneeberg.—Aplicaciones.

Propiedades.—El bismuto es un metal que tiene por equivalente 214. Su color es blanco de estaño tirando á rojizo; es muy brillante y de testura extremadamente lamelar; es bastante resistente, y quebradizo hasta el punto de poder reducirse á polvo por medio del martillo. El peso específico del metal ordinario es, segun Scheerer y Marchand, de 9,783; en estado de pureza se eleva hasta 9,799 y presenta la anomalía de ir disminuyendo á medida que se somete á mayores presiones. Segun los mismos autores, bajo presiones de 50.000, 75.000 y 100.000 kilógramos, la densidad se hace sucesivamente de 9,799, 9,663 y 9,556. Sin embargo, Karsten (1) supone que la densidad del bismuto puro no escede de 9,29, y que aumenta batiéndole cuidadosamente con el martillo. Se funde á 260° centígrados, segun los últimos estudios, y se volatiliza á 30° del pirómetro, desprendiendo abundantes vapores; pero no puede destilarse en vasos cerrados sino á temperaturas extremadamente elevadas. Por la solidificación aumenta su volúmen cerca de $\frac{1}{32}$ lo cual le hace muy apropiado para el moldeo.

El bismuto se disuelve con bastante facilidad en el ácido ní-

(1) *System der Metallurgie*. — Tomo iv, pág. 500.

trico en frio; el ácido sulfúrico no le ataca sino cuando está concentrado é hirviendo, y el clorohídrico le ataca con mucha dificultad.

Purificacion.—En el comercio no se encuentra el bismuto al estado de pureza: por el contrario, se presenta mezclado con cortas cantidades de azufre, arsénico, hierro, níquel y otros cuerpos, de los cuales puede separarse fundiéndole con una corta cantidad de salitre. Cuando se quiere obtener en hermosos cristales, á lo cual se presta muy bien, se funde el del comercio en un crisol donde se arroja de tiempo en tiempo un poco de salitre y se mueve la masa, tomando muestras y continuando la operacion miéntras el enfriamiento de éstas al aire produce una coloracion azul, violada ó rosácea. Así que estos colores han desaparecido y se presenta la superficie teñida de verde ó de amarillo de oro, se limpia bien, se ponen sobre ella algunos carbones encendidos y se deja por algun tiempo en reposo. Cuando se ha solidificado la parte superior, se taladra con un hierro hecho áscua y se vierte rápidamente la masa interior que aún se mantiene líquida. Las paredes del crisol quedan tapizadas con una capa de bismuto en hermosos cristales exaédricos, formados por fajas sobrepuestas y que presentan fuertes irisaciones amarillo-rojizas.

Menas.—Sólo pueden considerarse como menas de bismuto, el bismuto nativo, el oxidado y el sulfurado; y aún estas dos últimas son mucho más escasas que la primera, y no se someten al tratamiento.

Forma tambien muy frecuentemente parte de los filones en que se encuentran las menas de níquel y cobalto, como sucede en Schneeberg, en Sajonia, que es el punto donde se beneficia principalmente.

Teoria del beneficio.—Consecuencia del estado mineralógico en que este metal se presenta, la operacion empleada siempre para obtenerle está reducida á una simple licuacion; es decir, á una elevacion de temperatura capaz de fundir el bismuto é insuficiente para alterar el estado de las gangas que le acompañan. El procedimiento es más ó ménos perfecto, segun la mayor ó menor probabilidad de que se pierda el metal licuado entre los resíduos de la licuacion.

Tratamiento en Schneeberg.—En Schneeberg (Sajonia), la operacion se conduce del modo siguiente: En un horno, (*Figura 1.*), formado por cuatro paredes verticales y dividido horizontalmente en dos partes por una rejilla *r*, que no ocupa toda la anchura, se colocan, formando dos filas superpuestas, once

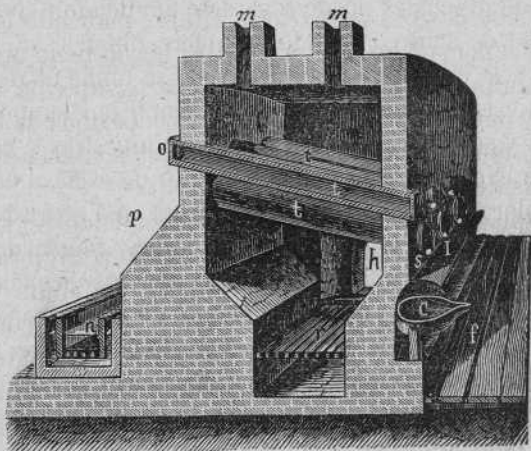


Fig. 1.

tubos *t* de fundicion de hierro, cuya longitud es de 1,^m30 (2 *ellen*) próximamente. La seccion trasversal de los tubos es elíptica: los cinco que se colocan en la fila superior tienen 20 centímetros de altura y 15 y medio de anchura; los seis de la fila inferior tienen 30 centímetros de altura por 20 de anchura. Estos tubos no están horizontales, sino que presentan una inclinacion de unos 12° ($\frac{1}{5}$ de su longitud) hácia la delantera del horno. En el centro de esta, y montada sobre dos muñones que la permiten girar alrededor de un eje horizontal, se encuentra una caldera *c* de palastro, á la cual viene á parar el bismuto fundido que corre por dos canales tambien de palastro, *l*, inclinados hácia el centro; *h* es la puerta del hogar. Los productos de la combustion se desprenden por muchas aberturas *m*, *m*, practicadas en la bóveda que termina el horno.

La extremidad más baja de los tubos está cerrada, y tiene en la parte inferior un pequeño orificio *s*, para que pueda correr el

bismuto fundido. La extremidad superior *o*, que sirve para la carga y la descarga, está completamente abierta y debe cerrarse durante la operacion con unas placas de palastro á propósito.

En la trasera del horno, hay un plano inclinado *p*, fabricado con la misma mampostería, y por él caen los residuos á una caja de hierro *n*, cuyo fondo está agujereado y que descansa en un canal lleno de agua hasta cierta altura, pudiendo levantarse y manejarse por medio de una grua. El horno tiene unos 2 metros de altura, por 1 de anchura en su parte superior. La longitud es de unos 3^m,5 á 4^m. La rejilla ocupa toda la longitud, aunque no toda la anchura; quedando limitada esta dimension á poco más de medio metro.

La operacion se conduce del modo siguiente: En cada tubo se cargan de 9 á 10 kilogramos de mena (20 á 25 libras de Sajonia), que llenan próximamente la mitad de su altura y las tres cuartas partes de su longitud, y se enciende fuego con astillas en el hogar. El bismuto contenido en la mena se funde pronto, corre á favor de la inclinacion de los tubos á la parte inferior de éstos, y sale por los orificios *s*, á los canales *l*, de los cuales se vierte á la caldera *c*, donde se mantiene fundido por medio de carbones encendidos que se colocan en ella. A los 15 ó 20 minutos las menas están agotadas y es necesario sacarlas y proceder á una nueva carga. Para esto se destapan las aberturas superiores de los tubos, y por medio de rastros, se retiran los residuos y se dejan caer por el plano inclinado *p* á la caja *n*, donde se enfrian rápidamente, y no dificultan las operaciones posteriores.

Las menas sometidas al tratamiento en Schneeberg, contienen por término medio 12 por 100 de bismuto; pero no se obtiene de ellas más que el 8, quedando el 4 restante entre los residuos. En 24 horas se pueden tratar en un horno de esta especie unos 6.000 kilogramos de mena, obteniéndose 480 de bismuto, con un consumo de combustible que no pasa de 2 metros cúbicos.

Cuando la caja *n* se ha llenado con los residuos, se levanta por medio de la grua; y se arrojan aquellos, ó se llevan al punto donde convenga, si deben someterse á un tratamiento ulterior, como sucede siempre que contienen cobalto y níquel. En este

caso, el *speis* que se produce despues de la obtencion de los esmaltes, contiene todavía bismuto, y puede someterse de nuevo á la licuacion.

De tiempo en tiempo el bismuto contenido en la caldera *c* se vierte en otras calderas tambien de hierro, montadas sobre ruedas, y se lleva á los puntos donde debe verificarse el moldeo por medio de un ferro-carril que corre á lo largo de la delante-ra del horno. De estas calderas se saca con cazos y se vierte en moldes cuya cabida es generalmente de 19 á 20 kilógramos.

Obtencion del bismuto como producto secundario.—

Hay ocasiones en que el bismuto no forma el objeto principal del tratamiento de ciertas menas pero en que existe, sin embargo, en ellas en cantidad bastante para poder beneficiarle con ventaja como producto secundario. En casi todos estos casos es precisa la calcinacion de los minerales; pero aunque no lo sea, conviene, para aprovechar el bismuto, verificarla en montones de algunos piés de altura, contruidos con las precauciones y en la forma con que se construyen ordinariamente los montones de calcinacion. El bismuto se licua, y filtrándose por los intersticios de las menas, viene á caer á la capa inferior de los montones mezclado con las cenizas y los pedacitos de combustible que proceden del que se ha puesto alternando con las menas al formar el monton. Cuando éste se ha enfriado, se deshace, se recoge con cuidado la capa inferior, en la que se encuentran las cenizas y los carboncillos de que se ha hecho mérito, y se somete á un lavado por medio del cual se obtienen glóbulos más ó ménos gruesos de bismuto. El metal obtenido de esta manera es muy impuro y debe, ántes de introducirse en el comercio, purificarse; para lo cual se funde, se limpia bien la superficie de las crasas que se vayan formando, y cuando éstas presentan un color amarillento ó verdoso, se moldea. Este procedimiento es muy imperfecto y deja perder más del 50 por 100 del bismuto que las menas contienen; por consiguiente, no puede aplicarse sino como medio de obtener un producto secundario, cuyo precio aminore algun tanto los gastos de otra fabricacion que constituya el objeto principal del beneficio.

Tratamiento propuesto por Plattner.— Pudieran seguramente aplicarse á la licuacion del bismuto hornos de reverbe-

ro segun lo ha propuesto Plattner; pero sin embargo, hasta ahora no se han usado en ninguna parte, y se comprende desde luego que si se emplearan se producirian con gran facilidad pérdidas á través de la plaza y por oxidacion que no serian mucho más pequeñas que las indicadas para la licuacion en montones.

Aplicaciones.—Hace algunos años trató de emplearse el bismuto para la extraccion de la plata por medio de la copelacion; pero no ofreciendo ventaja ninguna sobre el plomo que desde muy antiguo viene aplicándose á este objeto, y siendo por el contrario muchísimo más caro, se desechó completamente. Hoy sus usos están limitados á la formacion de aleaciones fusibles, y á la de otras aplicadas á la obtencion de clichés para la tipografía, pues la propiedad de aumentar su volúmen al solidificarse le hace muy apropiado para este uso, permitiéndole que tome la impresion de todas las líneas por muy delicado que sea el dibujo á que se aplique. Tambien se emplea su óxido, bajo el nombre de *sub-nitrato* en medicina y como cosmético.

Las aleaciones más comunes de bismuto son las siguientes:

La aleacion de Newton, compuesta de 8 partes de bismuto, 5 de plomo y 3 de estaño, que se funde á $94^{\circ},5$ centígrados.

La aleacion de Rose, compuesta de 2 de bismuto, 1 de plomo y 1 de estaño, fusible á $93^{\circ},75$.

La aleacion empleada para la obtencion de los clichés que se funde á $91^{\circ},66$ y se compone de 3 partes de plomo, 2 de estaño y 5 de bismuto. Para obtener los clichés con esta aleacion se empieza por tomar una contra-estampa del grabado en madera, sobre una aleacion de plomo y antimonio que se aplica á aquella en el momento en que va á solidificarse: despues, sobre esta contra-estampa, puede moldearse el cliché de la aleacion bismutífera; y se obtienen con la mayor precision los rasgos más delicados que el buril dejó en la madera usada como matriz ó modelo.

La aleacion de 45,5 de bismuto, 28,5 de plomo, 17 de estaño y 9 de azogue que se emplea para empastar los dientes.

Y por último, la amalgama de una parte de bismuto y cuatro de azogue, empleada para azogar el interior de los globos de cristal y los espejos cóncavos y convexos.

Todo el bismuto que se encuentra en el comercio procede del

Erzgebirge Sajon, el cual produce anualmente sólo en Schneeberg unos 4.000 kilogramos; y 600 á 700 en las restantes fábricas. Como sus usos son bastante escasos no es posible aumentar esta produccion, porque no tendria salida el metal producido. El precio á que se obtiene en Schneeberg varía de 25 á 30 pesetas el kilogramo. Hoy se vende en España, sin duda por la dificultad de las comunicaciones desde tan larga distancia, á un precio mucho más elevado que no baja de 47 á 50 pesetas el kilogramo.

COBALTO.

(Lat.) COBALTUM. (Fr.) COBALT. (Ing.) COBALT. (It.) COBALTO. (Al.) KOBALT.

Sus propiedades y menas.—Preparacion del esmalte, tomando como tipo el método seguido en Sajonia.—Preparacion del óxido para teñir porcelanas.—Aplicaciones.

Propiedades.—El cobalto, cuyo equivalente es 29,50, es un metal de color gris semejante al del platino; medianamente duro, dúctil y maleable en poco grado, de textura granuda y susceptible de recibir un hermoso pulimento. Es magnético, pero no tanto como el hierro: cuando está exento de este metal y de níquel, tiene muy poca acción sobre el iman.

Su peso específico, cuando se ha obtenido por la reduccion del óxido en una corriente de hidrógeno, es, segun Rammelsberg (1) 8.957: las variedades de metal obtenidas por otros procedimientos deben ser algo más ligeras, porque generalmente los autores no le asignan mayor peso específico que 8,5 ú 8,6. No se funde á temperaturas inferiores al rojo blanco muy intenso y es completamente fijo. Sus óxidos son reducibles por el carbon, y por este medio se obtiene, á semejanza de lo que sucede con el hierro, un carburo de cobalto fusible y quebradizo. Se disuelve en los ácidos sulfúrico y clorohídrico diluidos, pero más lentamente que el hierro y el zinc: el ácido nítrico le oxida y le disuelve muy fácilmente: los ácidos vegetales apenas ejer-

(1) *Vorlesungen über allgemeine Hüttenkunde von Karl Friedrich Plattner.*—Tomo II, pág. 58.

cen accion sobre él. El aire seco no le altera: cuando está húmedo, le cubre al cabo de cierto tiempo de un orin negro.

Obtención del cobalto puro.—El cobalto al estado metálico no tiene aplicacion en las artes, y por lo tanto no se prepara en grande ni se encuentra como producto comercial. En los laboratorios se puede obtener puro y fundido, segun Regnault, por el siguiente procedimiento. Un tubo de porcelana cerrado por un extremo, se llena de oxalato de cobalto, que se comprime fuertemente: se cierra con una tapadera el otro extremo del tubo y se coloca verticalmente en un crisol refractario, llenando con arcilla el hueco que resulta entre uno y otro. Dispuestos de este modo ambos crisoles, se colocan en el hogar de una buena forja y se someten á un fuego muy fuerte; por este medio se desprende ácido carbónico y queda cobalto solo, que se funde en un boton si la temperatura ha sido bastante elevada.

Menas.—Las principales menas de cobalto son las siguientes:

El *cobalto brillante* ó *sulfurado*, que es un sulfoarseniuro del metal, cuya riqueza se eleva á 35,8 por 100.

La *pirita de cobalto y níquel*, polisulfuro de cobalto, níquel y hierro, cuya riqueza en cobalto varía de 11 á 25,7 por 100.

El *óxido negro* que es un óxido hidratado de cobalto, cobre y manganeso, que contiene 15,2 por 100 del primero de estos metales.

Ademas se consideran como menas de cobalto, por muchos autores, algunos productos metalúrgicos que pueden destinarse á su fabricacion, y que son generalmente:

El *speis*, formado por sulfo-arseniuros de cobalto y hierro, ó de estos dos metales y de níquel, cuya riqueza varía entre límites muy extensos.

El *cobalto bismutífero*, que es probablemente una mezcla del producto anterior con sulfuro de bismuto, que contiene por lo general 9,7 por 100 de cobalto.

Propiedades del esmalte.—Todas estas menas se aplican á la fabricacion de óxido de cobalto, ó lo que es más frecuente, á la fabricacion de *esmalte*, que es el verdadero producto cobaltífero industrial. El esmalte es un vidrio de base de potasa, teñido de azul por el óxido de cobalto. De este vidrio se hacen, y se encuentran por consiguiente en el comercio, varias suer-

tes ó clases, segun la mayor ó menor intensidad y pureza del color, y segun la mayor ó menor finura del grano: la calidad de estas suertes se indica en el comercio por medio de letras como se dirá más adelante; pero fuera del idioma aleman, al cual corresponden estas letras, no reciben nombres especiales. Al esmalte reducido á polvo impalpable se le da el nombre de *azur*, (en aleman *eschel*.)

El color del esmalte es un azul celeste más ó ménos puro; siendo preferible que tenga una ligera tinta verdosa á que la tenga rosácea ó violada. El color de un esmalte y la pureza de su tinta no dependen exclusivamente de su riqueza en cobalto. La finura del grano tiene tambien mucha influencia: las suertes de grano grueso son más oscuras y más generalmente apreciadas que las de grano fino, á escepcion de algunas de estas, que aunque ménos teñidas, pueden hacer competencia á las suertes de color oscuro, por la pureza y transparencia de sus tintas. En general, las suertes oscuras son tambien algo más densas que las pálidas.

Calcinacion de las menas.—Antes de poder emplearse para la confeccion del esmalte, las menas de cobalto deben sufrir una calcinacion, cuya duracion y cuyas circunstancias todas dependen de la clase de menas sobre que se opera, por cuya razon no pueden indicarse reglas generales, sino que el buen éxito depende en cada caso de la experiencia de mucho tiempo. Puede indicarse, sin embargo, como regla, que la calcinacion debe llevarse hasta tal punto que se oxide todo el cobalto, y no se oxiden el hierro y el níquel. Si es demasiado prolongada, se oxidan estos dos metales y pasan al esmalte, al cual comunican una tinta verdosa desagradable; si es demasiado rápida, quedará algo de cobalto sin oxidar, y esta parte no pasará al esmalte, sino que quedará en el *speis* donde será perdida.

La calcinacion en Sajonia y Noruega se verifica en hornos de reverbero, como el representado en la figura 2. A este horno van siempre anejas cámaras de condensacion, donde puede recogerse una gran cantidad de flores de arsénico, las cuales, beneficiadas despues, producen una ganancia que se agrega á los beneficios obtenidos por la fabricación del esmalte; *p* es la plaza, *a* el puente, *t* la puerta de trabajo, y *s* los tragantes por donde

los productos volátiles de la calcinacion mezclados con los de la combustion, van primero á las galerías *g*, y despues á las cámaras de que ántes se ha hablado, y donde se deposita el ácido arsenioso.

La plaza tiene la forma de un trapecio, con las esquinas de la

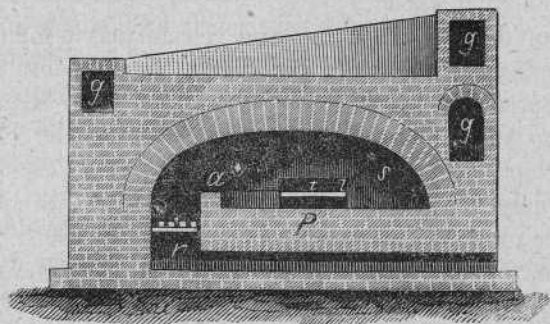
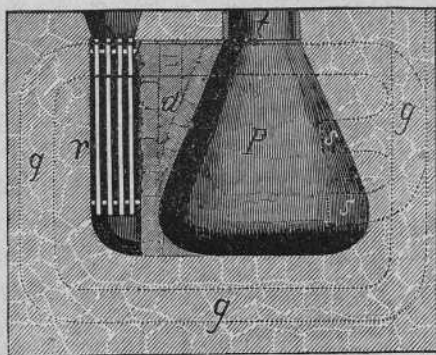


Fig. 2.



base mayor redondeadas: la mayor dimension, próxima al muro opuesto á la puerta de trabajo, es de 2^m,20, y la menor, que es la anchura de esta misma puerta, de 70 centímetros; la anchura del horno es de 2^m,50; la altura de la bóveda sobre la plaza de 70 centímetros, y la altura desde la rejilla hasta la superficie del puente 40 centímetros, teniendo poco más ancho el hogar. Los

canales *g*, tienen una seccion de 35 centímetros de alto, por 40 de ancho.

Sobre la plaza se extiende el mineral en una capa de 10 á 12 centímetros y de tiempo en tiempo se renuevan las superficies expuestas á la corriente gaseosa, por medio de un espeton que se apoya en una barra de hierro *l* colocada en la parte interior de la puerta de trabajo. Así se continúa la calcinacion hasta que haya llegado al punto que la esperiencia ha fijado de antemano: entónces se saca con rastros el mineral por la puerta de trabajo y se deja enfriar para someterlo á las operaciones sucesivas.

En Querbach (Baja Silesia) la calcinacion de las menas de cobalto se verifica tambien en reverberos; pero estos son de plaza rectangular, y no tienen verdadera chimenea, sino que los productos de la combustion salen por la puerta de trabajo; encima de esta hay una gran campana dividida en dos partes por un tabique paralelo á la pared del horno: la parte más próxima á este comunica con una galería de condensacion terminada por una cámara en la cual se recogen los vapores arsenicales: la otra desemboca en la atmósfera y tiene únicamente por objeto defender á los obreros de la accion deletérea de los vapores, absorbiendo los que no hayan penetrado en la galería, cuyo tiro dificultan en gran parte su longitud y sus recodos. Durante el verano no se calcinan en Querbach las menas de cobalto: se aprovecha para hacer esta operacion el invierno, porque hallándose en esta estacion cubiertos de nieve los campos, la presencia de vapores arsenicales en la atmósfera no perjudica la vegetacion.

Cuando el horno está frio, se le da fuego durante cinco ó seis horas y al cabo de este tiempo, en que ha adquirido la temperatura del rojo oscuro, se introduce el mineral reducido á polvo (*schlich*) en cantidad de unos 150 kilogramos teniendo cuidado de humedecerle un poco para que la corriente gaseosa no arrastre las partes más finas.

Despues se esparce uniformemente por la plaza formando una capa de 10 á 12 centímetros y se aumenta la temperatura agregando combustible en el hogar. Inmediatamente empiezan á presentarse vapores blancos muy abundantes que proceden de la evaporacion del agua, el arsénico y el azufre, y así se

mantiene el horno sin aumentar más la temperatura durante unas seis horas. Pasadas estas se empieza á añadir combustible y se remueve de media en media hora el *schlich* con un espeton, renovando las superficies expuestas á la accion oxidante de la llama y promoviendo nuevamente el desarrollo de vapores arsenicales y sulfurosos.

En 16, 18 ó á lo sumo 21 horas se termina la calcinacion, y aparece el *schlich* al rojo vivo sin desprender más vapores. Entónces se saca, y ántes de proceder á una nueva carga, se deja que la temperatura del horno vuelva á descender hasta el rojo cereza oscuro, para evitar que pueda aglomerarse el mineral.

En cada operacion se consumen cerca de 9 metros cúbicos de leña de pino.

Preparacion del cuarzo.—Ademas de la mena hay necesidad de preparar la sílice y la potasa que deben entrar en la constitucion del esmalte. La primera se obtiene siempre por medio del cuarzo, que se escoge bien blanco, se calcina y se echa en agua fria cuando está al rojo: de este modo se consigue quebrantarle y se facilita el bocarteado á que se somete despues; lavándole, por último, á fin de obtener un producto muy fino y muy puro. En otras localidades (Querbach) no se hace más que calentar el cuarzo al rojo en hornos de cuba semejantes á los de cal, durante 16 á 18 horas. Despues de calcinado debe estar mate, bien blanco, opaco y deshacerse fácilmente entre los dedos.

La potasa empleada debe ser tambien muy pura, pues cuando contiene sosa ú óxidos térreos produce un vidrio súcio y de mal aspecto.

Las tres primeras materias deben ser conocidas de antemano por ensayos prévios, y tambien se deben conocer perfectamente por otros ensayos las propiedades de su mezcla. Conviene agregar á esta algo de ácido arsenioso, con el objeto de convertir al hacerse la fusion el óxido ferroso que pueda existir en óxido férrico, que da ménos color al esmalte. La mezcla de estas tres sustancias se llama *zafre*.

Preparacion del esmalte.—La fusion del esmalte se verifica en Sajonia, Silesia y Noruega en hornos de crisoles, semejantes á los usados para la fusion del cristal ordinario, y que

se representan en la figura 3. Sobre un muro anular *m* que arranca del piso *p* del taller, descansa una bóveda semiesférica *b* en la cual hay practicadas generalmente seis y algunas veces ocho aberturas *h* que corresponden á los sitios donde se colocan otros tantos crisoles *c* circularmente sobre la plaza *k*. En el cen-

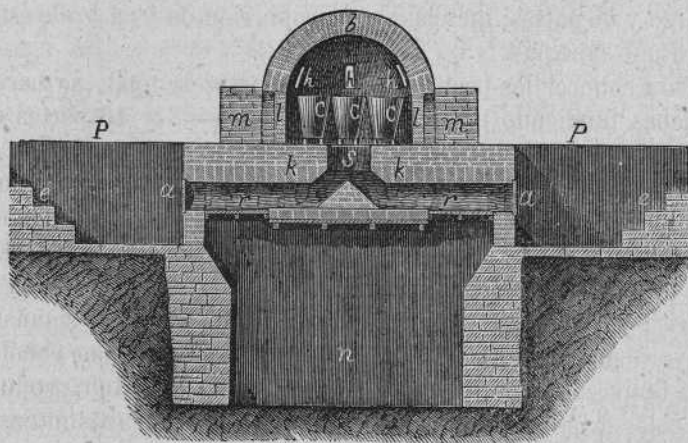


Fig. 3.

tro de esta hay una abertura *s* por donde pasan al interior del horno los productos de la combustión de la leña que se quema á un nivel más bajo, sobre una regilla de ladrillos *r* que forma dos planos inclinados, y que tiene comunicación con el exterior por medio de dos aberturas *a a* que sirven para introducir y atizar el combustible. El cenicero *n* es un espacio grande colocado bajo la regilla, y tanto á esta como á aquel se baja por escaleras *e e*. El muro *m* tiene dos aberturas al nivel del piso, que se tapan durante la operación con placas de arcilla *l l* y que sirven para colocar en su sitio los crisoles. Estos tienen algunas veces cerca del fondo un orificio tapado con arcilla y por el cual se extraen las materias más pesadas que el esmalte que se forman durante la fundición.

El diámetro interior del horno es de poco más de 2 metros, y la altura del muro, hasta el arranque, de unos 65 centímetros. Los crisoles tienen 60 centímetros de altura, y 40 de diá-

metro interior en la boca: su espesor no pasa nunca de 5 á 6. La rejilla tiene una anchura de 1^m,60, y cerca de 3^m,50 de longitud. La bóveda está guarnecida con un anillo de hierro, para evitar que se deteriore fácilmente.

En cada crisol se colocan para la fundicion 10 á 25 kilogramos de mineral, al cual se agregan cantidades muy variables de cuarzo y de potasa; mezclados en proporcion de $\frac{3}{4}$ á $\frac{1}{3}$ de ésta, para uno de aquél.

Para conocer las proporciones de la mezcla total, se hacen pruebas fundiendo la mena con 1—2—4—8 y 16 partes de cuarzo y potasa, cuando las pruebas están bien fundidas, se saca de los crisoles una cantidad de vidrio, se muele en un mortero de hierro, sin porfirizarlo, y se pasa á través de un tamiz de tela metálica, para obtener un grano bastante igual. Estas pruebas se comparan con muestras que existen ya en la fábrica y que sirven para modelo (*Grundmuster*), y se añade mayor ó menor cantidad de flujo ó de mena, segun que el color y la limpieza de la tinta lo requieran: la adición de flujo produce un color más limpio: la adición de mena un color más intenso.

El tiempo empleado en una operacion, varía con la naturaleza de las primeras materias, entre límites que oscilan de 8 á 16 horas. Durante la mayor parte de este tiempo, se remueve la masa; y cuando se ve que el vidrio es ya bien homogéneo, se deja en reposo para permitir la sedimentacion del *speis*, es decir, de un residuo de sulfo-arseniuro de hierro y de níquel, que contiene tambien bismuto, si le habia en las menas, y que se debe someter á tratamientos ulteriores para obtener estos dos metales. Cuando se ha logrado la separacion del esmalte y el *speis*, se saca aquél con cazos, y se echa en agua fria para facilitar el molido que ha de sufrir despues. El *speis* suele no sacarse á cada operacion, sino que se deja haciendo por las aberturas $\frac{1}{2}$ de la bóveda una nueva carga de mezcla. Al cabo de dos ó de tres cargas se saca el *speis*, ó con cazos ó por los orificios inferiores de los crisoles.

Marcas del esmalte.—La pulverizacion de los esmaltes es una parte importantísima de su fabricacion, y segun el grano y el color se clasifican en suertes, indicando con signos, que son los mismos en casi todas las fábricas, la riqueza en cobalto y el

estado de division. *K*, indica mineral crudo. *FK*, *FFK*, mineral rico y muy rico. *S*, mineral calcinado. *OS*, *MS*, *FS*, *FFS*, mineral calcinado, ordinario, mediano, rico y muy rico. *C*, color ó esmalte; *OC*, *MC*, *FC*, *FFC*, *FFFC*, las diversas suertes del esmalte. *E*, (*azur*), y *OE*, *ME FE*, etc., las diversas calidades del *azur* ó sean las diferentes tintas. Las iniciales *F*, *M* y *O* se refieren al contenido de los esmaltes en cobalto; las *C* y *E* á la finura del grano. En algunas fábricas hay otra cifra más, la *CB*, que designa la calidad llamada *color bohemio*, y en otras se ponen exponentes á las iniciales que indican la relacion entre la riqueza de unos productos y la de otros. *OC*² *OC*⁴ indican, por ejemplo, esmalte que tiene $\frac{1}{2}$ ó $\frac{1}{4}$ del contenido en cobalto de *OC*.

El vidrio, quebrantado ya por la accion del agua al sacarle de los crisoles, se debe bocartear, tamizar y sedimentar en aparatos apropósito para limpiarle de las partecillas de *speis* que puede contener; y molerle despues en molinos con agua. El primer producto que se sedimenta, se llama esmalte grueso (*Streublau*): es de grano desigual y presenta aristas muy cortantes: su tamaño varía de 1 á 3 ó 4 milímetros. Acabada la sedimentacion del esmalte grueso, se deben llevar las aguas turbias á otra cuba de sedimentacion donde se depositan los *colores*. Estos son de forma más poliédrica que el esmalte grueso y de 5 á 8 diezmilímetros cúbicos de volúmen. Por último; cuando estos se han precipitado, se llevan las aguas á un tercer receptáculo donde se obtiene el *azur* (*eschel*), cuyo grano es ya redondo y no pasa de 16,6 á 7,1 cienmilímetros cúbicos en los oscuros y de 3,3 á 3,2 en los claros. Desde este tercer depósito se llevan las aguas á estanques donde se sedimentan productos más finos aún, pero ya muy impuros.

Los colores y los azures se deben lavar nuevamente, y una vez secos, parte en estufas y parte al aire libre, deben cribarse para igualar el grano.

Las muestras-modelos (*Grundmuster*) que existen en las fábricas sirven para obtener los esmaltes semejantes cuando se necesitan: para hacer la comparacion de un pedido de esmalte con la muestra-modelo correspondiente, se empieza por buscar á tanteo aquella que parezca más semejante en la finura y en

el color. Se toma una corta cantidad con la punta de una espátula y se comprime sobre una tablilla blanca, poniendo encima algunos granos de la muestra pedida y volviendo á alisar y comprimir la superficie. Así se percibe fácilmente si hay ó no diferencia: caso de haber conformidad, se toma otra porcion del esmalte pedido y se ponen sobre su superficie algunos granos del modelo, para ver si tampoco resulta diferencia. Si las dos pruebas acusan conformidad, se busca la composicion de la muestra-modelo y se hace la nueva lo mismo. La finura del grano se examina con un lente. Es necesario, para hacer estas comparaciones, que el grado de humedad de ambos esmaltes sea el mismo, porque cuando están secos son más pálidos que cuando están húmedos. A este fin, se empieza siempre por tener las muestras-modelos y la muestra pedida seis ú ocho horas en un sitio húmedo y se hace luego la comparacion.

La sustancia colorante del esmalte parece ser, según las investigaciones de Ludwig, un silicato cobaltoso-potásico, en el cual hay á veces cal, barita y otros cuerpos isomorfos de la potasa. Es conveniente para el uso que tambien contenga algo de vidrio soluble. Las mezclas de sosa y de sustancias térreas rebajan el color del esmalte y le dan una tinta rojiza parecida á la del añil. Sólomente la alumina es la que no ejerce accion en la naturaleza del color, aunque tambien rebaja su fuerza.

Preparacion del óxido de cobalto.—Ademas del esmalte, se prepara con frecuencia el óxido de cobalto que se vende para teñir de azul los azulejos, la porcelana, el vidrio, etc. El procedimiento más sencillo empleado en Alemania para este objeto, es el siguiente: Se calcina el mineral tan completamente como se pueda, y se forma una papilla espesa con el mineral calcinado y ácido sulfúrico en un crisol donde se deja durante algun tiempo á una temperatura de 200° á 300°. Despues se evapora á sequedad y se calcina al rojo durante una hora. La masa fria se pulveriza y se trata por agua hirviendo; se filtra y se acidula el líquido con ácido sulfúrico y se trata despues por una disolucion de carbonato de sosa, miéntras el precipitado que se forma es amarillo. Todo el hierro y todo el arsénico que contenia la disolucion se precipitan por este medio. A esta disolucion se agrega otra que se obtiene tratando por agua una mezcla de

10 partes de potasa del comercio, 15 de arena y una de polvo de carbon, que se han fundido juntos, y de la reunion de ambas disoluciones resulta un polvo pardo que consiste en una mezcla íntima de sílice gelatinosa y de óxido de cobalto con algo de silicato de potasa, que tiene un excelente empleo para la pintura de porcelanas y otros objetos análogos.

Aplicaciones.—Ademas del uso que el esmalte y el óxido de cobalto tienen en el comercio, se emplean sus minerales para obtener dos colores que tienen fácil salida. El azul de Thénard ó *Ultramar* y el verde de Rimmans.

Para obtener el primero, se mezclan íntimamente alumina y arseniato ó fosfato de cobalto, húmedos y precipitados recién: la mezcla se seca y se mantiene al calor rojo algun tiempo, porfirizándose despues para ponerla en suspension en goma, miel ó aceite, segun la clase de pintura á que se destine. El *Ultramar* se falsifica con frecuencia, pero es fácil distinguir el legitimo, que conserva su color tratado con los ácidos, de los falsos que se decoloran por una corriente de hidrógeno sulfurado.

El verde de Rimmans se obtiene precipitando una disolucion de óxido zincico, sin hierro, con otra de óxido de cobalto y secando y calcinando el precipitado. Tambien puede obtenerse mezclando los dos nitratos puros evaporando á sequedad y calcinando el residuo.

La produccion anual del esmalte en Sajonia, Noruega y Hesse, no baja de 14.000 quintales métricos. Sólo Francia importa de 500.000 á 600.000 kilogramos.

El óxido de cobalto se vende tambien segun su pureza, de 26 á 40 pesetas el kilogramo.

En las fábricas de Sajonia se venden al mismo precio los colores que los azules; pero el precio varía naturalmente segun las clases.

En Mayo de este año los precios corrientes eran los siguientes:

<i>FFFC y FFFE</i>	180	pesetas los 100 kilogramos.
<i>FFC y FFE</i>	143	" "
<i>FC y FE</i>	135	" "
<i>ME y ME</i>	113	" "

NÍQUEL.

(Lat.) **NICCOLUM.** (Fr.) **NICKEL.** (Ing.) **NICKEL.** (It.) **NICHELIO.** (Al.) **NICKEL.**

Propiedades y menas.—Tratamiento de éstas y del *speis*.—Aplicaciones.

Propiedades.—El níquel tiene por equivalente, lo mismo que el cobalto con el cual tiene grandísima analogía, 29,5. Su color es blanco de plata, y puede adquirir un hermoso pulimento. Se funde más fácilmente que el cobalto; es dúctil y maleable hasta el punto de poderse hacer alambres de medio milímetro de diámetro, y planchas diez veces más delgadas. Su peso específico, que según la mayoría de los autores es de 8,4 á 8,5, asciende, según Rammelsberg, á 8,97: es susceptible de aumentar por el batido según el citado autor, hasta 9,26, y según los demás hasta 8,82.

Es magnético, y atraible al iman casi con la misma fuerza que el hierro; pero pierde esta propiedad calentándole hasta 400°. A semejanza del hierro y del cobalto, forma un carburo cuando se reduce su óxido por medio del carbon; y en este estado es quebradizo y de estructura granuda, al paso que cuando está puro, ó se ha trabajado con precaucion, presenta una testura fibrosa.

Se oxida más difícilmente que el cobalto; y á consecuencia de esto, se disuelve con dificultad en los ácidos sulfúrico y clorohídrico; pero el nítrico le ataca y le disuelve fácilmente.

Purificacion.—El níquel del comercio no es nunca puro. Las mejores muestras de Dillenburg y de Hungría, contienen por lo ménos 1,25 por 100 de cobalto, 0,32 de cobre, y 0,89 de

hierro; y hay algunas de otras procedencias que no pasan de 55 por 100 de níquel. Las impurezas consisten en cobalto, cobre, hierro, arsénico, azufre y sílice. Cuando quiere obtenerse una muestra completamente pura, se funde en un crisol, á un luego muy fuerte de forja, un trozo de níquel del comercio, con la décima parte de su peso de nitro; se quita luego la costra vítrea formada en la superficie, y queda un boton de níquel completamente puro. Este resultado se consigue más fácilmente calcinando en un crisol á un fuego fuerte de forja, el oxalato nícolico puro.

Menas.—Las menas empleadas ordinariamente para obtener el níquel, son las siguientes:

La *niquelina* ó *kupferníquel*, arseniuro de níquel, de la fórmula $Ni^2 As$, que contiene 43,5 por 100 de metal, y rara vez está exento de cobalto, hierro y azufre.

La *chloantita*, arseniuro de la fórmula $Ni As$ con 27,8 por 100 de níquel, mezclada muy frecuentemente con la anterior. Esta misma composicion tiene el *speis*.

La *ulmanita*, sulfo-antimoniuro de níquel, con 27 por 100.

La *disomosa*, sulfo-arseniuro, de composicion muy variable, y que presenta una porcion de variedades. Cuando tiene la fórmula $NiS + Ni As$ y es puro, llega á 35,1 por 100 de metal; la *amoibita* y la *gersdorffita*, variedades de la anterior, oscilan entre 26,1 á 38,4 por 100.

La *karkisa*, la *breithauptita*, la *annabergita*, la *pennita*, etc., son ménos frecuentes, y no merecen considerarse como menas.

El *speis*, residuo níquelífero de la fabricacion del esmalte, y algunas matas obtenidas en el tratamiento de menas cupro-níquelíferas, se emplean tambien muy frecuentemente como materiales para obtener níquel.

Casi nunca la fabricacion de este metal es objeto exclusivo de operaciones industriales: los procedimientos empleados hasta el presente, que no pueden considerarse más que como procedimientos de laboratorio, lo cual los hace caros y difíciles, y la poca importancia comercial del níquel, que es consecuencia necesaria de tales premisas, hace que se destinen á su obtencion, más bien que menas especiales, residuos del tratamiento de las menas de cobalto, de algunas de cobre, etc. Los productos,

sean de una ó de otra especie, deben concentrarse todo lo posible, y despues se extrae de ellos el níquel, por la vía seca las ménos veces, y generalmente por la vía húmeda.

Procedimiento de beneficio succo.—Las menas sulfuradas, ó las matas cobrizas que quieren destinarse á la fabricacion del níquel, se calcinan en montones, se funden, y se afinan repetidas veces con adición de cuarzo; y de este modo se obtiene una masa metálica, compuesta de 70 á 80 por 100 de níquel, 22 á 20 de cobre, y $1\frac{1}{2}$ á 2 de hierro, que se granula vertiéndola fundida sobre agua, y se introduce en el comercio sin ulteriores preparaciones; este producto se admite fácilmente, puesto que la industria no emplea el níquel sino aleado con el cobre, y por consiguiente no hay perjuicio en que ya contenga cierta cantidad de este metal.

Este procedimiento, seguido primitivamente en Klefva (Suecia), se ha perfeccionado despues por Bredberg y por Stapff, el cual, en lugar de la calcinacion en montones, verifica una calcinacion á tres fuegos, en plazas muradas, y despues funde el residuo en un horno de crisoles, en los cuales obtiene una mata con 30,9 por 100 de níquel, y 12,1 de cobre, que tambien es producto comercial.

El mismo Stapff ha propuesto un método para obtener de esta mata cobre y níquel puros, que no se describe, porque no ha recibido aún la sancion de la práctica; pero que puede verse en la *Gaceta de Mineros y Fundidores* de Freiberg (*Berg-und hüttenmannische Zeitung*), números 47 y siguientes, del año 1858 y en los 33 y siguientes del año 1859 de la misma publicacion.

Procedimiento de Dillenburg.—En Dillenburg (Nassau) se benefician como níquel y cobre algunas piritas. Se empieza por calcinarlas en un horno de reverbero con cámaras apropiadas para la condensacion del azufre. Las menas calcinadas, que ordinariamente contienen en proporciones convenientes, sílice, cal y alúmina, se funden en hornos de cuba de los llamados en aleman *Brillenofen*; y se obtiene una mata, llamada *mata cruda* (*Rohstein*), con 19 por 100 de cobre y 13 por 100 de níquel. Esta mata se calcina de nuevo y se funde otra vez en los mismos hornos, agregándola escorias ricas en sílice, obteniéndose una nueva mata más concentrada (*Concentrationsstein*) que ya

eleva su riqueza á 39 por 100 de cobre y 24 de níquel. La mata concentrada se afina en hornos semejantes á los que se emplean en el afino del cobre con el nombre de *copelas*; se da viento durante algunas horas, y cuando el hierro se ha escorificado por completo, se retira la mata que contiene 43 por 100 de cobre, 35 de níquel, 20 de azufre y sólo 2 de hierro, y se destina al tratamiento por la vía húmeda, que separa de ella níquel metálico y una aleacion de níquel y cobre.

Para conseguir este objeto se calcina de nuevo la mata y se pone en digestion con ácido clorohídrico diluido, que se renueva hasta tres veces, consiguiendo así disolver hasta 60 ó 65 por 100 de mata. Se agrega á la disolucion una lechada de cal que precipita el cobre, el níquel y el hierro, se filtra el líquido y el precipitado se seca y se calcina otra vez. La formacion de alguna cantidad de ácido sulfúrico durante la calcinacion da origen á cierta cantidad de yeso, que se quita lavando la masa con agua acidulada con ácido clorohídrico. De las aguas de lavado se precipitan nuevamente los metales con una lechada de cal, y el precipitado se emplea como se dirá más adelante.

El precipitado, una vez libre del yeso que contenia, se funde en hornos de los llamados *copelas*, y se obtiene una escoria con casi toda la cal y el hierro, convertidos en silicatos á espensas de la sílice del horno; y una aleacion de cobre y níquel que no contiene más que 0,16 de hierro por 100 y que se moldea en discos para introducirla en el comercio.

La parte de mata que no se disuelve en el ácido clorohídrico, contiene bastante cantidad de níquel y muy poco cobre; para obtener de ella el níquel metálico, se empieza por convertirla en una papilla con un poco de agua, agregando luego ácido sulfúrico de 60° Beaumé, para convertir los sulfuros y los óxidos en sulfatos. Estos se disuelven luego en agua hirviendo y el residuo se trata otra vez del mismo modo. A la disolucion de los sulfatos, que está muy ácida, se agrega para neutralizarla el precipitado que la lechada de cal produce en las aguas de lavado de que se hace mérito en las líneas anteriores; en seguida se calienta á 55° y se añade carbonato cálcico en polvo fino, sin dejar de remover el líquido hasta tanto que una muestra de éste, tratada con el sulfocianuro potásico, no dé coloracion roja, de-

mostrando así la completa precipitación del hierro. Se eleva después la temperatura hasta 70° y se continúa removiendo sin añadir más carbonato cálcico hasta que el prusiato amarillo de potasa no dé ya reacción de cobre en el líquido. Cuando esto tiene lugar, se deja en reposo, y una vez sedimentada la parte sólida, se decanta el líquido claro, que se trata, no ya con lechada, sino con agua de cal; se precipita de este modo hidrato de níquel, que se separa filtrando, se seca y se calcina fuertemente para hacerle insoluble en ácido diluido: se lava después con agua ligeramente acidulada con ácido clorohídrico para quitarle el yeso, que contiene en cantidad hasta de 15 por 100, y se moldea cuando está aún húmedo y mezclándole con un poco de harina, en cubos de 25 milímetros de lado. Estos cubos se dejan secar y se colocan luego en crisoles de arcilla ó de grafito, rodeándolos de carbon en polvo y sometiéndolos durante tres horas á un violento fuego de forja. El hidrato níquelico se reduce y queda en la misma forma que tenía, y que es en la que se le encuentra en el comercio. Por la reducción quedan los cubos empañados en la superficie; pero se les hace fácilmente tomar brillo, agitándolos con un poco de agua en toneles giratorios.

El precipitado que se separa por decantación del sulfato níquelico disuelto, se trata con ácido clorohídrico diluido y se precipita después por una lechada de cal, agregándole al tratamiento de la parte primitivamente disuelta de las matas, y obteniendo también de él alguna cantidad de aleación de cobre y níquel.

Procedimiento de Freiberg.—En las fábricas de Freiberg se obtiene como producto secundario del tratamiento de las menas cupro-plomizas, un *speis* con 0,4 ó 0,5 por 100 de plata, y 2,5 de níquel y cobalto. Este *speis* se funde agregándole 50 por 100 de tierra de copela (*marga*), 150 por 100 de escorias baríticas de la concentración del cobre y 10 por 100 de sulfato de barita; de este modo se obtienen una mata cobriza y un *speis* más pesado que ella, pobre en plata y que contiene ya 12 á 13 por 100 de níquel y cobalto. Se le hace sufrir dos ó tres refundiciones con litargirios ó escorias ricas en plomo y 10 por 100 de baritina, y después se afina en reverberos pequeños con 50 ó 60 por 100 de baritina, y 25 por 100 de cuarzo. El resultado de todas estas operaciones es un *speis* con 40 ó 44 por 100 de

níquel y cobalto y 8 ó 10 de cobre, que se puede introducir en el comercio.

Procedimiento de Gersdorf.—Cuando los *speis* no contienen más que arseniuro de níquel, se pueden beneficiar ventajosamente, por la vía seca, por el método propuesto por Gersdorf. Se pulverizan y se someten á calcinaciones repetidas mezclados con polvo de carbon y virutas de madera. Por este medio se separa el arsénico en su mayor parte y el níquel se oxida: el óxido resultante se mezcla nuevamente con carbon, y se enrojece en crisoles de arcilla manteniéndole al rojo blanco durante un largo tiempo. En los crisoles queda luego un boton de níquel metálico; pero no es nunca puro, pues no se le puede privar por este procedimiento del hierro que existiera en el *speis*, ni de una parte del arsénico.

Procedimiento de Rose.—Los *speis* puros se pueden beneficiar tambien segun H. Rose, mezclándolos con azufre y calcinándolos repetidas veces: de este modo se convierte en sulfuro todo el arseniuro de níquel, y por una calcinacion prolongada y á temperatura creciente, se trasforma aquel en óxido que puede reducirse con carbon como ya se ha dicho.

Procedimiento de Erdmann.—Cuando los *speis* no son tan puros, se puede obtener de ellos el níquel por la vía húmeda, segun el método Erdmann. Se calcinan cuidadosamente mezclados con carbon y el producto de la calcinacion se disuelve en ácido clorohídrico, diluyendo luego la disolucion para que se precipite el cloruro bismútico, si habia bismuto en el *speis*. El líquido claro se calienta hasta que hierva, con lo cual se precipita algo de cloruro férrico básico, y en seguida, y durante la ebullicion, se agrega en pequeñas porciones una lechada de cal. Se toman de tiempo en tiempo muestras del líquido, se filtran y se continúa la adiccion de la lechada miéntras aparezca de color verde amarillento. Tan luego como éste ha cambiado en verde azulado, se añade á la muestra un poco de potasa, se recoge el precipitado que ésta produce, y se trata con borax y sobre carbon al soplete. Si se produce una esponja de níquel infusible, la operacion está terminada, y al líquido claro se le agrega más lechada de cal, cuidando de que ésta no tenga hierro; el precipitado se reduce con carbon al calor rojo. Este

método ofrece gran dificultad como todos los que se fundan en la apreciacion de diversas coloraciones, y es muy expuesto á producir un níquel muy impuro.

Procedimiento inglés.—En Birmingham, segun Louyet, los *speis* calcinados se disuelven en ácido clorohídrico, se diluye la disolucion y se agrega una lechada de cal con algo de cloruro decolorante, cuyo objeto es oxidar el hierro. De este modo se precipitan todo el hierro y el arsénico; el líquido claro se filtra, y se le trata por una corriente de hidrógeno sulfurado que precipita el bismuto, el plomo y el cobre; separados los sulfuros de estos metales de la disolucion, en la cual quedan el níquel y el cobalto, se agrega á esta nueva cantidad de cloruro decolorante y se hace hervir, por cuyo medio el cobalto se sobreoxida y se precipita, quedando en la disolucion el níquel sólo. El sobreóxido cobáltico se recoge para venderlo despues de seco, y el níquel se precipita de la disolucion por el procedimiento indicado ántes.

Segun Overman, en algunos otros puntos del Reino Unido se tritura la mena ó el *speis* groseramente, se lava y se calcina en reverberos mezclado con polvo de carbon para eliminar completamente todo el arsénico. La masa calcinada se mezcla con tres partes de azufre y una de potasa, y si contiene mucho arsénico, se aumenta la proporcion de la última hasta hacerla igual á la de azufre, y se funde la mezcla en un crisol espacioso y á baja temperatura á fin de obtener cristales pequeños y de no hacerla hervir. Se forma de este modo una escoria negra, que tratada por agua deja un polvo brillante que es sulfuro de níquel sin arsénico. Este polvo se disuelve en ácido sulfúrico al cual se agrega poco á poco una corta cantidad de ácido nítrico, y se pone á hervir, despues de haber neutralizado el exceso de ácido, en calderas de plomo añadiendo carbonato de potasa en pequeñas porciones, para precipitar el hierro. Cuando éste se ha precipitado por completo, se precipita el cobre por el hidrógeno sulfurado y quedan en la disolucion el níquel y el cobalto. Ambos se precipitan y se redisuelven en amoniaco y la disolucion se diluye en agua hervida para que no contenga aire y no ejerza accion oxidante. Se trata luego con potasa cáustica y se pone en vasos cerrados hasta que desaparezca el color azul

que presentaba: entónces todo el níquel se ha precipitado; se decanta la disolucion, se lava el residuo y se reduce despues de seco, con carbon, á una temperatura todo lo más elevada posible.

Este procedimiento, no sólo tiene todos los inconvenientes de los métodos por la vía húmeda, sino que requiere una atencion grandísima, puesto que la potasa, una vez que haya precipitado el níquel, precipitará tambien el cobalto de la disolucion amoniacal. Además, el níquel que produce no es puro, sino que contiene un poco de carbon que le hace más quebradizo. Puede obtenerse puro, tratando el óxido con ácido oxálico, y reduciendo el oxalato en un buen crisol al fuego más fuerte que pueda resistir: se obtiene así una masa esponjosa de níquel, que puede reunirse en granos como guisantes fundiéndola en un crisol, con sosa, á una temperatura sumamente elevada.

En las inmediaciones de Lieja, en el sitio llamado Val-Benoit, existe tambien una fábrica donde se beneficia el níquel por un método semejante al inglés, y en la cual se tratan menas italianas procedentes de Varallo con una riqueza de 2,5 á 5 por 100 de níquel y cobalto.

Aplicaciones.—El níquel no tiene aplicacion en la industria, sino aleado con otros metales, principalmente con el zinc y el cobre, ó sólo con este último. Estas aleaciones son las conocidas con el nombre genérico de *Metal blanco*, y segun las proporciones de sus componentes, se llaman *Packfond*, *Plata china*, *Argentan*, *Tutenag*, *Electrum*, *Maillehort*, etc.

El buen metal blanco es más tenaz y más resistente que el laton cuando las primeras materias con que se fabrica son puras, y las proporciones las convenientes; tiene el color de la plata de 750 milésimas: es dúctil y maleable, y tiene la propiedad de poder estamparse y soldarse. Su composicion oscila entre 6 y 25 por 100 de níquel, 31 y 20 de zinc, y 63 á 52 por 100 de cobre. La fabricacion presenta algunas dificultades, porque siendo el zinc un metal volátil, la mayor ó menor exposicion al fuego hace variar su proporcion en las mezclas. Debe empezarse por fundir el cobre, limpiando perfectamente su superficie, y cubriéndola despues con carbon de piedra machacado y sebo: luego se añade el níquel y se agita la mezcla, y por

último se incorpora el zinc, retirando los crisoles del fuego, y moldeando su contenido tan luego como se ha podido verificar bien la mezcla de los tres metales.

Overman aconseja como mejor procedimiento, fundir el zinc á una temperatura baja, para que no pueda volatilizarse muy sensiblemente, é ir agregando poco á poco el níquel y el cobre que se van disolviendo en el zinc fundido.

Tambien puede fundirse el cobre con óxido de níquel, y agregar laton de composicion conocida y en las proporciones convenientes.

Una proporcion de níquel mayor que el 25 por 100 de la aleacion, daria á ésta más blancura, pero la quitaria las propiedades de ductilidad y maleabilidad, que son tan precisas en las aleaciones usadas para objetos como los hechos de metal blanco.

El *argentan* ordinario contiene 8 partes de cobre, 3,5 de zinc y 2 de níquel. Es amarillento y sólo puede usarse para la fabricacion de alambres y artículos de poco precio; tanto más, cuanto que se empaña fácilmente expuesto al aire.

El *electrum* se compone de 8 partes de cobre, 3,5 de zinc y 4 de níquel. Tiene una gran blancura y hermoso brillo, y se empaña difícilmente. Esta aleacion es la que se emplea generalmente en la fabricacion de cubiertos.

El *tutenag* y el *packfond*, que hace bastante tiempo se importaban de China, constan de 8 partes de cobre, 5,5 de zinc y 3 de níquel. Son aleaciones poco maleables y muy duras; pero su fusibilidad las hace á propósito para el moldeo.

En estos últimos tiempos se emplea tambien el níquel en algunos países para la fabricacion de moneda. Las monedas fraccionarias suizas llamadas allí *Rappenstücke*, tienen la siguiente composicion:

Cobre.....	de 60 á 50 por 100.
Zinc.....	25 "
Níquel.....	10 "
Plata.....	5 á 15 "

En Bélgica y los Estados-Unidos se usa tambien modernamente como pasta monetaria una aleacion compuesta de 75 por 100 de cobre y 25 de níquel, que no es muy difícilmente fusible y se presta fácilmente al estampado.

La producción anual del níquel es en el día bastante considerable. Según Wagner, (1) asciende á 560.000 kilogramos repartidos del modo siguiente:

Confederación de la Alemania del Norte. .	340.000 kilogramos.
Austria.....	100.000 "
Noruega.....	60.000 "
Bélgica.....	40.000 "
Francia.....	20.000 "

TOTAL..... 560.000 kilogramos.

Suecia produce al año cerca de 80.000 kilogramos de aleación de cobre y níquel.

El precio del níquel varía de 20 á 27 pesetas el kilogramo, según su mayor ó menor pureza.

(1) *Nouveau traité de chimie industrielle; édition française.*—Tomo I, fascícula 1.^a, pág. 69.

ALUMINIO.

(Lat.) **ALUMINIUM**. (Fr.) **ALUMINIUM**. (Ing.) **ALUMINUM**. (It.) **ALLUMINIO**.

(Al.) **ALUMINIUM**.

Propiedades y menas.—Teoría del beneficio.—Método de obtención por medio del cloruro.—Fabricación del sodio; fabricación del cloruro; fabricación del aluminio.—Método de obtención por medio de la cryolita.—Aplicaciones.

Propiedades.—El aluminio tiene por equivalente 13,75. Es blanco y de un aspecto muy semejante al del estaño; puede adquirir buen pulimento, pero toma en este caso una tinta azulada que le hace no emplearse bruñido; se funde á una temperatura de 500° próximamente. Cuando se ha fundido, tiene un peso específico de 2,56; es decir, poco más que el vidrio; cuando se forja ó se lamina, aumenta algo y llega á 2,67. Es dúctil y maleable; blando, cuando está puro hasta el punto de dejarse cortar con un cuchillo y más tenaz que la plata, aunque no tanto como el cobre. Una de sus propiedades más características es la sonoridad, que nunca poseen los metales cuando están puros. Puede cristalizarse haciendo que se enfrie lentamente y en reposo, después de haberlo fundido; y los cristales son octaedros regulares.

El agua no ejerce acción sensible sobre el metal á la temperatura ordinaria, ni siquiera al rojo sombrío, y no se altera tampoco por las influencias atmosféricas.

El ácido clorohídrico le ataca y le disuelve con gran facilidad; el ácido nítrico necesita estar hirviendo para disolver cantidades

apreciables y el sulfúrico ejerce una accion casi nula. Los ácidos orgánicos apenas le alteran.

La potasa y la sosa le atacan enérgicamente, dando lugar á la formacion de aluminatos alcalinos.

Menas.—Las menas de aluminio, son, á no dudarlo, las que más profusamente se encuentran en la naturaleza, puesto que todas las arcillas y las pizarras aluminosas que contienen algo de hierro, pueden servir de primeras materias para prepararle. Pudieran tambien servir para este objeto los feldspatos, las rocas graníticas, etc.; pero ordinariamente se prepara tomando como primera materia *la alúmina* que se obtiene por medio de los alumbres; y éstos de la calcinacion de pizarras aluminoferruginosas, por medio de procedimientos que no son de este curso.

La *alunita*, sulfato hidratado de alúmina y potasa, que contiene cerca de 32 por 100 de alúmina, es una excelente mena para preparar el aluminio, y por su medio podria acaso reducirse bastante el precio de fabricacion.

La *cryolita*, fluoruro doble aluminico sódico, que contiene 13,27 por 100 de aluminio, se emplea tambien con excelente éxito para producir el metal.

La *bauxita*, hidrato de alumina, se emplea tambien desde hace poco tiempo en la fabricacion del aluminio, á lo cual se presta perfectamente, porque contiene 44,5 por 100 de alumina, y por consiguiente 23,76 por 100 de metal. Esta mena se encuentra con gran abundancia en las inmediaciones de Baux (departamento de las Bocas del Ródano), de donde procede su nombre, y tambien en el Senegal, en la Calabria, en Irlanda y en Voixheim (Austria) en los terrenos secundarios.

Teoria de la operacion.—La fabricacion del aluminio ha sufrido en pocos años una trasformacion completa; Wohler, en 1845, obtuvo el metal bajo la forma de un polvo gris, compuesto de pequeños glóbulos metálicos fundidos; y diez años despues, Mr. H. Deville le obtenia ya perfectamente agregado, y remitía muestras, aunque no muy puras, á la Exposicion de la Industria. El método empleado consiste en la reduccion del cloruro aluminico por el sodio, que se apodera del cloro dejando el aluminio en libertad.

Como las primeras materias sobre que se opera son productos de fabricaciones industriales, que se preparan exclusivamente para destinarlas á aquel uso, no hay apénas cuerpos estraños que dificulten las reacciones, y la teoría del procedimiento es tan sencilla como acaba de indicarse.

Las operaciones precisas para la obtencion, son tres distintas: 1.^a Fabricacion del sodio. 2.^a Fabricacion del cloruro aluminico. 3.^a Fabricacion del aluminio por medio de las otras dos sustancias.

Fabricacion del sodio.—La fabricacion industrial del sodio se verifica reduciendo el carbonato de sosa por medio del carbon, en presencia de cierta cantidad de creta. En Amfreville-la-mi-Voie, cerca de Rouen, se fabrica del modo siguiente (1): Se mezclan 30 kilogramos de carbonato de sosa con 13 de hulla y 5 de creta, de manera que se forme una masa perfectamente homogénea y ésta se coloca en tubos de hierro de 10 á 12 centímetros de diámetro, colocados en la parte superior del hogar de un horno de reyerbero. La longitud de los tubos es de 1^m,20 y su espesor puede variar de 5 á 30 milímetros. Estos tubos están cerrados por uno de sus extremos y en la placa que le cierra hay un orificio próximo á la circunferencia, al cual se atornilla un trozo de cañon de fusil de 5 á 6 centímetros de longitud y de 15 á 20 milímetros de diámetro terminado en forma de cono para recibir un recipiente. Para evitar el deterioro de los tubos de hierro por la accion de la elevadísima temperatura que hay en el horno y que llega al rojo blanco intenso, se colocan dentro de otros de tierra refractaria de 22 centímetros de diámetro interior y 1 de grueso. El espacio anular resultante entre el tubo de hierro y el de arcilla, se rellena con ladrillo molido y el tubo de hierro se barniza con una mezcla de tierra de pipas y estiércol de caballo, que se vitrifica por el calor y resguarda bastante bien los tubos. La parte posterior, que atraviesa la pared del horno, se tapa con un disco de palastro grueso, que puede quitarse fácilmente para hacer las cargas y las descargas. En la plaza del horno, se colocan vasijas de arcilla con la mezcla que ha de servir para la extracion del metal alcalino, y tambien

(1) TISSIER: *L'aluminium et les métaux alcalins.*

calderas de hierro en las cuales se purifica el sodio, aprovechándose de este modo el calor perdido en la preparacion.

A la extremidad cónica del tubo de desprendimiento se adapta un recipiente de forma prismática, compuesto de dos trozos ó medias cajas que se mantienen unidas por tornillos de presión. La figura 4 representa en dos posiciones uno de éstos recipientes en el cual *d* es el orificio por donde se desprenden los

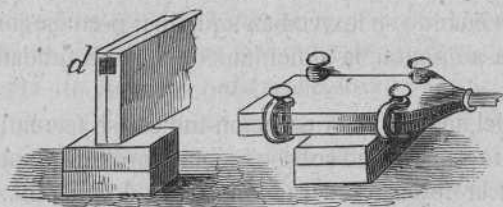
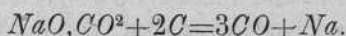


Fig. 4.

gases y las materias no condensadas que se producen por la reaccion del carbon sobre el carbonato sódico.

Para verificar una operacion se empieza por destapar los orificios posteriores de los tubos, y se introduce en éstos la carga envuelta en un cartucho de papel fuerte ó de percal. A fin de evitar que la cubierta del cartucho se queme y puedan verterse las materias que contiene, se coloca en la boca del tubo una hoja de palastro encorvada en forma de cilindro de base semicircular, encima de cuya hoja se pone el cartucho y se empuja éste rápidamente hácia el interior con un espeton. Se tapa en seguida la abertura, y se mantiene en la rejilla bastante combustible á fin de que el calor se sostenga al rojo blanco. Inmediatamente se observa una gran llama, muy parecida á la del gas del alumbrado, cuya intensidad va creciendo, y que va tomando un color cada vez más amarillento, y produciendo humos blancos y espesos de sosa. Cuando empiezan á observarse estos humos, se adaptan los recipientes en los cuales se condensa el sódio, que muchas veces sale por los agujeros de desprendi-

miento. La reaccion que se verifica en los tubos se expresa fácilmente por medio de la siguiente fórmula:



En esta ecuacion se ve desde luego que para nada interviene la creta, la cual se introduce en la mezcla tan sólo para disminuir su fusibilidad, y aún se habia suprimido en algunas operaciones de la fábrica de Amfreville porque, segun los hermanos Tissier, aumentaba la impureza de los residuos y producía cal que daba sosa cáustica cuando se lexiviaban aquellos; pero es conveniente ponerla para aumentar la dificultad de que se fundan las materias.

Ademas del sodio que la ecuacion indica, se forma por la accion del óxido de carbono sobre el metal, próximo á condensarse, una mezcla de sosa y de carbon, negra é infusible, que ocasiona grandes pérdidas.

El tiempo empleado en una operacion, depende de la calidad de las mezclas y de la intensidad del calor á que se someten: varía de hora y media á cuatro horas, y puede decirse que cuanto más rápidamente tiene lugar, ménos pérdidas de sodio se experimentan. De tiempo en tiempo los obreros limpian por medio de una varilla el tubo de desprendimiento, y cuando notan cierto ruido particular producido por los gases al salir muy próximos á la superficie del líquido y que se indica vulgarmente con el nombre de gorgoteo, quitan los recipientes, que inmediatamente se reemplazan por otros, y vacían su contenido en una caja de palastro, tapada, donde queda el sodio fundido, recubierto por una capa de aceite mineral, que le preserva de la oxidacion. Los recipientes se sumergen luego para enfriarlos en aceite mineral, y despues se desarman y se limpian con un cincel de los cuerpos que están adheridos á ellos.

Cuando la llama que sale por los orificios de los recipientes empieza á debilitarse, es señal de que la mezcla está agotada. Entónces se destapan nuevamente los tubos, y se sacan con una raedera los residuos, procediendo inmediatamente á limpiar la rejilla y á hacer una nueva carga de combustible, para que no descienda la temperatura. Despues se introduce en el tubo otro

cartucho con la mezcla de sosa, creta y carbon, y se opera como se ha dicho ántes.

Sucede algunas veces que, no obstante las guarniciones de arcilla refractaria, se taladran los tubos y quedan completamente inservibles para las operaciones sucesivas: en este caso hay necesidad de proceder inmediatamente á la reposicion, á fin de evitar pérdidas de sodio, y de impedir que el álcali, formado por la oxidacion de los vapores de éste, corroa la plaza y la degrade: el tubo se saca del horno, y en su lugar se coloca otro, por medio de un espeton de hierro, que descansa sobre un eje perpendicular á su longitud, sostenido en estantes montados sobre ruedas. En el tiempo que media entre la retirada de un tubo y la colocacion de otro, se repara con arcilla refractaria el sitio que haya podido degradarse por la sosa cáustica desprendida.

El sodio obtenido por este procedimiento, no es puro: está formado de masas mal fundidas ó de granallas, entre las cuales hay fragmentos de carbon y de sosa. Para purificarle se le hace soltar la mayor cantidad posible del aceite mineral que tiene interpuesto, sometiéndole á una presion, y se coloca en calderas de hierro, que tienen un segundo fondo formado de tela metálica. Estas calderas se calientan en la plaza del reverbero que contiene los tubos, y cuando el sodio está fundido se levanta el fondo superior, y se moldea el metal tomándole con cucharas.

La cantidad de sodio obtenida por este procedimiento, es muy pequeña relativamente á la que se deduce de la teoría: apenas llega á la vigésima parte del carbonato de sosa empleado. Segun parece, algunos ensayos practicados por MM. Deville, Rousseau y Morin, habian dado una produccion muy próxima á la teórica; pero es de creer que este resultado no se obtenia en una sola operacion, sino por el tratamiento sucesivo de los residuos.

En la fábrica de Amfreville-la-mi-Voie, el precio del sodio no pasaba de 30 francos el kilógramo.

Fabricacion del cloruro aluminico.—Para la fabricacion del cloruro aluminico, se mezcla alúmina (que se obtiene por la calcinacion del alumbre amoniacal ó por cualquier otro procedimiento) con alquitran, y la mezcla se calcina en vasijas

de arcilla hasta que ya no se produzcan más llamas: en las vasijas queda una masa esponjosa, semejante á la piedra pomez; pero de un color bastante más oscuro.

El aparato en que la reaccion que ha de producir el cloruro tiene lugar, está representado en la figura 5. *R*, es una retorta

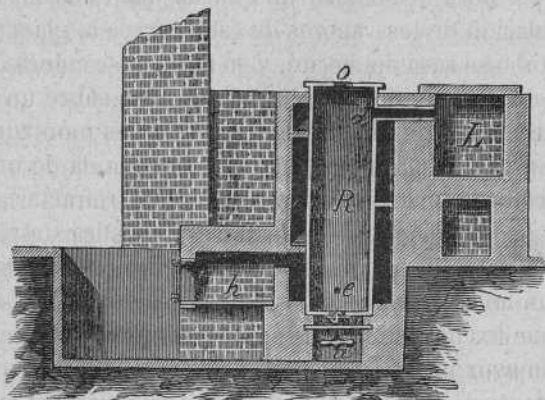


Fig. 5.

de barro, de las que se usan en muchos puntos para producir el gas del alumbrado; está colocada verticalmente en un horno, cuyo hogar *h* es lateral, y construido de manera que los productos de la combustion bañan, siguiendo la marcha de un helizoide, toda la superficie lateral de la retorta. Esta tiene cuatro aberturas: una en el fondo *s*, destinada á la limpieza del aparato, que se tapa durante la operacion con una placa de arcilla, sostenida en su sitio por medio de un tornillo de presion, *a*. Otra, *e*, colocada lateralmente cerca del fondo, por la cual atraviesa hasta el centro del aparato un tubo de porcelana, que sirve como tubo de desprendimiento del cloro. Otra, *o*, en la parte superior destinada á la introduccion de las materias, y otra, *d*, lateral, por la cual el cloruro formado pasa á una cámara *L*, en la que se condensa en forma de placas amarillas. La capacidad de la retorta es de unos 300 litros. El cloro se produce en una batería de ocho grandes castañas de barro, calentadas en un baño de arena.

Una vez llena la retorta con la mezcla de alúmina y alquitran, se eleva progresivamente la temperatura hasta el rojo: cuando ha llegado á este punto, se da entrada en el aparato á la corriente de cloro, que atraviesa la masa y da lugar á la produccion del cloruro. El que se forma al principio se deja salir por la abertura *q*, para lograr así que no pase á la cámara *L* nada de agua ni de ácido clorohídrico. Despues se cierra la abertura, y los productos ulteriores se van condensando en aquella. Es de notar que el cloro no ejerce accion destructiva sobre las paredes de la retorta, porque queda siempre adherida á estas una gruesa capa de mezcla aluminosa que no ha sufrido alteracion. Cuando empieza á notarse la falta de condensacion en la cámara, se abren las aberturas superior é inferior *o* y *s* de la retorta, se limpia ésta, y se procede á una nueva carga, que se trata del mismo modo. De tiempo en tiempo se recoje el cloruro aluminico condensado en la cámara *L*.

En vez de la alúmina, puede emplearse para mezclar con el alquitran la bauxita, que produce naturalmente el mismo efecto.

Fabricacion del aluminio.—La fabricacion del aluminio, una vez fabricados el sodio y el cloruro, es sencilla: se mezclan estas dos sustancias y se arrojan sobre la plaza de un horno de reverbero. Se cierran las puertas de éste, y al cabo de algun tiempo puede moldearse el aluminio recogido en la parte más baja de la plaza.

Puede emplearse en lugar del cloruro de aluminio un doble cloruro de aluminio y de sodio que se obtiene fácilmente calentando una mezcla de sal marina, alúmina ú otra materia aluminosa y carbon.

Fabricacion del aluminio por medio de la cryolita.—

La abundancia del mineral llamado *cryolita* en Arksukfjord, en la Groenlandia, ha hecho pensar en la fabricacion del aluminio por su medio. Los estudios relativos á esta parte de la fabricacion se deben á Rose. En grandes crisoles de tierra refractaria se coloca una capa delgada de sodio; sobre esta una cantidad de cryolita pulverizada igual á cinco veces la cantidad de sodio puesta anteriormente; sobre la cryolita otra cantidad de metal alcalino igual á la que se puso debajo, y por fin una capa de cloruro sódico igual en peso á la cryolita empleada. Los crisoles

se calientan á una fuerte temperatura en hornos de reverbero ó en hornos de tiro semejantes á los de laboratorio, y cuando la materia está fundida se vierte en lingoteras de fundicion de hierro, en cuyo fondo se reúne el aluminio en uno ó en varios trozos. Estos se limpian de las escorias, se refunden y se moldean en lingotes para introducirlos en el comercio.

Este método de fabricacion es mucho más barato que el del cloruro, y presenta ademas la ventaja de que no da lugar á vapores deletéreos y corrosivos como sucede con la fabricacion del cloruro. Ademas, la fabricacion por medio de la cryolita da márgen á la produccion de fluoruro sódico que pudiendo transformarse fácilmente en sosa cáustica, puede ser un producto secundario de mucha importancia. La única objecion seria que podría hacerse á este método, seria la de que no hay muchos depósitos de cryolita; pero aparte de que estos pueden descubrirse, los reconocidos ya en Groenlandia bastan para poder servir de base á la fabricacion del metal durante muchos años.

Aplicaciones.—El Aluminio, no obstante los grandes pasos dados en su fabricacion, es todavía un metal muy caro. El de la fábrica de Amfreville, costaba, no hace aún muchos años, á 300 francos kilógramo, y este elevado precio le hacia inaceptable para otros objetos que para algunos de joyería.

Apénas obtenidas las primeras cantidades por los años 1856 y siguientes, se construyeron un sinnúmero de objetos de adorno, todos ellos grabados y cincelados, porque como hemos dicho ántes, el metal no se presta bien al pulido, porque éste le da una desagradable tinta azulada. Pero sin duda por algunas impurezas que el metal contenia, por haberse aleado con algun otro para darle más blancura ó para hacerle más barato, aquellas joyas tomaban pronto un aspecto sucio y feo, y han ido poco á poco desapareciendo del mercado, hasta el punto de ser muy raros los objetos que se ven de ese metal.

En el día, en que se obtiene algo más barato y más puro, se emplea en la confeccion de objetos que deben ser ligeros, como por ejemplo, los gemelos de marina; los catalejos, etc.

Tambien, á causa de la dificultad con que se disuelve en los ácidos y de lo inofensivas que son sus combinaciones para la economía animal, se pretende emplearle en la confeccion de ca-

cerolas y otras vasijas culinarias, para las cuales, ademas de la ventaja indicada, presenta la de que su calórico específico es muy elevado, y por lo tanto, tarda mucho en calentarse y en enfriarse, y la de que no le mojan las grasas, lo cual le hace ser muy fácil de limpiar.

Tambien se emplea aleado con el cobre, al cual comunica un color de oro muy agradable, constituyendo una liga de casi tanta dureza, tenacidad y maleabilidad como el hierro: esta se usa para cajas de relojes y otros objetos de ornamentacion, para la confeccion de vasos sagrados, la de hebillas, arneses, llaves y cerraduras, coginetes de máquinas, ruedas dentadas, etc.

Sin embargo, á pesar de todo esto, y de las esperanzas que en un principio fundaron en él Mr. Deville, los hermanos Tissier, Montucci y algunos otros que pretendian nada ménos que verle formar parte del sistema monetario, sustituyendo á la plata, su importancia ha ido decreciendo y es hoy bastante pequeña.

En estado de pureza apenas se emplea ya para nada porque para las vasijas de cocina es todavía muy caro. Segun los últimos datos comerciales, el kilogramo cuesta de 140 á 200 pesetas.

ARSÉNICO.

(Lat.) **ARSÉNICUM**. (Fr.) **ARSENIC**. (Ing.) **ARSENIC**. (It.) **ARSÉNICO**. (Al.) **ARSEN**

Propiedades.—Medios de obtenerle en estado de pureza.—Enumeracion de sus menas y de los demas productos de que se obtienen las preparaciones arsenicales del comercio. Teoría del beneficio.—Preparacion del arsénico en Alténberg.—Preparacion de las flores arsenicales en Reichenstein (Silesia).—En Andreasberg (Hartz).—En Freiberg y Altenberg (Sajonia).—Fabricacion del arsénico blanco, del rejalgar y del oropimente.—Precauciones que deben adoptar los obreros dedicados á este trabajo.—Aplicaciones.

No obstante la analogía que el arsénico tiene en muchas de sus propiedades físicas con los metales, ni su naturaleza química, ni el conjunto de aquellas propiedades, le dan el carácter de tal; porque ni forma con el oxígeno combinacion alguna que sea base salificable, ni reúne cuatro de las condiciones que, segun Scheerer, acompañan á todos los cuerpos metálicos, puesto que no es dúctil y maleable, ni conduce bien el calor y la electricidad. No obstante, como las operaciones por medio de las cuales se obtienen ese cuerpo y sus combinaciones aceptadas en el comercio, tienen una gran analogía con las operaciones metalúrgicas; y como por otra parte, esas preparaciones vienen á ser casi siempre productos accesorios del tratamiento de otros cuerpos metálicos como el cobalto, el níquel, la plata, el estaño, etc., en casi todos los cursos de metalúrgia se estudia la obtencion de esos cuerpos, como si se tratara de un metal ó de preparaciones metálicas, y esta es la razon de comprenderlos tambien en el presente libro.

Propiedades.—El arsénico tiene por equivalente 75. Su co-

lor es gris de acero y su brillo fuertemente metálico. Tiene una tendencia muy notable á cristalizar en romboedros; su peso específico varía de 5,67 á 5,95. Se volatiliza á 180° sin fundirse primero, y se oxida fácilmente expuesto á las influencias atmosféricas. Calentado fuertemente en contacto del aire, se combina con el oxígeno formando ácido arsenioso, que se volatiliza y se deposita en forma de cristales octaédricos, blancos y transparentes sobre la superficie fria de los objetos exteriores.

El ácido clorohídrico no ataca al arsénico; el ácido nítrico le disuelve, y segun es su grado de concentracion, le convierte en ácido arsenioso ó en ácido arsénico. Con los metales se combina fácilmente formando arseniuros.

Purificación.—Las muestras de arsénico que presenta el comercio no son completamente puras, y contienen por lo ménos algo de azufre y de subóxido de arsénico; puede obtenerse exento de toda materia extraña, sublimándole con cuidado en aparatos cuyo recipiente tenga un orificio muy estrecho para la salida de los gases, á fin de que no penetre por él sino una corta cantidad de aire.

Menas.—Las menas de arsénico son las siguientes:

El *arsénico nativo*, que se presenta en masas de un gris oscuro, con brillo fuertemente metálico.

El *rejalgar* y el *oropimente*, sulfuros ambos, el primero de la fórmula AsS^2 y el segundo de la fórmula AsS^3 , con 70,04 y 60,92 por 100 de arsénico respectivamente.

El *arseniuro de hierro* ó *hierro arsenical axótomo* de Mohs, que contiene, segun sus variedades, de 66,8 á 72,8 por 100.

El *mispiquel*, sulfoarseniuro de hierro con 43,08 por 100 de arsénico y 19,6 de azufre.

Ademas de estas menas, pueden tambien considerarse como tales las combinaciones del arsénico, en union del azufre y del antimonio, con el cobalto, el níquel, el estaño, la plata, el hierro, etc., y pueden tambien emplearse para su obtención todos aquellos productos que se recogen en los puntos donde pueden condensarse las sustancias volátiles que proceden de la calcinacion al aire libre de menas que contenian arsénico,

Teoria del beneficio.—De todas estas sustancias se obtiene por sublimación el arsénico ó las preparaciones arsenicales. Se-

gun que se busca como producto el arsénico, el ácido arsenioso ó los productos coloreados arsenicales, así la operacion se debe efectuar en vasos cerrados, con acceso del aire ó con adicion de azufre en más ó menos cantidad, á fin de obtener el color que se desea. Por este medio, sublimándose el cuerpo solo, combinado con el oxígeno del aire ó con el azufre que se adiciona, se obtiene cada uno de los productos que se han enumerado.

Fabricacion del arsénico regulino y del arsénico gris.

—Para obtener el arsénico en el estado á que, aunque impropia-mente, se aplica el adjetivo metálico, sólo pueden emplearse la pirita arsenical y el arseniuro de hierro. Tambien pudiera extraerse reduciendo por el carbon el ácido arsenioso; pero en este caso se obtiene dificilmente un producto medianamente puro, y por el contrario, se recoge casi siempre una mezcla de arsénico metálico y ácido arsenioso, conocida en el comercio con el nombre de *arsénico gris* ó *piedra para matar moscas*.

La mena reducida á trozos del tamaño de avellanas se introduce en tubos ó retortas de arcilla, colocados en dos filas, una sobre otra, en un horno ordinario de galera. Las retortas se cargan con unos 50 kilogramos de la mena, ó con la misma cantidad de residuos de la refinacion del arsénico blanco, y otra igual de carbon vegetal en polvo, y se adapta á su boca una especie de tubo formado por una placa de palastro de unos 19 centímetros de largo por 33 de ancho, arrollada sobre sí misma: en este tubo se enchufa el recipiente, enlodándole con cuidado. La regilla ocupá todo el largo del horno que viene á ser de 2^m,5 á 3 y los productos de la combustion salen al exterior por tragantes abiertos en la bóveda. Al cabo de hora y media de un fuego suave, se aumenta la temperatura hasta que llegue al rojo y se mantiene así durante otras ocho ó diez horas: se deja luego enfriar el horno, y cuando está frio, se separan los recipientes, se sacan los tubos de palastro, se desarrollan, y se encuentra en el interior una masa metálica, que si la operacion se ha conducido bien, debe presentarse compacta, de color gris de acero, con fuerte brillo metálico y una estructura lamelar muy marcada. Cuando los tubos son muy largos y hay acceso de aire, en lugar de presentarse el arsénico en esta forma se presenta de color gris no metálico y pulverulento, porque con-

tiene ácido arsenioso. En este caso, el producto expuesto al aire se oxida más y más, hasta convertirse casi por completo en ácido arsenioso.

Por medio del ácido arsenioso y del carbon se forma casi siempre este producto, que no puede eliminarse por completo, cualquiera que sea el procedimiento que se emplee presentándose constantemente en mayor ó menor cantidad en el fondo de los recipientes.

Preparacion de las flores arsenicales.—El ácido arsenioso pulverulento conocido en el comercio con el nombre de *flores arsenicales* es uno de los productos principales que se obtienen en las fábricas de arsénico. Para conseguirlo se calcinan las menas arsenicales en presencia de una gran cantidad de aire, bien en hornos de reverbero, bien en hornos de mufla. El empleo de los primeros tiene el gran inconveniente de que saliendo juntos por el tragante del horno á las cámaras de condensacion el vapor de ácido arsenioso y los productos de la combustion, entre los cuales hay siempre una cantidad notable de negro de humo, cenizas mecánicamente arrastradas, etc., estas sustancias impurifican notablemente el producto.

Bien se usen reverberos, bien muflas, el aparato donde se coloca la mena debe comunicar con una galería ó con una cámara de condensacion, en la que se recoja el ácido arsenioso. Las galerías se construyen de modo que no estén en línea recta, con objeto de dificultar el tiro, y evitar, tanto las pérdidas cuanto la insalubridad que resultaria de mezclar con la atmósfera cantidades apreciables de sustancias arsenicales. Generalmente el piso está separado del terreno por pequeños piés derechos: los muros son delgados, y la longitud total de la galería pasa de 30 á 40 metros. A su final hay una pequeña cámara, de cuyo techo sale una chimenea, por la cual se lanzan al exterior los productos no condensados. Para sacar de la galería las flores, existen de trecho en trecho aberturas cerradas con puertas de madera, ó tabicadas con ladrillos.

Las cámaras se disponen con varios pisos, divididos por tabiques verticales, en los cuales hay puertas que permiten la circulacion de los gases al través de todas las subdivisiones, empezando por las inferiores y terminando por las más altas, de

las cuales salen por fin á la atmósfera, á través de una chimenea.

Sólo las circunstancias locales pueden decidir en cada caso la preferencia de uno sobre otro de estos dos sistemas de condensadores; pero puede siempre asegurarse que la condensacion es más incompleta en las cámaras que en las galerías, porque la superficie exterior que estas tienen en contacto con el aire frio, es mucho más grande que la de aquellas, y por consiguiente el interior se calienta poco, al paso que en las cámaras los productos de la destilacion van elevando poco á poco la temperatura de los compartimientos inferiores, éstos elevan la de los demas, y la condensacion se hace muy difícilmente. En cualquier caso, y sea uno ú otro el aparato en que se deposite, el ácido arsenioso se recoge en forma de un polvo blanco, más ó ménos cristalino, segun es ménos ó más elevada la temperatura del aparato de condensacion.

Siempre que se van á hacer cargas de mena ó á remover éstas, es necesario interceptar la comunicacion del horno ó de la mufla con los condensadores, para evitar que el polvo arras-trado mecánicamente por la corriente gaseosa, impurifique el producto.

Preparacion de las flores arsenicales en Reichenstein.—En Reichenstein (Silesia) se preparan del modo siguiente las flores arsenicales:

En un horno *H*, cuya mitad se representa en la figura 6,

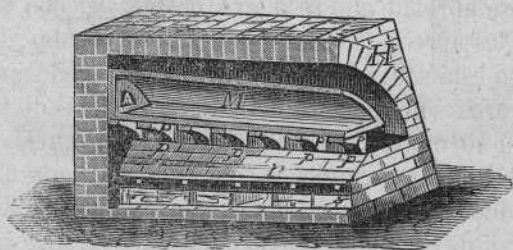


Fig. 6.

formado por cuatro muros, recubiertos por una bóveda rebajada, hay una mufla de arcilla refractaria *M*, de 2 metros de anchura por 2^m,90 de larga y 1 de alta, sostenida por pequeños mu-

retes *pp*, que permiten á los productos de la combustion rodearla por completo. En la parte baja de la mufla está la rejilla *r*, que tiene toda la longitud del horno, y una anchura de poco ménos de un metro. La mufla está inclinada ligeramente hácia la delantera del horno, en la cual hay una campana unida á una larga chimenea, que tiene por objeto evitar en lo posible que los vapores deletéreos que se escapan de la mufla puedan dañar á los obreros. En la parte posterior de ésta hay dos aberturas *A*, que comunican con las cámaras de condensacion por medio de canales, en los que se deposita al principio una gran cantidad de flores.

El condesador (*Fig. 7*), consiste en una torre dividida en

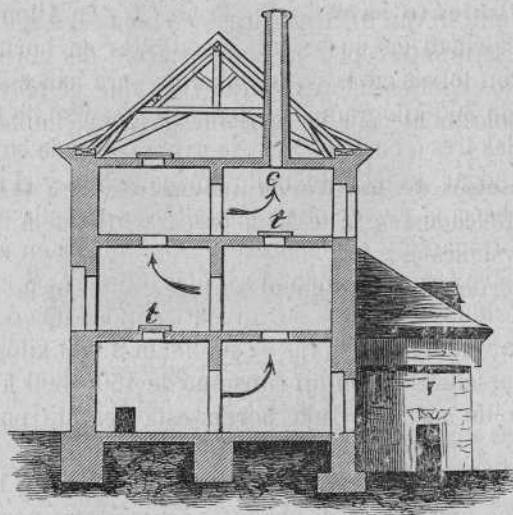


Fig. 7.

tres pisos y cada uno de estos en dos cámaras que comunican entre sí por aberturas practicadas en los dos tabiques horizontales. Estas aberturas se tapan alternativamente con unas placas de arcilla *tt*, y de este modo la corriente gaseosa recorre

en zig-zag, segun indican las flechas, las seis cámaras, y sale de la última á la atmósfera por medio de una chimenea *c*. La carga de la mufla consiste en 400 ó 500 kilogramos de una mezcla de piritas arsenical y arseniuro de hierro que permanece en el horno por espacio de doce horas removiéndose de cuando en cuando. El combustible es hulla y su consumo de 7 kilogramos por cada 100 de mineral.

Beneficio en Andreasberg.—En Andreasberg (Alto Hartz) se beneficia tambien arsénico nativo con 65 por 100 de riqueza, en muflas, en las cuales se cargan en cada operacion 200 á 300 kilogramos. El combustible es haya y la operacion dura de catorce á veintidos horas. Durante la calcinacion se forma algun ácido arsénico, y para reducirle se mezcla hácia el fin de la operacion una corta cantidad de carbon en pequeños fragmentos. El residuo es la mitad del peso del mineral empleado.

Procedimiento sajón.—En Freiberg y en Altenberg (Sajonia) se calcinan las sustancias arsenicales en hornos de reverbero, con tolvas en la parte superior para hacer las cargas. Estas son de 300 kilogramos y deben removerse de tiempo en tiempo. A las tres ó cuatro horas, la carga colocada en la proximidad del hogar, se ha sublimado por completo y el residuo se amontona hácia el puente, llevando al sitio que ella ocupaba la próxima al tragante y poniendo una carga nueva en el lugar de ésta. Se vuelve á hacer lo mismo pasadas otras tres ó cuatro horas y los residuos se sacan segun su cantidad una ó dos veces al dia. Cada veinticuatro horas se subliman 2.000 kilogramos de productos arsenicales con un consumo de 460 á 500 kilogramos de carbon de piedra. Cada horno está servido por un solo obrero.

Fabricacion en Ribas.—En Ribas (Cataluña), hubo hace algun tiempo una fábrica de productos arsenicales perfectamente montada, en la cual se obtenian las flores en hornos de reverbero, usándose combustible mineral ó vegetal; pero esta fábrica ha desaparecido, no obstante la pureza de sus productos segun parece por la dificultad de encontrar obreros para sus peligrosísimas faenas.

Fabricacion del vidrio de arsenico blanco.—El ácido arsenioso tal como se recoge de las cámaras, es muy impuro y

en la generalidad de los casos necesita refinarse para introducirle en el comercio. Esta refinacion se verifica en el aparato representado en la figura 8. Sobre una caldera *c* de fundicion de hierro de medio metro de diámetro y algo más profundidad se colocan unos sobre otros hasta tres cilindros *eee* de fundicion de hierro, de palastro ó de hoja de zinc, del mismo diámetro de la caldera y de un metro de altura cada uno. El

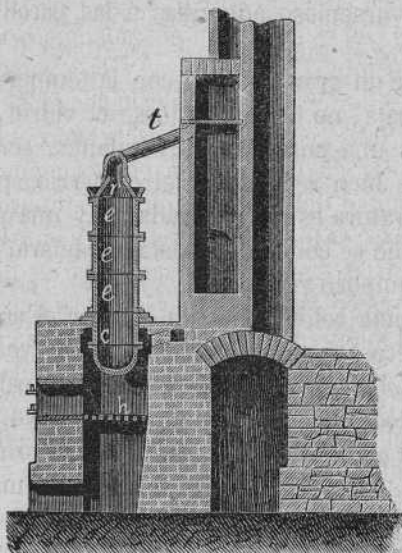


Fig. 8.

superior está recubierto por una campana *r* que es siempre de palastro, y que permite que los vapores no condensados salgan por un tubo *t* á una cámara de condensacion. Las calderas están colocadas sobre un hogar *h* y generalmente adosadas cuatro á cuatro, desembocando todos los tubos en la misma cámara de condensacion.

Las juntas de los cilindros, del sombrerete y la caldera, se deben enlodar con el mayor cuidado para evitar escapes más sensibles por la influencia perniciosa que pueden ejercer sobre los obreros, que por la pérdida de sustancia beneficiable que pueden ocasionar.

La carga de cada caldera consiste en Andreasberg, en 120 ó 130 kilogramos de flores y la operacion dura unas ocho horas. El consumo de combustible es próximamente de 130 kilogramos de hulla. Cuando han pasado las horas indicadas, se introduce en la caldera una aguja con la cual se tantea el material que existe aún en el fondo: si es muy poco, y debe suponerse que procede de las sustancias extrañas al ácido arsenioso, se deja enfriar el aparato, se desmonta y se arrancan con un cincel las costras vítreas de ácido arsenioso adheridas á las paredes de los cilindros.

Hay que tener un gran cuidado con la temperatura, porque si esta es muy baja, no llega á fundirse el vidrio, y se obtiene en los cilindros una sustancia pulverulenta, semejante á las flores que no es bien recibida en el comercio; por el contrario, si la temperatura es muy elevada, hay una gran cantidad de vapores que no se condensan hasta la cámara, y en este caso no se obtiene tampoco vidrio.

Nunca basta una refinacion para obtener el arsénico blanco con la pureza necesaria. El vidrio refinado una vez, llamado *vidrio crudo* (*Rohglas*), se vuelve á cargar en la caldera en cantidad de 180 kilogramos, y se sublima de nuevo. En esta operacion se tardan algunas horas más que en la primera.

Al cabo de las dos refinaciones se produce una cantidad de vidrio igual al 90 por 100 de las flores empleadas.

El vidrio de arsénico cambia de propiedades por la exposicion al aire, y presenta un estado isomérico distinto de aquel en que se obtiene. Pierde de la superficie al centro, la transparencia, convirtiéndose en una masa de aspecto porcelánico, mucho ménos soluble en el agua que la anterior, y que sin variar en nada respecto á su composicion, presenta distintas propiedades físicas.

El vidrio blanco de arsénico, despues de arrancado de los cilindros en que se ha sublimado, se trocea, procurando producir la menor cantidad posible de polvos, y se guarda en toneles de unos 100 kilogramos de capacidad, que están revestidos interiormente de tela alquitranada para impedir que la materia pueda escaparse, y producir los fatales accidentes que una sustancia tan deletérea puede ocasionar, mezclada con las que se emplean ordinariamente en los usos de la vida.

Preparacion de los sulfuros de arsénico.—El rejalgar y el oropimente son combinaciones de arsénico y azufre, que se producen tambien en las fábricas de productos arsenicales. Para fabricar el primero se coloca en tubos ó en retortas, semejantes á las empleadas en la destilacion del arsénico metálico, una mezcla de piritas arsenicales con piritas de hierro ó con azufre. Se ve al cabo de algun tiempo el color que presenta el producto sublimado; y si no es el conveniente, se modifican las proporciones de la mezcla, agregando arsénico ó azufre segun que se quiera aclarar ú oscurecer el color. Para el primer objeto es preferible agregar vidrio crudo, á agregar arsénico metálico; pero nunca se deben añadir flores, que hacen el rejalgar impropio para ciertos usos. Las proporciones ordinarias para las cargas de las retortas, consisten en 300 kilogramos de piritas arsenicales, 250 de piritas de hierro, 100 de piritas de hierro arsenicales (que no puede destinarse á la fabricacion de otros productos arsenicales), 50 de escorias de la refinacion del azufre, 25 de azufre en flor, y 40 de flores de arsénico rojo, obtenidas en otras operaciones. Cada retorta contiene unos 6 kilogramos de esta mezcla, que se calienta primero suavemente durante hora y media, despues durante otras ocho ó diez al rojo. El consumo de combustible es dos veces y media próximamente el peso de la mezcla empleada.

El vidrio recogido en los recipientes debe tener un hermoso color rojo, un brillo diamantino muy pronunciado, y ser perfectamente trasparente.

Por lo comun no presenta estas propiedades con la sola sublimacion, y hay necesidad de refinarle, lo que se consigue fundiéndole rápidamente en una caldera, y tomando muestras para ver de tiempo en tiempo la pureza y el tono del color, que se modifica agregándole nuevamente vidrio crudo ó azufre, si no presenta buenas condiciones. Cuando se obtiene el color que se desea, se limpia la superficie del baño de las grasas que sobrenadan, y se moldea el vidrio.

Para la obtencion del sulfuro amarillo ú oropimente, que es una mezcla de sulfuro y de ácido arsenioso en la cual predomina considerablemente éste último, se colocan en cada una de las calderas del aparato representado en la figura 8, 140 á 150 ki-

lógramos de una mezcla de 100 partes de flores arsenicales con 14 ó 17 de azufre; á las cuales se agregan algunas veces 16 ó 17 kilogramos de flores de arsénico amarillo, obtenidas en la operacion anterior. En las paredes de los cilindros se obtiene un vidrio de color amarillo de limon ó de manzana.

Se ha creido por algunos que se podria obtener el oropimente fundiendo 25 partes de arsénico blanco y 18 de azufre; pero esto no es exacto, y el producto no tiene buenas condiciones. Segun Lampadius, puede sí obtenerse un vidrio de buen color, fundiendo ácido arsenioso con 1 á 4 por 100 de su peso de rejalgar.

Precauciones que deben guardar los obreros.—El trabajo del arsénico es sumamente penoso y nocivo para los obreros, que deben adoptar las más exquisitas precauciones para evitar la absorcion de los productos, todos eminentemente venenosos. Para entrar en las galerías ó en las cámaras de condensacion, se cubren con un vestido completo de cuero ó de lona tupida y mojada, perfectamente abrochado, y unido á una capucha ó caperuza, que lleva dos cristales en el sitio correspondiente á los ojos: en la boca llevan, ademas, miéntras trabajan, una esponja empapada en aceite de olivas.

Los que hacen la refinacion, que son los más expuestos, trabajan con la nariz y la boca tapadas con un lienzo húmedo, y están sometidos á un régimen dietético particular: cada dia beben dos copas de aceite de olivas: una por la mañana y otra por la tarde: les está prohibido el uso de las carnes, del vino y de los ácidos, y sólo pueden alimentarse con legumbres, manteca y grasas. Los que empiezan á trabajar jóvenes sucumben muy pronto, y es raro el que á los cuarenta años no ha muerto de tisis pulmonar. Esto hace que los jornales sean necesariamente caros en este género de trabajo, y aun así parece incomprendible que haya quien se preste á verificarle.

Aplicaciones.—El arsénico metálico no tiene aplicaciones en la industria, que emplea principalmente las combinaciones oxigenadas. Sin embargo, se usan algunas combinaciones del arsénico con los metales; por ejemplo, la que forma con el plomo, que se emplea en la fabricacion de perdigones; la de cobre y arsénico, ó *tumbaga*, que se usa para sortijas, botones, etcétera, y algunas otras de poca importancia.

El ácido arsenioso se ha empleado con abundancia para la obtencion de hermosos colores; pero la naturaleza extremadamente venenosa de estos productos, ha ido reduciendo cada vez más su empleo. Tambien se agrega alguna cantidad de ácido arsenioso á los componentes del vidrio, como medio de sobreoxidar el óxido ferroso, y blanquear el color de la pasta.

En estos últimos tiempos se convierte una gran parte del ácido arsenioso, por la vía húmeda, en ácido arsénico, que se emplea en la tintura y como medio de obtener los colores de anilina.

Los polvoristas emplean tambien las combinaciones sulfurosas de arsénico; y disueltas en una legía de potasa, se usan tambien éstas en el estampado de telas.

El arsénico tiene algunas aplicaciones en la terapéutica, y forma parte de la generalidad de los depilatorios. El *rhusma* que usan con este objeto las odaliscas, se compone de una parte de oropimente y de ocho, seis ó cinco de cal viva, segun que se quiere obtener una accion más ó ménos enérgica.

La produccion anual de las combinaciones arsenicales excede de 2.000 quintales métricos, y su empleo ha tomado un gran incremento desde que se usa el ácido arsénico para preparar los colores de anilina; hay fábricas de estos colores donde se consumen anualmente más de 100.000 kilogramos de ácido arsénico.

Los precios corrientes en este año son los que aparecen á continuacion:

Arsénico gris		100	pesetas los 100 kilogramos.	
"	blanco en polvo de 32 á	34	"	"
"	" en vidrio 40 á	45	"	"
"	amarillo 45 á	50	"	"
"	rojo 64 á	69	"	"

ANTIMONIO.

(Lat.) **STIBIUM**. (Fr.) **ANTIMOINE**. (Ing.) **ANTIMONY**. (It.) **ANTIMONIO**.

(Al.) **ANTIMON**.

Propiedades.—Modo de obtenerle en estado de pureza.—Descripción de sus menas.—Teoría del beneficio por licuación y del beneficio directo.—Licuación en crisoles: métodos de Malbosc, Wolfsberg, La Lincolin y Schmöllnitz para la obtención del antimonio crudo.—Licuación en hornos; método seguido en La Vendée y en Linz.—Obtención del régulo de antimonio.—Método de Berthier.—Beneficio de las menas sin previa licuación.—Método seguido en las fábricas de Septèmes.—Beneficio en reverberos y en hornos de manga.—Método inglés.—Aplicaciones.

Propiedades.—El antimonio tiene por equivalente 122. Es de un color blanco azulado, de textura ojosa y muy cristalina. Su peso específico es 6,696; y bien se presente cristalizado ó amorfo, cuando está puro llega á 6,715. Se funde á una temperatura de 450 á 500° y es volátil á un calor más elevado.

El ácido clorohídrico no le ataca y el nítrico le convierte, sin disolverle, en ácido antimónico. El agua régia hirviendo le disuelve fácilmente y le transforma en cloruro.

Purificación.—El comercio no presenta el antimonio puro: las muestras que se encuentran, generalmente contienen azufre, potasio, sodio, arsénico, plomo, hierro y cobre. Puede purificarse, según Liebig, fundiendo 16 partes de antimonio del comercio con una de sulfuro de antimonio y 2 de carbonato de sosa, en un crisol de porcelana, durante una hora. Se deja luego enfriar y se separa la escoria que cubre el botón metálico y que tiene un color pardo oscuro. Se funde nuevamente el botón

durante otra hora con parte y media de carbonato sódico, se deja enfriar y se separa otra escoria que ya tiene un color pardo mucho más claro: y por último, se funde por tercera vez con una parte de carbonato sódico, por espacio de otra hora, obteniéndose en este caso una escoria blanco-amarillenta. De este modo se logra sulfurar el cobre y el hierro y disolver luego el sulfuro en el sulfuro alcalino, que se forma tambien por la adición del carbonato sódico. El arsénico se oxida á expensas del oxígeno del carbonato sódico, y pasa tambien á las escorias; pero no se consigue oxidar todo el arsénico mientras el régulo contiene hierro. Para separar éste y el arsénico por completo en los casos en que haya gran cantidad de ambos, se debe aumentar la proporcion de sulfuro de antimonio y de carbonato sódico, empleando para 16 partes de régulo impuro 4 de cada una de las otras dos sustancias. Es preciso tapar cuidadosamente el crisol en que se hagan estas operaciones, porque si cae en la masa fundida algun carboncillo, se reduce el arsénico y vuelve á combinarse con el antimonio.

Es casi imposible separar por la vía seca el antimonio del plomo que pueda contener: segun Mitscherlich, el sulfuro de antimonio que se emplee para obtener régulo exento de plomo, se debe fundir con un 4 por 100 de su peso de hierro. Se forma así un régulo que contiene los metales ménos oxidables, entre ellos el plomo, y queda una cantidad de sulfuro de antimonio completamente libre de aquel metal.

Más sencillamente, pero con más pérdida y ménos seguridad de éxito, puede purificarse el antimonio fundiéndole en un crisol con $\frac{1}{10}$ de su peso de nitro, y separando luego la escoria que sobrenada, del boton metálico.

Es circunstancia exigida generalmente en el comercio á los lingotes de antimonio, que presenten en su superficie una cristalización en forma de estrella, cuyos rayos se asemejan á las hojas de los helechos. En el antimonio impuro se presenta raras veces esta cristalización, y sólo cuando se procura formarla artificial y cuidadosamente; pero hay muchas muestras puras, en las cuales no se apercibe tampoco. Para conseguirla deben dejarse enfriar lentamente los lingotes recubiertos de escoria.

Menas.—Rara vez se encuentran en la naturaleza el antimo-

nio solo ó antimoniuos simples (1); las menas de antimonio son por lo comun combinaciones complexas, que ademas de este metal contienen otros; por ejemplo, plata, plomo, hierro, cobre, etc.; azufre y arsénico en muchos casos.

La principal mena es el *antimonio brillante* ó *estibina*, sulfuro de antimonio de la fórmula Sb^2S^3 , con 72,8 por 100 de metal.

La *berthierita*, sulfuro de antimonio y de hierro, con una riqueza variable de 53 á 61 por 100, es tambien á propósito para obtenerle.

Por último: puede aplicarse tambien á la fabricacion del antimonio, la *exileta*, óxido antimónico con 84,32 por 100 de metal que se encuentra con una gran abundancia en la provincia francesa de Constantina en Africa.

Teoría del beneficio.—La fabricacion del antimonio se puede hacer, sometiendo el sulfuro á una licuacion para separarle de las gangas y reduciendo luego el sulfuro fundido, que se conoce con el nombre de *antimonio crudo*, por medio del hierro y de una sal alcalina que se agrega para facilitar la formacion de las escorias. Tambien puede obtenerse el régulo en una sola operacion, sometiendo desde luego las menas calcinadas, á una fusion con sales de sosa y carbon, que reducen el

(1) La circunstancia de presentarse raras veces solo el metal de que se trata, ha dado origen, segun algunos, á su nombre, que se deriva de las dos palabras griegas *ἀντι* (opuesto) y *μόνος* (solo); pero es muy difícil que se pensara en esta propiedad para denominar un metal que ya tenia en latin su nombre de *Stibium*. Más probable parece la etimología latina indicada por Furetière, *anti* (opuesto) *monacum* (frailes), por más que repose en un cuento que tiene ciertas apariencias de broma. Segun ese cuento, el cocinero de un convento de frailes de Francia, habia tenido ocasion de observar que cuando el ganado de cerda comia en ciertos puntos donde se presentaba una sustancia gris de aspecto metálico (la *estibina*), engordaba sobremanera. Esta observacion le hizo pensar en que condimentando con aquella sustancia la comida de los frailes, éstos engordarian tambien. Hizo la prueba; pero hubo de poner demasiada *estibina*, y los frailes, en vez de engordar, murieron todos envenenados, por lo cual se llamó á la sustancia *anti-monacum* (contra los frailes). No obstante que esta anécdota se despega bastante de la seriedad de este libro, he creido oportuno referirla, porque es frecuente hablar de la fábula de Furetière, y conviene que se sepa á qué se refiere, siquiera sea un asunto de esta especie.

antimonio, ya se encuentre al estado de sulfuro ya al de óxido.

El primer método sólo puede usarse cuando la mena es el sulfuro; y ha sido durante mucho tiempo el exclusivo para la obtencion del metal: el segundo conviene para las menas ocráceas, aún cuando contengan algun sulfuro, que se transforma parcialmente en óxido durante la calcinacion. El sulfuro separado de las gangas y mezclado con hierro (que es el cuerpo cuya reaccion se busca), se reduce y se forman sulfuro de hierro y una aleacion de hierro y antimonio que necesita luego purificarse. Cuando se tratan oxisulfuros, y por consiguiente no se hace licuacion prévia, el oxisulfuro se reduce por el carbon, y los metales extraños, convertidos en sulfuros y cloruros por la accion de los fundentes (sulfato y cloruro sódico), se disuelven en el exceso de éstos formando las escorias.

MÉTODOS CON LICUACION PRÉVIA.

El método de licuacion se puede usar empleando para esta operacion crisoles ú hornos de reverbero.

Licuacion en crisoles.—MÉTODO ANTIGÜO DE MALBOSC.— Cuando se emplean crisoles se colocan en plazas muradas ó en hornos, ya sean semejantes á los de vidrio, ya reverberos ordinarios. En Malbosc (departamento de Ardèche, Francia) se empleaban primeramente crisoles cónicos de 30 centímetros de altura y 22 de diámetro en la parte superior, que se colocaban en fila sobre una plaza á cuyos lados se levantaban unos muretes de 25 centímetros de altura y separados uno de otro 40. Bajo la plaza quedaba un espacio hueco en el cual se ponian otros crisoles, que correspondian con los superiores, de modo que las materias que pudieran salir de estos últimos por un agujero practicado en su fondo y colocado sobre otro de la plaza, cayeran precisamente en los inferiores. El espacio entre los muros y los crisoles y entre unos y otros de éstos, se llenaba con carbon de piedra y ramajes. En un aparato se colocaban 25 á 30 crisoles, y cada uno de estos se cargaba con 25 kilogramos de mena. Pasadas diez horas, se renovaba la carga de los crisoles superiores y al cabo de cuatro fundiciones ó

de cuarenta horas, se habian llenado los crisoles inferiores de sulfuro fundido y se suspendia la licuacion. En cada licuacion se perdian la mitad de los crisoles tanto inferiores como superiores, y el gasto de combustible era de 300 kilogramos de carbon de piedra y 40 kilogramos de leña para cada 100 kilogramos de antimonio crudo obtenido.

MÉTODO DE WOLFSBERG.—En Wolfsberg, en el Hartz, se usa un método análogo al anterior y como él poco económico, porque entre los residuos de la licuacion, sobre todo cuando la temperatura se ha elevado muy repentinamente y esto ha dado lugar á que las menas se desagreguen, queda una cantidad de sulfuro que llega á veces al 25 por 100 del que las menas contenian.

MÉTODO DE LA LINCOLN.—En La Lincoln, en el departamento del Alto Loire (Francia), se emplea para la licuacion del sulfuro de antimonio un horno circular con un hogar en el centro y cuatro tragantes en la bóveda que se reunen sobre ella en una chimenea comun. En cada horno se colocan 75 crisoles cónicos que tienen 48 centímetros de altura, por 27 de diámetro en la boca. El fondo tiene 22 centímetros de diámetro y está atravesado por cinco orificios. Estos crisoles descansan sobre otros de 22 centímetros de altura y 25 de diámetro superior. Cada uno de los crisoles superiores se carga con 21 kilogramos de mena, poniendo la tercera parte inferior rica, la intermedia de riqueza mediana y la superior pobre. Se empieza por dar una temperatura baja á fin de evitar en lo posible que la mena se desmenuce, y al cabo de una hora se aumenta el fuego procurando que en seguida baje paulatinamente la temperatura á fin de que se originen las ménos pérdidas posibles de antimonio por volatilizacion. Se deja enfriar el horno, y en veinticuatro horas se obtienen en cada uno de los crisoles inferiores 10 ó 12 kilogramos de antimonio crudo. En este mismo tiempo se cargan unos 15.000 kilogramos de mena y se consume poco más de medio metro cúbico de leña de álamo. El consumo de crisoles es bastante considerable.

MÉTODO DE SCHMÖLLNITZ.—En Schmöllnitz (Hungría) se sigue un procedimiento muy análogo, pero los crisoles, en vez de estar agujereados en el fondo lo están lateralmente, y tienen

una prolongación que se introduce en otro crisol tapado, fuera ya del horno.

Tanto por este procedimiento como por el anterior, se obtiene una notabilísima economía de combustible.

MÉTODO MODERNO DE MALBOSC.—En la fábrica ya citada de Malbosc se ha abandonado casi por completo el sistema de licuación que ántes se ha descrito. El horno que ahora se usa es el representado en la figura 9. En los intermedios que dejan

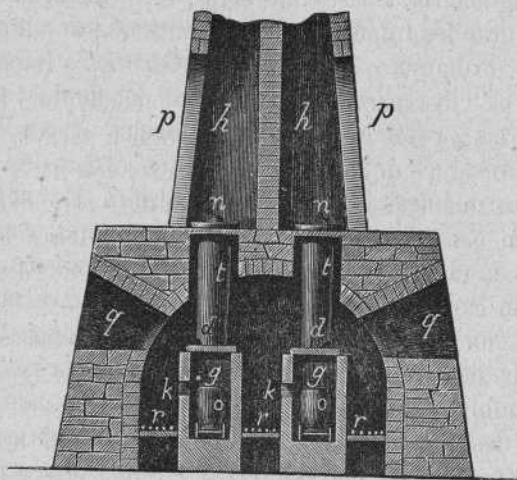


Fig. 9.

las tres regillas *rrr* que tienen 1^m,37 de largo por 27 centímetros de ancho, se construyen dos galerías *gg* de 60 centímetros de altura y 35 de anchura, cuyo fondo está 30 centímetros más alto que el piso general del taller, y que se cierran por sus extremos con puertas de hierro provistas de ventanillos ó mirillas. Estas galerías están hechas todas ellas, ménos el piso, de ladrillos refractarios: de trecho en trecho hay en las paredes unos orificios *hh* que permiten á una parte de la llama entrar en su interior: generalmente estos orificios deben ser tres en cada

muro. Sobre el piso de las galerías se colocan cuatro crisoles de fundicion de hierro *oo* en los cuales cae gota á gota el sulfuro de antimonio segun se va licuando: las dimensiones de estos crisoles son 30 á 33 centímetros de altura, 21 de diámetro en la parte superior, 15 en la inferior y 1 de grueso: se manejan por medio de carrillos con ruedas encima de los cuales están colocados, lo que les permite correr fácilmente á lo largo de las galerías. Con objeto de impedir en lo posible la accion sulfurante que el antimonio crudo ejerce sobre la fundicion de hierro, se revisten interiormente estos crisoles con una capa de arcilla refractaria. Insistiendo sobre el techo de las galerías, hay cuatro grandes tubos de arcilla *tt* de 1^m,02 de altura por 26 centímetros de diámetro superior, 21 de diámetro inferior y 1,5 de grueso, en cuya pared lateral, cerca del fondo y en frente de las puertas *qq* del horno, hay un orificio *d* por donde se extraen los residuos de la licuacion: estos orificios se mantienen cerrados mientras la licuacion se verifica. Hay tambien en el fondo de los tubos orificios que corresponden con otros practicados en el techo de las galerías y por los cuales el sulfuro fundido cae en los crisoles *o*. Los tubos *tt* atraviesan la bóveda del horno y vienen á desembocar al interior de una campana dividida en dos compartimentos *hh* por la cual se escapan los productos gaseosos. Estos crisoles se tapan con placas *nn* que descansan sobre el trasdos de la bóveda encima del cual puede penetrarse por puertas *PP*. Los productos de la combustion salen por tragantes colocados en la parte posterior del horno y se reunen en una chimenea general de 4 metros de altura. En la parte anterior hay otra chimenea para librar á los obreros de los humos que puedan escaparse al abrir las puertas de las galerías.

En cada tubo se cargan 230 á 260 kilogramos de mena, que ántes se ha calentado sobre la bóveda del mismo horno, y se da fuego con hulla; al cabo de tres horas ha concluido de gotear el sulfuro; se sacan los residuos por los orificios *dd* y se hace una nueva carga, continuando de este modo hasta que los crisoles inferiores se han llenado en sus tres cuartas partes. En este caso se retiran reemplazándolos con otros, se los deja enfriar lentamente y con el contenido se forman lingotes cuyo peso es de

40 á 50 kilogramos. Una campaña dura 40 dias: los tubos sirven de tres á seis semanas: el rendimiento de la mena es 50 por 100 y el consumo de hulla 53 por 100 del antimonio crudo obtenido.

Las ventajas obtenidas en Malbose con este método respecto al que se usaba anteriormente, estriban en la gran economía que resulta en el combustible y la mano de obra: mientras que por el método primitivamente descrito, por cada 100 kilogramos de antimonio crudo se gastaban en combustible 6^{fr},34 y en mano de obra 2^{fr},21, con el actual no se gastan más que 1^{fr},28 en el primer concepto y 1^{fr},53 en el segundo.

Licuacion en hornos.—PROCEDIMIENTO DE LA VENDÉE Y DE LINZ. — Cuando las menas son baratas y abundantes, y por el contrario la mano de obra y el combustible tienen un precio elevado, se puede aplicar la licuacion en hornos como se verifica en la Vendée (Francia), en Linz (Prusia) y en algunos puntos de Inglaterra.

Las menas, reducidas al tamaño de huevos de gallina, se mondan á mano para quitarles la mayor parte posible de la ganga. El horno de licuacion es un reverbero cuya plaza es de arenisca: tiene una forma muy cóncava y está colocada sobre un espacio hueco: en su parte más profunda hay un orificio ó *piquera*, que se mantiene abierto durante el primer período de la operacion, y por el cual cae el sulfuro licuado á receptáculos de hierro revestidos de arcilla interiormente. Durante la operacion se forma una escoria que sobrenada, y cuando ésta existe ya en cantidad notable y se desprende del horno poco antimonio crudo, se cierra el orificio y se da un golpe de fuego fuerte con el cual se funde casi toda la masa, formándose dos capas que se colocan naturalmente segun el orden de sus respectivas densidades: la superior es de escorias y la inferior de sulfuro de antimonio. Las escorias se retiran por una puerta lateral del horno, que sirve tambien para hacer las cargas; y el sulfuro se saca luégo destapando otra vez la piqueta. Las pérdidas que en este método se experimentan por volatilizacion son enormes: pero hay gran economía de combustible y de tiempo, pues en pocas horas se pueden licuar 10 ó 12 quintales.

Preparacion del régulo de antimonio.—MÉTODO EN CRISOLES. — Obtenido el antimonio crudo, hay necesidad de

trasformarle en régulo (1) ó sea en antimonio metálico. Para conseguir este objeto hay necesidad, como ántes se ha indicado, de fundir el antimonio crudo con hierro. Karsten propone la fundicion de ambos cuerpos en las proporciones de 100 partes del primero por 42 del segundo, en crisoles colocados en la plaza de un reverbero. Pero por este medio se obtiene una aleacion bastante refractaria de antimonio y hierro que es difícil de refinar, porque hay que someterla á una temperatura muy elevada y esto origina grandes pérdidas. La adicion de una sal alcalina y de carbon que da lugar á la formacion de sulfuros dobles de hierro y del álcali ofrece el modo de obviar aquel inconveniente, puesto que esos sulfuros dobles son poco volátiles y sumamente fusibles. Las proporciones más convenientes para el objeto, segun la mayoría de los autores, son 100 partes de antimonio crudo, 42 de hierro, 10 de sulfato sódico fundido y $2\frac{1}{2}$ de carbon. Sin embargo, no puede obtenerse con estas cantidades más de 64 por 100 de régulo; es decir, que pasa á las escorias ó se volatiliza 8 por 100 de metal.

Pueden obtenerse, segun Berthier, de 65 á 67 partes de régulo de antimonio, fundiendo 100 partes de sulfuro, con 55 á 60 de bataduras de hierro, 50 de carbonato sódico y 10 de carbon.

Antiguamente se hacia la reduccion del sulfuro, mezclando en crisoles 4 partes de aquel con 3 de tártaro crudo y $1\frac{1}{2}$ de nitro, y fundiendo la mezcla en crisoles. Este método, á más de su carestía, tenía el inconveniente de que no producía más que 27 por 100 de régulo; pero le producía en estado de gran pureza. En las escorias alcalinas quedaba una cantidad considerable de sulfuro de antimonio, que quedaba insoluble tratándolas por agua, y que se vendía á bajo precio para emplearle en la medicina veterinaria, con el nombre de *kermes mineral, preparado por la vía seca*.

MÉTODO EN REVERBEROS. — En Linz, se verifica la operacion para obtener el régulo por medio del antimonio crudo, en un

(1) Los alquimistas que atribuyeron al antimonio grandes virtudes y fundaban en él sus mayores esperanzas para encontrar la piedra filosofal, por la facilidad con que se alea al oro, le dieron el nombre de *regulus* (reyecito) suponiendo que en su origen tenía algo de noble.

horno de reverbero, cuya plaza, sumamente cóncava, está formada por una mezcla de arena y arcilla. La forma de la plaza es elíptica, y tiene una puerta de trabajo en la delantera, que corresponde á uno de los extremos del eje menor de la elipse. El puente está refrescado por un canal, que le atraviesa de parte á parte: no hay crisol, y la piquera está en el centro de la plaza, que es el punto más bajo. La carga consiste en 100 á 150 kilogramos de mezcla, y la operacion dura de ocho á diez horas.

Beneficio del antimonio crudo, con calcinacion previa.—Puede tambien calcinarse el sulfuro de antimonio en reverberos, durante unas seis horas, con cuidado para que no se funda, hasta que se hayan expulsado la mayor parte del azufre y del arsénico. El producto de la calcinacion es un oxisulfuro de antimonio, de color rojo parduzco; se pulveriza y se mezcla con un quinto de su peso de carbon, algo de cloruro, carbonato y sulfato sódicos, y escorias de la operacion precedente. La mezcla se coloca en reverberos y se calienta al rojo, con lo cual el oxisulfuro se reduce á antimonio metálico. Tambien se pueden mezclar en crisoles 100 partes del oxisulfuro resultante de la calcinacion, con 100 partes de carbon y 50 de potasa, y someterlos en un horno de viento á una temperatura suave durante una hora; al cabo de la cual la reduccion se ha verificado, y el antimonio se vacía en moldes de hierro recubiertos interiormente de sebo ó de arcilla. Se obtienen así 65 de régulo, por 100 de sulfuro empleado.

El antimonio obtenido por casi todos estos métodos, excepto el de Berthier, no es suficientemente puro, y hay necesidad de fundirle una, dos ó tres veces, con sulfuro de antimonio y carbonato sódico, para introducirle en el comercio.

MÉTODOS SIN PRÉVIA LICUACION.

Beneficio en Septêmes.—TRATAMIENTO EN REVERBEROS.—En aquellas localidades en que pueden obtenerse con abundancia y á bajo precio las menas oxidadas de antimonio, conviene no someterlas á una licuacion previa, porque esto ocasiona siempre gastos de combustible y de mano de obra, que por

mucho que quieran disminuirse son siempre de importancia. Así se hace en la fábrica de Septèmes, en el departamento de las bocas del Ródano (Francia), donde se benefician óxidos, sulfuros y oxisulfuros de antimonio, que proceden los primeros de Constantina y los segundos de Córcega y Toscana. Todos ellos son generalmente muy puros; tienen gangas calizas, arcillosas ó pizarrosas, y dan, cuando ménos, 45 por 100 de antimonio, ensayados por la vía seca. Segun se ha indicado tambien en los *Preliminares* (pág. 6), las menas se adquieren muy frecuentemente sin ensayo preliminar (1).

Las operaciones necesarias para la obtencion del régulo, consisten en la calcinacion de las menas, la fusion para obtener régulo impuro y la refinacion de éste para producir antimonio del comercio.

Se empieza por pulverizar y tamizar el mineral, que se calina en un reverbero, representado en cortes vertical y horizontal, en la figura 10. La plaza *p*, está formada por una plancha de fundicion, y á ambos lados existen dos hogares con sus correspondientes rejillas *rr*; los productos de la combustion se desprenden por un tragante *t*, practicado en la parte anterior de la bóveda, que por medio de un conducto *c* los conduce á la chimenea: en la delantera del horno, y un poco más alta que la puerta de trabajo *e*, hay una campana *a* para que los humos que puedan escaparse del horno no incomoden á los obreros. La plaza tiene 2^m,5 de largo, por 1^m,30 de ancho y la altura de la bóveda sobre ella es de 45 centímetros. Las rejillas tienen 1^m,5 de longitud por 40 centímetros de anchura.

En cada operacion se cargan sobre la plaza 250 á 300 kilogramos de mena, y se cierra la puerta por espacio de dos horas: pasado este tiempo se remueve la masa para lo cual el obrero apoya su espeton en un gancho, suspendido de una cadena delante de la puerta de trabajo, y continúa removiendo hasta que no se desprendan más vapores antimoniales ni sulfurosos, lo cual tiene lugar al cabo de seis horas. El combustible empleado

(1) *Notice sur les usines à cuivre et les usines à antimoine des Bouches-du Rhône par M. L. Simonin.*—*Bulletin de la société de l'industrie minérale.*—Tomo III, pág. 577.

consiste en la carbonilla, que se recoge de los ceniceros de los hornos de fusion, mezclada con un poco de lignito, lo cual hace que el gasto sea muy pequeño. La pérdida de peso que el mineral experimenta por la calcinacion, puede evaluarse en 12 á 15 por 100; y si la operacion se ha conducido bien, no debe perderse más de 2 por 100 de antimonio.

Por la calcinacion no se forma sulfato antimónico, sino que,

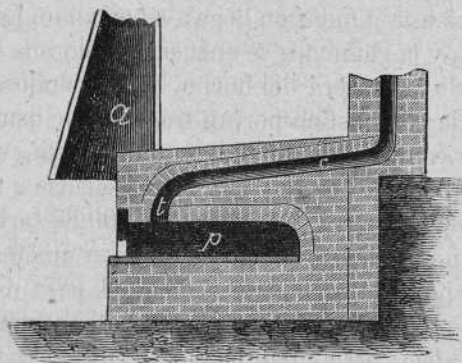
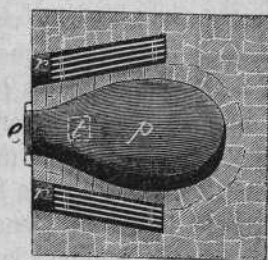


Fig. 10.



como se ha indicado ya en la página 71, el óxido producido se combina con el sulfuro no descompuesto, y da lugar á un oxisulfuro que se reduce luego en el horno de fusion para obtener el régulo impuro.

El horno de fusion es tambien de reverbero, y muy semejante al usado en Linz para la reduccion del sulfuro. La plaza, sumamente cóncava, no tiene crisol, y está inclinada hácia la delantera, donde se encuentran la puerta de trabajo y un depósi-

to de fundicion de hierro revestido de arcilla, en el cual se recoge el antimonio metálico al hacer la sangría. En la bóveda hay una abertura que puede servir para hacer la carga; pero la mayor parte de las veces se verifica ésta por la puerta de trabajo. La rejilla está colocada como en los hornos comunes, y tiene 1^m,30 de longitud por 40 centímetros de anchura. La plaza es de la misma forma que la del horno de calcinacion, y tiene, á partir del puente, 2^m,50 de longitud, y 1^m,60 de anchura en la parte en que esta dimension llega á su máximo. La bóveda es muy rebajada, y la chimenea se encuentra colocada en el ángulo izquierdo de la trasera del horno, conduciéndose á ella los productos de la combustion por un tragante inclinado.

La carga se compone de minerales, humos, etc., á los cuales se mezclan de 50 á 75 por 100 de escorias saladas que proceden de operaciones anteriores, y 15 á 18 por 100 de carbon vegetal en polvo. Como fundente, se agrega tambien una mezcla de sal marina y un poco de carbonato sódico; el peso del fundente es 40 á 50 por 100 del peso de la mena. Antes se mezclaba tambien sulfato sódico; pero en el dia no se considera necesario y se ha dejado agregar.

Para verificar la operacion se introduce por la abertura superior ó por la puerta de trabajo, la mezcla de cloruro y carbonato sódico, y se deja durante una hora hasta que se haya fundido por completo. Entónces se introduce poco á poco por la puerta de trabajo la mezcla de mineral, escoria y carbonilla, en paladas de 20 kilogramos, de las cuales se echa una cada cuarto de hora. La carga total es de 40 kilogramos de fundente, y cerca de 400 de mezcla, compuesta de 200 de mena, 35 de carbonilla y 150 de escorias. Un obrero remueve la masa constantemente y retira las espumas ó crasas que se forman y que deben servir en las operaciones ulteriores. A las cinco ó seis horas se da un golpe de fuego y se hace la sangría, obteniéndose 42 á 43 de antimonio por 100 de mineral empleado. La pérdida es de 15 por 100 del antimonio contenido en la mena; pero una parte de él se recoge despues en el condensador, y puede obtenerse tratando los humos mezclados con la mena. El gasto de carbon es de 250 á 300 kilogramos de lignito por carga.

Con objeto de disminuir en lo posible el gasto ocasionado por

el empleo de la sal comun, se han empleado con buen éxito los residuos del afino del nitro, compuestos de cloruros sódico, potásico y magnésico, y de diversos nitratos; las proporciones son las mismas que cuando se emplea sal comun. Esta variacion, que en la fábrica de Septèmes, próxima á Marsella, tenia buena aplicacion por haber en la localidad dos establecimientos donde se refinaba salitre, no será aplicable en la mayoría de los casos.

El antimonio reunido en el depósito exterior del horno, se retira de una vez despues de que se ha solidificado, se separa de la escoria que le recubre y se divide en trozos para someterle al refino.

Para esto se coloca en crisoles de arcilla previamente calentados en un horno especial, y que ocupan, en número de 20, la plaza plana de un horno de reverbero ordinario. Cada crisol recibe 22 kilógramos de régulo y 6 ú 8 kilógramos de carbonato de sosa y sal marina, mezclados con óxido de antimonio muy puro. La temperatura no debe exceder del rojo sombrío y debe ser muy uniforme. A las seis horas, la operacion ha terminado; los crisoles se sacan del horno y se moldea el antimonio, ya bastante puro, en lingotes de forma cónico-truncada y de muy poca altura, ó sean *panes* de 10 á 12 kilógramos de peso, que se dejan recubiertos por la escoria hasta despues de frios, á fin de obtener en la superficie del metal la estrella característica.

Los crisoles pueden sufrir cinco, seis y algunas veces hasta diez operaciones. Se fabrican con arcilla de Bollène de primera calidad. El consumo de combustible es para cada operacion de 200 á 250 kilógramos.

TRATAMIENTO EN HORNOS DE MANGA.—Pueden tratarse tambien las menas oxidadas y sulfuradas de antimonio, en hornos de manga, segun el método ideado por Mr. Bouquet.

Las menas pulverizadas se calcinan en un reverbero de grandes dimensiones, en cuya plaza se cargan 1.000 kilógramos por operacion. Esta dura seis horas y se consumen 200 kilógramos de hulla; hay una pérdida de peso equivalente al 12 por 100 del de la mena. De este 12 por 100, 10 corresponden á materias extrañas, y sólo 2 al antimonio.

La fusion se verifica en un horno de cuba, por el cual pueden pasar en veinticuatro horas de 2.000 á 2.500 kilógramos de

mena calcinada, con un consumo de 50 por 100 de coke. Se obtiene de este modo un régulo con 92 á 93 por 100 de antimonio, que se refunde en un horno de reduccion, como el descrito anteriormente de la fábrica de Septèmes.

Para la refundicion, se agrega como fundente sal marina, en la proporcion de 10 á 12 por 100 del régulo impuro. Cada tres horas se hace una carga de 300 kilogramos de régulo, y una sangría. Muchas veces es necesario tratar del mismo modo el régulo de segunda fundicion, porque aún no es bastante puro para refinarse.

La refinacion se verifica por el método que se ha descrito anteriormente.

No obstante el mayor número de operaciones que exige el método en hornos de manga, hay una ventaja considerable en el precio del régulo obtenido, que no excede por este método de 35 á 37 francos los 100 kilogramos, mientras que por el método en reverberos se eleva hasta 41 ó 42.

Método inglés.—En Inglaterra se funde la mena sin calcinar en un horno de reverbero cuya plaza es de arenisca, con adición de menas de hierro ó de batiduras. La carga es, próximamente, de 150 kilogramos. Al cabo de ocho ó diez horas, se hace la sangría y se retiran las escorias.

El metal así obtenido, no es puro: contiene azufre, hierro, arsénico, plomo y cobre, que pueden quitársele, aunque no por completo, refundiéndole en crisoles, colocados en un horno semejante á los de esmalte. Cada crisol se carga con 15 kilogramos de régulo impuro, se cubre con polvo de carbon, y se mantiene á una temperatura uniforme por espacio de algunas horas. La mayor parte de los metales se oxidan de este modo, y se retiran en forma de crasas ántes de vaciar los crisoles.

Este método no puede de ningun modo recomendarse, porque es imposible que el metal deje de tener una fuerte proporcion de hierro.

Aplicaciones.—El antimonio tiene en la industria un empleo bastante limitado; la mayor parte se dedica á formar con el plomo aleaciones destinadas á fundir los caracteres de imprenta. Estas constan de 4 á 5 partes de plomo con una de antimonio, debiendo aumentarse la proporcion del último cuando se

quieren obtener en vez de caracteres movibles planchas estereotípicas, que necesitan ser más duras, puesto que se destinan á grandes tiradas, y que no es preciso que tengan alguna flexibilidad como las letras sueltas, que se rompen fácilmente, sobre todo las delgadas, cuando el metal es muy quebradizo.

En el día la aleacion para caracteres de imprenta ó el metal tipo, cuando se quiere hacer bueno, se compone de plomo, antimonio, estaño y cobre. La proporcion de antimonio puede reducirse, porque los dos últimos metales hacen la aleacion más dura, y sin embargo no tan quebradiza como en el caso en que la cantidad de antimonio pase del 20 por 100 del peso del plomo. Además, los caracteres hechos con esta cuádruple aleacion, se funden mejor y son más suaves, lo cual les hace más á propósito para imprimir. Las proporciones más convenientes, segun algunos autores, son 78 de plomo, 12 de antimonio, 9 de estaño y una de cobre. El único inconveniente de este metal es su carestía.

El *metal británico*, que tiene una hermosa apariencia y es muy apreciado para la confeccion de servicios de café y té, se compone de 9 partes de estaño y una de antimonio.

El *metal de la reina*, semejante al anterior, y aún de mejor empleo, consta de 75 de estaño, 8 de antimonio, 8 de bismuto y 9 de plomo.

El *peltre* empleado en la fabricacion de vajilla barata, especialmente en los países pobres de Alemania, se puede obtener con 100 de estaño, 8 de antimonio, 2 de bismuto y 2 de cobre; ó con 100 de estaño y 17 de antimonio.

En estos últimos años se ha observado la dureza que el antimonio comunica á los metales con que se alea, y se han sustituido los coginetes de bronce que ántes se usaban en los wago-nes de los ferro-carriles y en muchas máquinas, con otros formados de una aleacion llamada en inglés *antifriction*, compuesta principalmente de estaño y plomo con 3 á 11 por 100 de cobre, y 6 á 20 por 100 de antimonio.

También se emplea con buen éxito para coginetes en diferentes máquinas una aleacion de zinc, estaño y antimonio, que se funde sobre el mismo eje que ha de descansar en ella, y que por consecuencia de esto presenta la ventaja de no tener que

pulirse ni que ajustarse. Da muy buenos resultados, porque es muy dura y se destruye poco con el roce.

Las planchas para el estampado de la música, están formadas de 80 partes de estaño y 20 de antimonio; y en algunas ocasiones de 63 de estaño, 8 de antimonio, 26 de cobre y 3 de hierro.

En medicina se usan además del régulo de antimonio, una porción de preparaciones antimoniales; entre ellas el óxido blanco de antimonio, el tártaro hemético (tátrato doble antimónico potásico); el sulfuro, el hígado de antimonio (oxisulfuro, que contiene 4 partes de sulfuro por 8 de óxido); el vidrio de antimonio (oxisulfuro, con 2 de sulfuro y 8 de óxido); el *kermes* (sulfuro hidratado mezclado con óxido y con ácido sulfoantimónico); los polvos de Algaroth (oxicloruro de antimonio), y algunas otras.

El *crocus* y el *hígado de antimonio* que, como ya se ha dicho, son oxisulfuros, que se emplean también en las artes aplicándolos á la tintura.

Todas estas aplicaciones no bastan á consumir grandes cantidades de antimonio, y se ha propuesto por Simonin, á fin de extender el uso de este metal, reemplazar con él el estaño y el zinc para galvanizar las hojas y los alambres de hierro, y fabricar un blanco de antimonio que pudiera reemplazar en la pintura el albayalde y el blanco de zinc; pero estas aplicaciones no han pasado todavía al dominio de la práctica.

La producción de antimonio, no obstante lo restringido de sus aplicaciones, llega á 500.000 kilogramos, empleándose además cerca de 100.000 kilogramos en la industria al estado de sulfuro, ó sea de antimonio crudo. El precio del antimonio no ha tenido nunca grandes variaciones en el comercio: generalmente se paga á 60 pesetas los 100 kilogramos de sulfuro, y á 100 pesetas los 100 kilogramos de régulo, después de introducido en la metalúrgia el método directo de tratamiento y descubierto el criadero de Constantina. Anteriormente el precio no bajaba de 250 á 200 pesetas los 100 kilogramos.

AZUFRE.

(Lat.) **SULPHUR.** (Fr.) **SOUFRE.** (Ing.) **SULPHUR.** (It.) **SOLFO.** (Al.) **SCHWEFEL.**

Propiedades.—Medios de obtenerle en estado de pureza.—Enumeracion de sus menas.—Métodos de fabricacion empleados en Sicilia y en Hellin.—Purificacion del azufre bruto.—Fabricacion del azufre por medio de las piritas.—Aplicaciones.

El azufre, como el arsénico, no es un cuerpo metálico: sin embargo, como las operaciones industriales que se verifican para obtenerle son muy análogas á las operaciones metalúrgicas, y como muchas veces tambien se obtiene, del mismo modo que aquel, como producto secundario del tratamiento de ciertas menas, principalmente de cobre, aparece en algunos cursos de metalúrgia y ocupará tambien un lugar en el presente.

Propiedades.—El equivalente del azufre es 16. Es un cuerpo sólido á la temperatura ordinaria, de color amarillo de limon más ó ménos pálido, y de un brillo céreo poco marcado. Se funde á 108° y se mantiene perfectamente líquido mientras la temperatura no pasa de 140; á este grado de calor empieza á hacerse viscoso y va oscureciéndose hasta llegar á adquirir un color pardo: entre 200 y 250° adquiere su máximun de viscosidad, y puede volverse la vasija en que está contenido, sin que se vierta. Sumergiéndole de repente en agua fria cuando se encuentra en este estado, se conserva por algun tiempo blando, lo cual le hace á propósito para sacar contraestampas; pero poco á poco vuelve á tomar su color y sus condiciones ordinarias. En su estado normal es muy quebradizo; basta el calor de la mano

para dilatarlo desigualmente y hacerle saltar en pedazos. A 360° se volatiliza y puede destilarse: el vapor de azufre tiene un color amarillo anaranjado, y una afinidad tan fuerte por algunos metales, como el cobre y la plata, que se combina inmediatamente con ellos con desprendimiento de calor y luz. Es insípido é inodoro en su estado normal, pero adquiere por el frotamiento un olor característico. Calentado en contacto del aire á 150° arde convirtiéndose en ácido sulfuroso. Su peso específico es 2 próximamente. Es uno de los cuerpos en que se presenta el fenómeno del dimorfismo: fundido en un crisol y abandonado al enfriamiento durante un rato, cristaliza en las paredes, y si rompiendo la costra superior, se vierte rápidamente la parte central que aún está líquida, se pueden observar los cristales, que consisten en prismas oblicuos de base romboidal, pertenecientes al 5.º tipo cristalino. Disuelto en sulfuro de carbono, abandona por la evaporación del menstruo cristales cuya forma dominante es un octaedro de base romboidal perteneciente al 4.º tipo.

Es insoluble en el agua, pero soluble en las disoluciones alcalinas al estado de hiposulfito, y muy soluble en los aceites volátiles, sobre todo en el sulfuro de carbono. Los ácidos sulfúrico y clorohídrico no ejercen acción sobre él; el ácido nítrico concentrado é hirviendo, le convierte poco á poco en ácido sulfúrico.

Purificación —Para obtener el azufre en completo estado de pureza, basta destilar el del comercio en una retorta de vidrio, recogiendo el producto de la destilación en un recipiente de la misma sustancia.

Menas. —Las menas de azufre son el azufre nativo y los sulfuros, si bien éstos no pueden considerarse industrialmente como verdaderas menas, puesto que por lo general sólo se obtiene de ellos el azufre como producto secundario.

El *azufre nativo* se presenta en riñones diseminados en las capas del terreno terciario, en masas irregulares del terreno cretáceo asociado al yeso y á la sal gemma, y como producto de la sublimación producida por los volcanes, mezclado con las cenizas, tobas ó arenas que forman el suelo en la proximidad de aquellos.

Los sulfuros contienen cantidades muy variables de este cuer-

po, y sólo pueden ser tratados en circunstancias muy escepcionales, pues de otro modo resulta el producto á un precio á que no puede venderse.

Fabricacion en Sicilia.—Las menas de azufre muy ricas, como las que se benefician en Sicilia, que contienen de 30 á 50 por 100, se someten á una licuacion, para la cual sirve de combustible una parte del mismo azufre contenido en ellas. En la localidad citada se verifica la licuacion en pequeñas plazas muradas cilíndricas, cuya plaza es cóncava y está inclinada hácia la delantera. Se empieza por formar con los trozos más gruesos una especie de bóveda ó conducto sobre la plaza, que termina en la parte más baja donde se halla el orificio de salida: encima se colocan trozos tambien gruesos, luego medianos, despues más pequeños, y así se continúa, no sólo hasta llenar la plaza, sino hasta formar sobre ella una especie de cúpula recubierta con las tierras más menudas. Generalmente estas plazas están colocadas en filas de diez y hasta de veinte en un sitio abrigado de los vientos. Para darles fuego se coloca encima de cada monton un haz de ramaje empapado en azufre y encendido; el azufre de las capas superiores se inflama, y al cabo de cuatro á ocho horas se reúne en el fondo de la plaza una masa de azufre fundido que ocupa una altura de 20 á 25 milímetros. Entónces se destapa la piquera, y el azufre líquido que sale por ella se recoge en moldes de madera, mojados de antemano, para evitar que se adhiera á ellos. Una vez abierta la piquera, no vuelve á cerrarse, y el azufre corre de una manera continua, miéntras las menas le contienen en bastante cantidad. Cuando cesa de correr, se deja enfriar el horno y se descarga.

En las inmediaciones de Girgenti se emplean hornos que se caldean préviamente á la temperatura del rojo, y en los cuales se introduce despues la carga, cuyo azufre se licua con el calor de las paredes: para hacer esta operacion es necesario cerrar todas las salidas tan luego como se ha cargado la mena.

En Puzzuoli, en las inmediaciones de Nápoles, se benefician las arenas de un antiguo cráter volcánico que se explotan á cielo abierto, pero que sólo pueden extraerse hasta una profundidad de 10 metros, porque más abajo la temperatura es demasiado elevada. Los residuos se vuelven á las excavaciones

para rellenarlas y al cabo de veinticinco ó treinta años pueden explotarse de nuevo, porque las emanaciones sulfurosas del terreno las han vuelto á enriquecer.

El método de tratamiento en esta localidad, consiste en una sublimacion que se verifica en hornos de galera, donde se colocan 12 vasijas, próximamente cilíndricas, de arcilla refractaria, provistas de sus tapaderas y que comunican cada una con un recipiente de la misma forma situado en el exterior, por medio de un brazo colocado lateralmente en la parte superior de ambos. En cada vasija se cargan de 20 á 25 kilogramos de arenas, se enlodan las tapaderas y los recipientes, se da fuego al horno con ramaje, y al cabo de siete horas la operacion está terminada. El producto de cada vasija es de 7 á 8 kilogramos de azufre ó sea de 32 á 35 por 100 y se consumen por hora 70 á 80 kilogramos de monte bajo.

Fabricacion en Hellin.—Un método muy semejante se sigue en Hellin (provincia de Albacete), donde se benefician por el Cuerpo de Artillería 16 capas de azufre, y se obtiene un producto, perfectamente elaborado, pero por métodos que le hacen salir á un precio fabuloso; más del doble de aquel á que puede obtenerse en la misma localidad el azufre de Sicilia.

Los hornos son en su casi totalidad de adoves, y contienen cada uno 30 crisoles hechos de una mezcla de arcilla y arena, cubiertos con sus tapaderas y comunicados por un conducto lateral, y una alargadera llamada *caño*, con otra vasija semejante colocada fuera del horno. Las entradas del hogar y del cenice-ro y parte de los arcos que forman la bóveda son de ladrillos y los primeros están reforzados con engatillados de hierro. Se empieza por caldear los hornos con atocha (1), y cuando han llegado á la temperatura media que deben tener, se cargan los

(1) La *atocha* (*stipa tenacissima* de Linn. ó *macrochloa tenacissima* de Kunth.) es la planta que produce el esparto. Se cria espontáneamente y con gran abundancia, en las provincias del Levante y del Mediodía, y durante mucho tiempo sus aplicaciones eran tan limitadas, que traía gran cuenta usarla como combustible. Hoy ha subido mucho de precio porque se emplea para la fabricacion de papel y de una especie de terciopelo.

crisoles introduciendo en cada uno próximamente 18 kilogramos de mineral; en esta operacion, que se practica por dos obreros, se invierte una hora; las tapaderas se enlodan en seguida perfectamente, pero no se colocan los recipientes hasta pasadas unas dos horas: durante la primera hora y media, sólo se desprende el agua que contienen siempre los minerales; despues destila ya algo de azufre, que es muy impuro, y cuando empieza á presentarse con su color y su aspecto ordinario, se aplican las alargaderas y los recipientes. El primer producto recibe en la localidad el nombre de *zurrapa*. Cuando todo el azufre ha destilado, lo que se conoce en que llega á su máximo una especie de humedad que baña los crisoles exteriores, se separan éstos y se vierte su contenido, primero en un pilon de piedra, y luego en moldes de barro barnizado, donde se forman panes de 14 á 15 kilogramos de peso. Cada operacion dura de siete á diez horas, segun la riqueza del mineral, la potencia calorífica del combustible y el estado de la temperatura del horno al hacerse la carga.

Es imposible evitar que durante la operacion se formen grietas en los recipientes por las cuales se escape algo de vapor de azufre que se inflama al contacto del aire: para évitár estas pérdidas, el fundidor y el ayudante que están al servicio de cada horno, tienen unos hisopos de esparto machacado, empapados en agua, con los cuales apagan estas fugas. También tienen siempre á su disposicion unas varillas de hierro con cabo de madera, que se mantienen enrojecidas en el hogar del horno, y que sirven para deshacer las obstrucciones que los conductos ó las alargaderas puedan presentar. Las cubiertas se deben enlodar con un cuidado especial, procurando por una parte que no permitan la salida de los vapores sulfurosos, y por otra que no presenten una resistencia tal que puedan romperse los crisoles cuando se verifique alguna obstruccion, sino que cediendo el enlodado, se desprenda la tapadera y se escapen por la boca del crisol los vapores acumulados en su interior.

Cada veinticuatro horas se obtienen por este procedimiento unos 190 á 200 kilogramos de azufre, consumiéndose unos 1.000 kilogramos de atocha; en el día, á causa de la carestía de ésta, se usa tambien como combustible cualquier clase de

monte bajo, y aún leña rajada. En cada dos fundiciones se destruyen tres crisoles, dos recipientes y de dos á cuatro caños y coberteras.

Refinacion del azufre bruto.—El azufre obtenido por

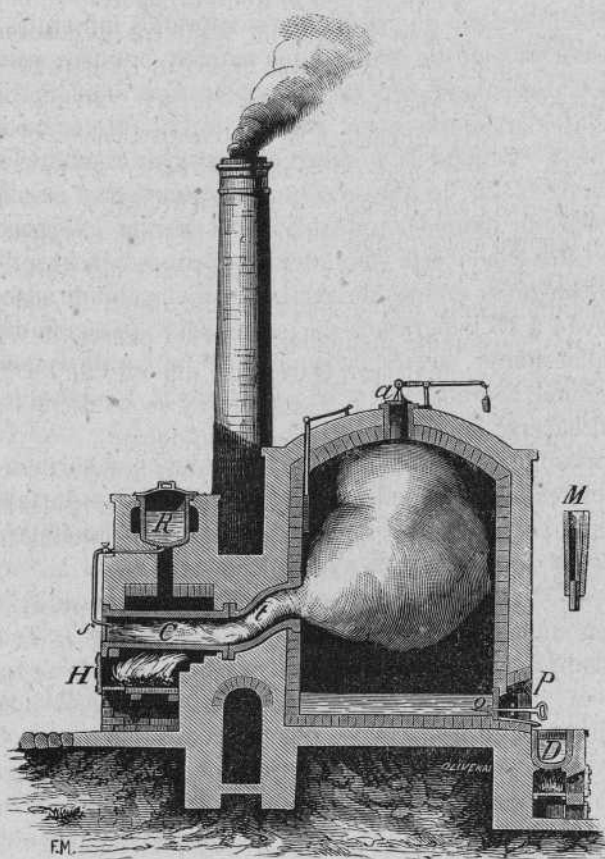


Fig. 11.

cualquiera de estos procedimientos, contiene 5 á 6 por 100 de materias extrañas y no es suficientemente puro para destinarlo á los usos de la industria. Necesita siempre una nueva sublimacion y ésta se verifica en el aparato que representa la figura 11. *C* es un cilindro de fundicion de paredes muy resistentes cerrado por la parte posterior y cuyas dimensiones son 80 centí-

metros de diámetro por 1^m,50 de longitud. A la parte anterior de este cilindro, se adapta un tubo *t* del mismo diámetro y encorvado de manera que la ebullicion del azufre que ha de contener no dé lugar á que salgan por el otro extremo más que los vapores, sin que puedan proyectarse porciones de la masa líquida. El tubo *t* comunica por el extremo opuesto al cilindro con una cámara de mampostería de 7 metros de altura, por 4^m,50 escasos de longitud y 3^m,5 de anchura. En la parte superior de ésta hay una abertura *a* tapada con una válvula de contrapeso, y en la parte opuesta á la entrada de los vapores una puerta *p* cerrada con hojas de madera ó con un tabique de ladrillos, pero que de todos modos conserva un orificio *o* al que se aplica un tapon cónico que puede dejar más ó menos espacio entre su superficie y la del orificio segun se separa más ó menos por medio de un tornillo dispuesto para este objeto. El piso de la cámara está ligeramente inclinado hácia esta puerta, delante de la cual se coloca en la parte exterior un depósito de hierro colado *D* donde cae el azufre que sale por *o* y se mantiene fundido por medio de un pequeño hogar colocado debajo.

En la parte posterior del cilindro *C* hay un orificio *s* por donde penetra un tubo que conduce el azufre fundido desde una caldera *R* al cilindro. Este y la caldera están calentados por un hogar *H* colocado debajo de ambos.

La carga del cilindro es de 500 á 600 kilogramos de azufre bruto, que se refunde previamente en la caldera *R*, para que se separen las impurezas más densas que caen al fondo y las más ligeras que sobrenadan. Al cabo de una hora de verificada la carga, empieza la destilacion; las primeras porciones de azufre que pasan á la cámara, encontrándose al estado de vapor en una atmósfera de aire, se inflaman, produciendo ácido sulfuroso; pero al cabo de muy poco tiempo este gas reemplaza al aire, la atmósfera interior de la cámara se hace impropia para la combustion, y empieza á depositarse sobre las paredes el azufre en forma de un polvo muy ténue. Cuando la temperatura de la cámara, que se eleva constantemente á consecuencia del calor latente abandonado por el vapor de azufre al solidificarse, llega á 108°, el azufre se funde y va cayendo al suelo; la operacion se continúa de este modo durante seis dias y cinco noches, al

fin de las cuales la temperatura de la cámara se ha elevado á 140 ó 150°. Entónces se suspende la adición de azufre en el cilindro y de combustible en el hogar, á fin de evitar la viscosidad del producto contenido en la cámara, y pasada otra noche más se abre el orificio *o* y se recoge el azufre que se vierte en moldes de madera de boj, de forma de conos truncados, de bases casi iguales, con un tapon de la misma forma y materia, *M* (*Fig. 11*) que se tienen metidos en agua hasta el momento de usarlos, y de los cuales se saca fácilmente el azufre dando un pequeño golpe en la parte más estrecha del tapon, despues que aquel se ha solidificado, lo cual se acelera volviendo á introducir el molde, despues de lleno, en agua fria.

Cuando se trata de obtener azufre *en cañon*, pueden destilarse en un aparato de esta especie 1.800 kilogramos cada veinticuatro horas. Si se quiere obtener azufre en flor, es necesario proceder mucho más despacio para que la temperatura de la cámara no llegue á 108°, y no puede pasarse de 300 kilogramos en el mismo tiempo.

Antes se usaban en vez del cilindro *C*, dos retortas colocadas cada una sobre un hogar especial y que se cargaban alternativamente cada tres horas; pero las explosiones á que daba lugar con frecuencia la necesidad de destaparlas, ha hecho adoptar el procedimiento anteriormente descrito, cuyas principales disposiciones se deben á Mr. Michel, fabricante de Marsella.

En Hellin no se purifica el azufre por este procedimiento, sino refundiéndolo en los mismos aparatos en que se obtiene, con la sola diferencia de que la carga es un poco más pequeña, y que la sublimacion se hace á una temperatura más elevada.

Cuando el azufre se obtiene al estado de flores, hay necesidad de penetrar en la cámara para extraerlo. Este azufre que, hallándose en un gran estado de division, es más á propósito para la mayor parte de los combinaciones, presenta, sin embargo, el inconveniente de ser bastante más impuro que el azufre en cañon, pues contiene siempre ácido sulfuroso y con mucha frecuencia ácido sulfúrico interpuesto entre sus moléculas. Se puede purificar lavándole cuidadosamente con agua caliente, y secándole despues á una temperatura suave.

Fabricacion del azufre por medio de las piritas.—En

algunos puntos de Alemania se ha tratado de fabricar el azufre por medio de las piritas de hierro, que contienen 54,26 por 100, y pueden dar por la destilacion algo más de 23. Tambien se usó este procedimiento durante los primeros años del imperio de Napoleon I, cuando la Francia, rotas sus relaciones comerciales con Sicilia, en guerra con Inglaterra y próxima á emprender una campaña con casi todas las naciones de Europa, se vió privada del azufre que ántes recibia de Nápoles, y que le era indispensable entre otras cosas, para la fabricacion de la pólvora; pero este procedimiento, aplicable en circunstancias escepcionales y cuando responde á necesidades que no son verdaderamente las ordinarias de la industria, y en las que no es la primera condicion la baratura del producto, no es aplicable en las circunstancias normales en que puede obtenerse á mucho ménos precio comprándole en los puntos en que se produce por medio de sus verdaderas menas ó en los mercados á donde se lleva desde aquellos.

Puede, no obstante, ser benefica la obtencion del azufre que contienen las piritas, cuando el tratamiento de éstas, para obtener algun metal, exige una calcinacion prévia, cuyo coste puede evitarse ó aminorarse, recogiendo el azufre que se desprende en estas calcinaciones.

Pueden citarse como ejemplos de esta clase de beneficio, los sistemas seguidos en Rammelsberg y en Agordo.

Método de Rammelsberg.—En Rammelsberg (Harz inferior) (1), se forman con las piritas de cobre montones cuya primera capa está constituida por residuos de calcinaciones anteriores. Sobre esta primera capa se coloca una tongada de leña menuda, de modo que los haces sean normales, á los lados de la base, que sirve para iniciar la combustion, y encima se van poniendo las menas gruesas del tamaño del puño, recubriéndolas con otras más finas, y por último, con una camisa formada con menas que han sufrido ya una calcinacion: los residuos de estas camisas son los que se destinan á la formacion de la soleira. Los montones tienen la forma de un tronco de pirámide de base cuadrada. La base inferior tiene 9 metros de lado, y la su-

(1) KERL: *Die Unterharzer Hüttenprocesse*.—Clausthal, 1854.

perior 3, siendo de 2 la distancia entre ambas. En la parte central de los montones hay una chimenea, formada por tablas, por la cual se inicia la combustion. Al cabo de unos quince dias, la costra exterior aparece como cubierta con una capa de barniz, y en este caso se practican en la parte central de la base superior, con una gran bola de plomo, sujeta en una hástil de hierro, 25 hoquedades hemisféricas, de 25 centímetros de diámetro, que se van llenando de azufre, y que para evitar la combustion de este producto se tienen ordinariamente tapadas con unas tablas.

Tres veces al dia se extrae con cazos el azufre contenido en estos recipientes, se vierte en agua y se remite á las fábricas de refinacion, donde se sublima para privarle de la gran cantidad de arsénico que contiene. La produccion de azufre sólo se eleva de este modo á 1 ó 1,5 por 100 del mineral calcinado, y aún así representa un valor más elevado que el gasto de la calcinacion. La duracion de ésta es de veinticuatro á veintiseis semanas.

Método de Agordo (1).—En Agordo se verifica la calcinacion de la misma manera que en Rammelsberg; pero las teleras tienen menores dimensiones (6 y 4 metros respectivamente en las bases inferior y superior), y el mineral se coloca por capas alternantes de grueso y menudo, colocando los trozos más gruesos en la capa inmediatamente superior al combustible. Despues de iniciada la combustion, y cuando la llama sale por la chimenea central, se tapa ésta con minerales gruesos y menudos, mezclados, y se extiende sobre la base superior del monton una capa de 30 centímetros de espesor de residuos de otras operaciones que tienen lugar en la fábrica. El monton se va rebajando sucesivamente, y se forman fisuras que se deben tapar con cuidado: cuando ya no se rebaja más, se abandona á si mismo hasta el momento en que el azufre empieza á presentarse en la parte alta. Entónces se practican por toda la extension de la base superior, y del mismo modo que en Rammelsberg, hoquedades de 25 centímetros de diámetro y 10 de profundidad,

(1) RIVOT: *Traité de Métallurgie theorique et pratique*.—Tomo 1, página 341.

en las cuales se condensa el azufre; que debe recogerse todas las mañanas. La duracion de cada calcinacion es de nueve meses, y se recoge una cantidad de azufre muy variable; pero que no excede por lo comun del 2 por 1.000 del peso de mineral empleado en formar el monton.

En la misma localidad de Agordo se verifica, de algun tiempo á esta parte, la calcinacion en los llamados hornos *Styrios*. El monton de mineral se forma entre 4 muros, que comprenden un espacio de 17 metros de longitud, por 4 de anchura y 3 de altura; el espesor de los muros es de 1^m,50. El piso de este recinto está formado por pizarras que descansan sobre un cimientito muy sólido, y que forman una série de planos inclinados, por cuyas intersecciones más bajas puede correr el azufre hácia los lados largos del horno, en cada uno de los cuales se han practicado las correspondientes aberturas, en número de 10. Delante de éstas hay un receptáculo hemisférico destinado á recoger el azufre. Hácia la mitad de la altura del muro, existen unas ventanillas, que tienen 80 centímetros de ancho, alto y largo, y que por consiguiente no atraviesan todo el espesor del muro, sino poco más de su mitad. En el interior, la anchura y la altura de estas ventanillas llega á 1 metro; de manera que el hueco tiene la forma de una pirámide truncada de base cuadrada, de 1 metro de lado en la parte interior y 80 centímetros en la exterior, cuya base menor está en el mismo plano del pavimento del muro. En el resto del espesor del muro (70 centímetros), hay practicados nueve conductos de 9 ó 10 centímetros de lado, colocados en tres filas; los inferiores son horizontales, y los medios y superiores tienen una inclinacion hácia el exterior, más pronunciada en éstos que en aquellos.

En los dos muros largos, y á la altura de las aristas culminantes, formadas por los planos inclinados del piso, hay treinta y cuatro orificios, cuyo objeto es dejar penetrar el aire que ha de servir para la combustion de la leña primero, y despues del azufre.

La carga de estos hornos se verifica por aberturas practicadas en el muro anterior, y que se tabican en cuanto se concluye aquella. En la longitud del horno se construyen cinco chimeneas con ladrillos hechos de mineral y arcilla, por medio de

una fuerte presion. Las menas se colocan en capas alternantes de grueso y menudo: inmediatamente, sobre el piso, se ponen una ó dos capas de leña rajada.

La carga de un horno llega á 288 toneladas métricas. Cuando la leña se ha encendido perfectamente, se tapan las chimeneas y se coloca sobre el monton una capa de menudos de 40 centímetros de espesor.

La calcinacion por este método es más rápida, pues está terminada en cinco ó seis meses; la mano de obra es algo más cara que en los montones; pero en cambio se obtiene una cantidad de azufre mucho mayor, y que llega al 1,40 por 100 de las menas.

Tambien puede obtenerse el azufre de las piritas destilándolas en vasijas de fundicion de hierro ó de arcilla colocadas horizontalmente en un horno de galera, y puestas en comunicacion con unos recipientes de la misma sustancia donde se condensan los vapores sulfurados. Este sistema, que se aplica en algunas localidades de Alemania, es muy costoso y produce un azufre muy impuro cuyo color verde indica desde luego que contiene una fuerte proporcion de sulfuro ferroso mecánicamente mezclado. Como primer medio de purificacion, este azufre se funde á baja temperatura en una gran caldera de hierro y se vierte en receptáculos cilindricos formados de duelas de madera sujetas con cinchos de hierro, y que tienen una gran longitud relativamente á su diámetro. Se le deja enfriar poco á poco en un sitio abrigado, y al cabo de algunos dias se quitan los cinchos y se saca un cilindro de azufre próximamente puro, en cuya parte inferior se ha acumulado la casi totalidad del sulfuro de hierro. Esta parte se separa á golpes y se puede emplear en vez de azufre para la preparacion del ácido sulfúrico. El resto, refinado, puede introducirse en el comercio.

Es muy frecuente que las piritas empleadas para la fabricacion del azufre contengan alguna cantidad de arsénico: en este caso, el arsénico se sublima juntamente con el azufre y no es fácil separarle de él. Cuando esto sucede, no se debe emplear éste ni para la confeccion de medicamentos, ni para otros objetos en que puede ser nociva la presencia de pequeñas cantidades de arsénico.

Muy modernamente, se ha pensado en Sicilia extraer el azufre de las menas que le contienen al estado nativo sometiénolas en un horno cilíndrico herméticamente cerrado á la acción del vapor de agua recalentado, con una presión de tres atmósferas. El azufre se funde y ocupa la parte inferior del aparato, de donde se saca de tiempo en tiempo por medio de un tubo provisto de su llave. Debo esta noticia á la amabilidad del dignísimo director de la Escuela, Sr. Monasterio, el cual no ha podido facilitarme detalles acerca del método, porque todavía no ha perdido el carácter de un ensayo en grande escala con probabilidades de éxito.

Aplicaciones.—El azufre tiene grandísimas aplicaciones en su estado natural y en combinación con el oxígeno al estado de ácidos sulfuroso y sulfúrico. Mezclado en ciertas proporciones con el carbon y el nitro, constituye la pólvora.

Al estado de flores, es un excelente medio de preservar las vides de la enfermedad llamada *Oidium Tuckeri*.

Es un gran agente terapéutico, sobre todo, en las enfermedades de la piel, y un buen desinfectante para las bodegas.

Al estado de ácido sulfuroso, se emplea también como colorante de las telas de lana y de seda.

Al estado de ácido sulfúrico, se emplea en grandísimas cantidades en casi todas las industrias químicas, para las cuales su fijeza y la energía de su acción le dan condiciones inmejorables.

La cantidad de azufre producida anualmente por las minas de Sicilia, que abastecen ordinariamente de este artículo á todo el mundo, pasa de 70.000 toneladas métricas, y su valor es próximamente de 13,50 á 20 pesetas los 100 kilogramos. Sólo Francia ha consumido en el año 1858, 36.800 toneladas de azufre de todas procedencias. Según la última estadística oficial, España ha producido en 1870, 21.353 quintales métricos.

ORO.

(Lat.) **AURUM.** (Fr.) **OR.** (Ing.) **GOLD.** (It.) **ORO.** (Al.) **GOLD.**

Propiedades. Modo de obtenerle en estado de completa pureza.—Menas.—Beneficio por amalgamacion.—Idem por fundicion.—Id. por medio del cloro.—**APARTADO.**—Métodos por la vía seca: con el sulfuro de antimonio: con el azufre y el litargirio: por cementacion.—Métodos por la vía húmeda: por incuatacion: por el ácido sulfúrico.—Aplicaciones.

Propiedades.—El oro tiene por equivalente 196: es de color amarillo característico y adquiere un hermoso brillo por el pulimento: es el más dúctil y el más maleable de todos los metales: pueden obtenerse por el batido hojas de oro que no tengan más espesor que $\frac{1}{10000}$ de milímetro, y con 5 centigramos se puede obtener un hilo de 162^m,5 de longitud. Reducido á hojas muy ténues, llamadas *panes de oro*, es trasparente, y deja percibir los objetos del mismo modo con que aparecen al través de un vidrio verde. Cristaliza en pirámides cuadrangulares ó en octaedros del sistema regular: su peso específico, cuando ha sido fundido, es de 19,25 y puede elevarse por la compresion ó el batido hasta 19,36. Se funde á 1100° centígrados, y aparece cuando está fundido de color verde. No es volátil á la temperatura más violenta que puede obtenerse en los hornos; pero se volatiliza sensiblemente á la llama del sopiete de oxígeno é hidrógeno, ó sometido en hojas ó en hilos muy finos á la accion de una fuerte batería eléctrica ó de una enérgica pila voltaica.

Lo mismo que el hierro, el platino y la plata, tiene la propie-

dad llamada *resudado*; es decir, la de agregarse cuando se golpea ó se comprime á una temperatura inferior á la de su fusion. Cuando se obtiene precipitado por el hierro en estado pulverulento, y despues de bien lavado, se somete á una fuerte presion en la prensa hidráulica, se convierte en una masa agregada que puede no sólo forjarse, sino laminarse y tirarse por la hilera. Tratando de este modo una mezcla de oro y plata en polvo, se puede obtener un adamascado que seria imposible fabricar por vía de fusion.

El oro es uno de los metales ménos alterables que se conocen. No se altera al aire seco ni húmedo, cualquiera que sea la temperatura, ni se disuelve en los ácidos nítrico, sulfúrico y clorohídrico. Es soluble, sin embargo, en agua régia, y puede atacarse igualmente por las mezclas capaces de desprender el cloro, que le convierte en cloruro, soluble en agua. Tambien es atacado por el ácido selénico. Todas sus combinaciones con cuerpos gaseosos se destruyen por la elevacion de temperatura, dejando oro metálico.

Cuando el oro se ha agregado fundiéndole con borax, presenta un color amarillo pálido, al paso que le presenta más rojizo cuando se ha fundido con nitro.

Purificacion.—Ni el oro del comercio, ni el obtenido por los procedimientos metalúrgicos, están puros: para obtener una muestra completamente exenta de metales extraños, se disuelve una moneda ó una alhaja de oro en agua régia formada con una parte de ácido nítrico á 20° del areómetro, y cuatro de ácido clorohídrico del comercio, se filtra el líquido, despues de haber evaporado para separar el exceso de ácido y de añadir agua, y la disolucion se trata por un exceso de cloruro antimonioso disuelto en una mezcla de agua y ácido clorohídrico. Se calienta ligeramente el vaso, y al cabo de algunas horas se precipita el oro bajo la forma de laminitas coherentes que se reunen con gran prontitud. Se filtra el líquido, se lava bien el precipitado, primero con ácido clorohídrico y despues con agua, y se funde en un crisol de arcilla con un poco de nitro y borax.

Menas.—Casi todo el oro que existe en la naturaleza se encuentra al estado nativo; pero casi siempre está aleado con la plata y muy frecuentemente con otros metales como el azogue,

el cobre y el hierro. El contenido en plata es muy variable y puede oscilar desde 0,16 hasta cerca de 39 por 100; estas aleaciones no forman combinaciones definidas, sino que son simplemente mezclas.

En muy raras ocasiones se presenta el oro mineralizado y casi siempre en combinacion con el telurio, formando las siguientes menas.

Mulerita ú *oro gráfico*, telururo de plata y oro de la fórmula $Ag Te^3 + Au Te^3$, que contiene 30 por 100 de oro, y se encuentra en Transilvania.

Mulerina, sulfo-telururo de oro, plata y plomo, que contiene 26,75 de oro, y se encuentra en los mismos criaderos que el anterior.

Nagyagita, sulfo-telururo de oro, plata, cobre y plomo, que contiene 9 por 100 del primer metal. Esta especie es sumamente rara, y no se ha encontrado hasta el presente más que en la mina de Nagyag, en Transilvania.

La mayor parte de las menas de oro se encuentran en depósitos aluviales ó diluviales de arcilla, limo, arena, piedras rodadas y detritus de rocas que se producen por la demolición de las montañas donde se encuentran los criaderos auríferos. En estos puntos, y próximo á la superficie, se encuentra el oro llamado de *aluvion*, en polvo, hojitas y granos, y alguna vez en pepitas de un tamaño considerable. En el Ural se ha encontrado una de más de 36 kilogramos, que se conserva en el Museo de Minas de San Petersburgo; pero ordinariamente la tenuidad de los fragmentos de oro es tan considerable, que se necesitan más de veinte para constituir el peso de un milígramo. Estas arenas contienen tambien trozos de cristales ó fragmentos rodados de piedra imán, galena, óxidos de cromo y titano, topacio, granate, epidoto, corundo, espinela, peridoto, zircon, crisoberilo (como sucede en California, Colombia y Australia) de platino (como en el Ural y en la Carolina del Norte) y de diamante (como en el Brasil).

Algunas veces, aunque con ménos frecuencia, se encuentra el oro en criaderos subterráneos, implantado en forma de hojuelas, pajillas, granos, cristales y dentritas en filones ordinariamente de cuarzo, unido á diversos minerales, entre ellos la

pirita de hierro, la pirita arsenical, la pirita de cobre, la galeña, la blenda y el antimonio sulfurado.

Otras veces estas especies minerales contienen tambien cantidades apreciables de oro. Las menas de cobre argentífero de Rammelsberg contienen $\frac{1}{7300000}$ de oro; las blendas del Alto Harz son tambien auríferas, aunque en ménos grado todavía que las de Rammelsberg; y hay en Freiberg piritas de hierro auríferas, cuyo contenido en oro varía de 0,00003 á 0,0015 por 100.

Teoría del beneficio.—Presentándose el oro, en la generalidad de los casos, al estado nativo, es natural que su beneficio empiece por una preparacion mecánica muy detenida, que termina amalgamando el metal precioso en los mismos aparatos en que sesedimenta. Puede tambien emplearse para la extraccion del oro, la fundicion de las menas, concentradas por medio del lavado, con una sustancia propia para servir de vehículo al oro reduciendo así notablemente la cantidad de materia en que se halla diseminado; pero este procedimiento no es aplicable sino á menas de bastante riqueza, ó á aquellas que, conteniendo plata y debiendo beneficiarse para la obtencion de este último metal, permiten que el oro se reuna en la plata obtenida, sin ocasionar gastos especiales.

Modernamente se aplica á las menas, por pobres que sean, el tratamiento por el cloro, que, trasformando el metal noble en cloruro, permite separarlo de las gangas y demas sustancias extrañas, por medio de una lèxivacion.

Todos estos métodos producen, no oro puro, sino una liga de oro y plata, que debe someterse á un tratamiento ulterior, para separar ambos metales.

Beneficio por amalgamacion.—El simple lavado de las menas auríferas en bateas, mesas, cajones y aparatos de lavado de distintas especies, es un procedimiento muy imperfecto, y con el cual se pierden cantidades de metal considerables. Para evitar este inconveniente se verifica una amalgamacion simultánea con la trituracion de las menas. En algunas localidades, como Salzburgo, Hungría y Transilvania, se someten á la amalgamacion las menas ya trituradas y lavadas; en otras, como en el Tírol, se amalgaman directamente los turbios que resultan de la trituracion de las menas en bocartes. Los schlichs que quedan

como residuos de estos procedimientos, se pueden beneficiar por fundicion, y así no se experimentan grandes pérdidas de oro.

Los aparatos empleados para la trituracion y amalgamacion, son casi siempre molinos, bien con volanderas verticales, bien de los llamados en América *de arrastras*. Estos están formados por un suelo sólidamente cimentado, de granito duro, y de forma circular, rodeado de un borde de madera. En el centro se eleva un árbol vertical, cuyo extremo superior se apoya en una viga horizontal, en la que va fija una anilla de hierro, donde gira el pivote del árbol. Este tiene dos brazos horizontales, en forma de cruz, á los cuales se atan con gruesas cadenas las piedras que han de verificar la molienda. Uno de los brazos se prolonga fuera del borde del molino para unir á él las dos mulas que ponen en movimiento el aparato. Para usarle, se empieza por cargar unas 200 libras de mena, en trozos del tamaño de huevos de gallina, mezcladas con alguna agua, y se da movimiento con una velocidad de seis á diez vueltas por minuto. Un cuarto de hora despues se introduce el resto de la carga hasta 400 á 500 libras; y tan pronto como toda ella se ha hecho barro, se vierte encima una cantidad de azogue (que se hace pasar á través de un paño espeso para que caiga en lluvia fina), calculada á razon de onza ú onza y media de azogue por cada onza de oro, de las que debe haber en la carga, segun el ensayo. De tiempo en tiempo se toma una muestra con una cuchara de cuerno, se lava y se examina. Cuando se apercibe oro, despues que la amalgamacion lleva algun tiempo, se añade más azogue. Al cabo de cuatro á cinco horas ya no aumenta la cantidad de amalgama; entónces se diluye la carga con agua, descargando el molino. La amalgama queda en las fisuras del fondo, y de allí se recoge para afinarla. Es preciso no usar demasiado azogue, á fin de que la amalgama no sea muy suella.

Tambien se verifica la amalgamacion en calderas de hierro, semejantes á las que se usan para amalgamar la plata, y que se explicarán más adelante; la única diferencia consiste en que, para la amalgamacion del oro, los aparatos deben marchar con mucha mayor rapidez.

En el Tirol se usan unos molinos completamente distintos de

todos los indicados anteriormente, que se colocan por lo comun en cascada, formando baterías de á 4. La pirita que allí se beneficia, reducida á polvo impalpable en bocartes, se pone en suspension en agua, y se conduce por una reguera *R* (*Fig. 12*), á la parte superior del primer molino. La muela fija de éste está

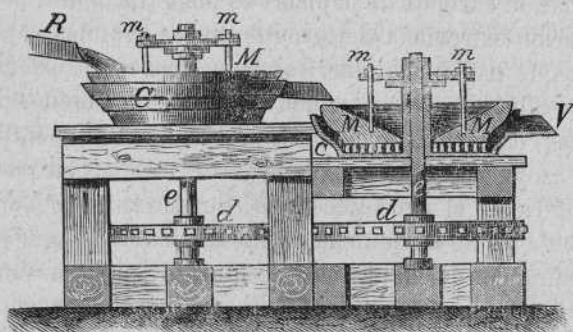


Fig. 12.

formada por una cápsula de fundicion de hierro *C*, establecida sobre una fuerte mesa de madera. Esta cápsula lleva en su centro un tubo vertical, por donde pasa un eje *e* que recibe su movimiento circular de un engranaje inferior *d*. La muela giratoria *M* es de madera, y está fija al eje *e* por medio de un bastidor *mm*. El contorno exterior de la muela giratoria, es semejante al interior de la fija, y entre uno y otro queda un espacio de 2 centímetros. La muela movable lleva en su superficie inferior una porcion de plaquitas de palastro, de un centímetro de salida próximamente, y su superficie superior tiene la forma de un embudo, por donde caen los lodos, que, pasando al través del espacio entre ambas muelas, vienen á caer al molino siguiente por el veredero *V*. El aparato marcha con una velocidad de quince á veinte vueltas por minuto; en el fondo de cada molino se ponen 25 kilogramos de azogue, que forman una capa de un centímetro de espesor, cuya superficie agitan sin cesar las chapitas de palastro al mismo tiempo que el mineral. Las partículas de oro se disuelven en el azogue tan pronto como se ponen en contacto con él; y las que escapan á la accion del primer molino, se disuelven

en alguno de los tres restantes. A las cuatro semanas de trabajo se retira el azogue y se filtra al través de una gamuza, en la cual queda una amalgama sólida que contiene próximamente un 33 por 100 de su peso de oro. Esta amalgama se destila, y el oro resultante se somete al afino que necesita, según su calidad.

El empleo de toneles giratorios como los empleados en la amalgamacion europea de la plata, es poco frecuente, porque la pulverizacion extremada del azogue en las grandes cantidades de mena que hay que tralar, los hace desventajosos. Sin embargo, en Siberia, se usan poniendo en ellos las menas despues de lavadas, calcinadas y vueltas á moler, con 0,20 á 0,05 de su peso de azogue 0,002 de limaduras de hierro, otro tanto de ácido sulfúrico y el agua necesaria. Se hacen girar los toneles y al cabo de veinte á veinticuatro horas se sacan los residuos y la amalgama con la cual se hace lo que ántes se ha indicado.

Beneficio por fundicion.—El método de beneficio por fundicion sólo puede aplicarse económicamente en circunstancias especiales ó cuando el contenido en oro pasa de 0,004 por 100. Sin embargo, cuando contienen además otro metal beneficiable, señaladamente plata ó cobre como sucede en Hungría, en Freiberg y el Hartz inferior, pueden beneficiarse por este sistema menas aún más pobres.

En Anossow (Siberia), se benefician óxidos de hierro en hornos altos con los fundentes oportunos para obtener fundicion de hierro: ésta lleva consigo todo el oro contenido en las menas que no pasa de 0,005 por 100. No obstante, que por este sistema se eleva el contenido de oro en la fundicion á una cantidad 87 veces mayor que el que tienen las menas, no es económico el procedimiento porque para beneficiarle hay que perder el hierro obtenido.

Beneficio por el cloro.—Existe para el beneficio de los minerales auríferos un método nuevo propuesto por primera vez por Plattner en 1848, y seguido en Reichenstein para los residuos del tratamiento del arsénico que nunca habian podido beneficiarse ni por vía seca ni por amalgamacion, perdiéndose, por lo tanto, el oro que contenian. El procedimiento puede aplicarse perfectamente á la obtención del oro de las piritas, comunes ó arsenicales y de las arenas. Las primeras deben

calcinarse con mucho cuidado para que exista la menor cantidad de sulfuros y arseniuros que sea posible, á fin de evitar un gasto innecesario de cloro. Este puede emplearse disuelto en agua, pero es mucho más conveniente usarlo en estado de gas haciéndole atravesar por las menas humedecidas. Cuando se procede sobre piritas hay necesidad de evitar que el cloro lleve ácido clorohídrico, porque la accion de éste sobre las menas, si no se han descompuesto completamente todos los sulfuros, puede producir, al mismo tiempo que el cloruro de oro, hidrógeno sulfurado, que precipitaria nuevamente el metal.

Las vasijas en que deben colocarse las menas para impregnarse de cloro deben ser de barro barnizado porque ni las metálicas ni las de madera tienen buen empleo. Son cilíndricas, más anchas que altas y su fondo, de forma de embudo, tiene una abertura central por donde cae el líquido al aparato de filtracion compuesto de arenas cuarzosas de diferente grano. Esta misma abertura sirve para la introduccion del cloro. El metal disuelto se precipita por medio del hidrógeno sulfurado.

En Reichenstein, donde los residuos de la fabricacion del arsénico contienen 0,003 á 0,004 por 100 de oro y 0,005 á 0,006 de plata, el procedimiento se verifica del modo siguiente: las menas se reducen á polvo y se ponen en vasijas cilíndricas de barro, aseguradas por medio de cuñas de madera sobre tamices ó cribas de arcilla, que reposan inmediatamente sobre el aparato de filtracion. Cada dos vasijas reciben 76 kilogramos de mena y la cantidad de agua necesaria para formar con ellas una papilla.

El cloro se produce en castañas de barro cada una de las cuales, cargada con 3^{kg},30 de manganesa y el ácido clorohídrico necesario, se pone en comunicacion por medio de tubos de plomo con una série de castañas de tres bocas, que constituyen un aparato de lavado semejante á los de Woolf, del cual salen dos tubos que conducen el cloro á otras tantas vasijas de las que contienen la mena. Cuando ha terminado el desprendimiento del gas, se dejan las menas en reposo hasta el dia siguiente, se sacan despues las legías auríferas formadas y se lavan los residuos empleando para esta operacion la cantidad de agua que pueden contener cuatro vasijas de 6 litros de cabida, que se

van agregando sucesivamente sin echar el contenido de cada una hasta que ya ha salido toda el agua de la anterior. Las aguas de lavado correspondientes á la cuarta vasija, se emplean para empezar el lavado de otra carga: las de las otras tres, se ponen en vasijas de vidrio y se precipita de ellas el oro con el hidrógeno sulfurado. Las vasijas deben mantenerse á una temperatura de 25° Reaumur para que las operaciones se faciliten. El líquido claro se travasa por medio de sifones y se filtra por papel; el precipitado se lava, se echa tambien en los filtros y se seca con ellos: despues se queman éstos, el precipitado se disuelve en agua régia, se filtra y se precipita el oro con sulfato ferroso, lavándole luego bien y fundiéndole para obtenerle agregado, con nitro y borax, en crisoles de Hesse.

Si las menas contienen caliza, ésta, convertida en cal viva por la calcinacion y en hidrato por la exposicion al aire, obra sobre los silicatos, haciéndolos atacables por el cloro, y hace de este modo que se pierda una cantidad notable de gas para el objeto de la operacion.

Como las menas retienen siempre, mecánicamente despues del lavado, una cantidad de agua muy notable (1), no puede conseguirse la completa separacion del oro disuelto en ella, por detenidamente que se laven. Georgi ha propuesto para evitar este inconveniente, el empleo de un aparato de succion, semejante á los que se usan en la fabricacion del azúcar.

Segun el mismo Georgi, el procedimiento empleado en Reichenstein, cubre todos sus gastos, incluso el interés del capital de establecimiento, con un contenido de oro que no pase de 0,00075 por 100.

En Schemnitz, se ha sustituido el procedimiento por el cloro al de amalgamacion, empleado ántes para el beneficio de las matas antimonio-cupríferas, y con él se obtiene 80 por 100 del oro contenido en las menas, mientras que el procedimiento anterior sólo daba 70 por 100.

(1) Regnault calcula en 250 litros la cantidad de agua que puede retener un metro cúbico de tierras.

APARTADO.

Como ya se ha dicho, el oro obtenido por los procedimientos de amalgamacion y fundicion contiene siempre plata y es necesario, para obtenerle puro, someterle á diversas operaciones, cuyo conjunto constituye el procedimiento que recibe el nombre de *apartado*. El apartado se puede verificar por la vía seca ó por la vía húmeda.

Los procedimientos de apartado por la vía seca son antiguos é imperfectos; pero el procedimiento por el ácido sulfúrico, que es el más moderno de todos, ha alcanzado una notable perfeccion y es el que se emplea hoy casi exclusivamente en las casas de moneda y en los establecimientos en que hay necesidad de separar plata y oro.

Apartado por la vía seca.—El apartado por la vía seca se puede hacer por medio del sulfuro de antimonio, por medio del azufre y del litargirio, y por cementacion.

CON SULFURO DE ANTIMONIO.—Para emplear el primer método se empieza por granular la pasta y luego se funde la granalla obtenida, en la que debe existir por lo ménos 50 por 100 de oro, con dos partes de sulfuro de antimonio; el líquido se vierte en moldes altos y algo estrechos y de este modo se separa en la parte inferior una combinacion de antimonio y oro, y queda encima una mezcla de sulfuro de plata, sulfuro de antimonio y algo de antimoniuro de oro, llamada en aleman *Plachmal*. En la generalidad de los casos conviene hacer fundiciones sucesivas, despues de separado el boton regulino inferior de antimoniuro de oro, hasta que no se forme nuevo boton por el enfriamiento en las lingoteras, porque de otro modo se pierde algo de oro en el *plachmal*. El antimoniuro se calcina en muflas, para volatilizar todo el antimonio; y el oro resultante, se afina, fundiéndole en crisoles de arcilla ó de grafito con nitro, borax y vidrio. La plata contenida en el *plachmal* se obtiene fundiendo éste con litargirio y hierro.

CON AZUFRE Y LITARGIRIO.—Puede concentrarse el oro en la cantidad de plata necesaria para verificar el apartado por *incuar-*

tacion, fundiendo la pasta granulada con un $\frac{1}{8}$ de su peso de azufre: se forma sulfuro argéntico y el oro permanece al estado metálico distribuido en la masa.

El sulfuro argéntico, obtenido de este modo, se espolvorea con litargirio en la proporción de $\frac{1}{12}$ ó $\frac{1}{16}$ de éste por cada parte de plata, y se forma sulfuro de plomo y plata metálica, que arrastra el oro al fondo del crisol; esta plata se separa por medio del martillo y se repite la fusión del plachmal una ó dos veces, para que se separe del sulfuro todo el metal regulino y quede sólo el sulfuro de plata que está completamente exento de oro; la plata aurífera reunida en cada operación en el fondo de los crisoles, se vuelve á tratar con azufre, luego con litargirio, y así repetidas veces hasta obtener una aleación propia para el apartado por el ácido nítrico.

POR CEMENTACION.—Para verificar el apartado por vía seca, puede emplearse también el método de *cementación*. Las proporciones más convenientes para este sistema, son de 1 á $1\frac{1}{2}$ de oro por 3 de plata. La aleación se lamina hasta dejarla muy delgada, se arrolla para que ocupe ménos espacio y se deja dentro de crisoles de arcilla, expuesta á una temperatura que no llegue á la de su fusión y en contacto con un cemento en polvo. El más oportuno es el compuesto de partes iguales de sal común, alumbre y sulfato ferroso, mezclados con un peso de polvo de ladrillo igual al de la suma de las otras tres sustancias. Por la reacción de los sulfatos sobre la sal común, se desprende cloro que ataca la plata, y á aquella temperatura deja el oro en estado metálico: el polvo de ladrillo no tiene más objeto que separar las partículas de los otros cuerpos y hacer más regular el desprendimiento del cloro.

El cloruro argéntico formado, se infiltra en el cemento y el oro queda en la misma forma que se introdujo, pero con una estructura muy porosa y sumamente frágil. Se recoge con cuidado, se lava con agua y se refunde en crisoles con borax.

Apartado por la vía húmeda.—La separación del oro y la plata por vía húmeda, puede hacerse por medio del ácido nítrico ó del ácido sulfúrico, siendo preferible el último por su mayor baratura y porque el apartado se hace por su medio muy completamente.

CON EL ÁCIDO NÍTRICO.—Para verificar el apartado por el ácido nítrico, es necesario que la aleacion contenga ambos metales en las proporciones de una parte de oro por 3 de plata.

Segun las investigaciones de Pettenkofer y de algunos otros químicos, esta proporcion no es absolutamente precisa, y el apartado se verifica con exactitud en aleaciones que no contienen más que $1 \frac{3}{4}$ de plata por 1 de oro.

La pasta *incuartada*, es decir, en las proporciones convenientes, se coloca en grandes cápsulas de vidrio, calentadas y provistas de tapas y alargaderas, en las cuales se le agrega ácido nítrico. La disolucion de la plata se evapora á sequedad y el residuo se enrojece. Despues se disuelve en agua el nitrato argéntico formado, y se precipita la plata de la disolucion al estado metálico, por medio del cobre, ó al estado de cloruro por la sal comun, en cuyo caso es preciso luego reducir el precipitado. El oro que queda en las cápsulas, se recoge, se lava y se funde con borax.

CON EL ÁCIDO SULFÚRICO.—El apartado con ácido sulfúrico es el más usado por su gran sencillez, su baratura y la bondad de sus resultados, puesto que la separacion de ambos metales se verifica de un modo que puede considerarse como completo cuando la pasta no contiene más de 25 ni ménos de 18 por 100 de oro combinado con plata y cobre. Cuando el oro pasa del 25 por 100 de la pasta, se dificulta mecánicamente la operacion, porque el ácido sulfúrico no puede penetrar bien en el interior de la masa de oro que queda sin disolver y no puede obrar sobre la plata que existe mezclada con ella.

Quando el contenido de oro es muy pequeño, tambien retiene alguna cantidad de plata; si las pastas contienen cobre en cortas cantidades, esto no dificulta la operacion, ni tampoco el plomo en cantidades muy pequeñas: un exceso de cobre puede evitarse calcinando al rojo sombrío las pastas (convertidas en granalla por su inmersión en agua fria cuando están fundidas), y disolviendo luego el óxido de cobre formado con ácido sulfúrico diluido.

La disolucion de las pastas, siempre granuladas, se puede verificar en calderas de hierro fundido ó en cápsulas de platino ó de porcelana. Las más á propósito son las primeras y por esta

razon son las más frecuentemente empleadas. Estas cápsulas están cubiertas con una cucúrbita de plomo que tiene un tubo de desprendimiento para el ácido sulfuroso, el cual puede emplearse de nuevo para la fabricacion de ácido sulfúrico, ó conducirse á una chimenea elevada donde tambien se conduce vapor de agua para activar el tiro, ó recogerse en una lechada de cal.

La cantidad de ácido sulfúrico empleado es mucho mayor que la indicada por la teoría; esta es de 90 partes de ácido por 100 de plata y en la práctica no pueden emplearse ménos de dos partes ó dos y media en peso de ácido sulfúrico para cada parte de plata.

El tratamiento de la disolucion argentífera varía segun que la pasta contuviera ó no cobre. En este último caso, que es el que se presenta en Oker y Freiberg, se deja sedimentar el oro pulverulento, y la disolucion se pone en calderas de plomo, agregando agua caliente ó calentándolas por medio de vapor. En estas calderas se introducen láminas de cobre y se precipita la plata. El oro en polvo que quedó en el fondo de la caldera contiene aún sulfato argéntico y se hierve otra vez con ácido en una caldera más pequeña quitándole por este medio las últimas porciones de plata.

Cuando se tratan pastas muy cupríferas, el residuo obtenido por la ebullicion con ácido sulfúrico contiene ademas del oro y de parte del sulfato de plata, casi todo el cobre de la pasta al estado de sulfato, que es muy poco soluble en aquel ménstruo. Una vez separado de las legías argénticas, se trata con agua, haciéndole hervir en una caldera de plomo en la cual se disuelven los sulfatos de plata y cobre.

El residuo insoluble vuelve á tratarse por ácido sulfúrico, y se encuentra ya en las condiciones de las pastas no cupríferas. La plata precipitada de la disolucion de sulfato debe lavarse bien, secarse por medio de una fuerte compresion, calcinarse en bateas de hierro ó en retortas y fundirse por último en crisoles de arcilla ó de grafito. Cuando contiene plomo, los vapores de éste arrastran mecánicamente alguna cantidad, y para evitar las pérdidas que entónces resultan, es necesario, no sólo tapar los crisoles, sino espolvorear la masa contenida en ellos con

nitro, borax y polvo de ladrillo ó con cenizas de huesos para que se embeba el plomo en estas materias. La plata se moldea en lingoteras de hierro revestidas de arcilla, lo cual parece que aumenta su finura.

El oro pulverulento que resulta del tratamiento de las pastas por el ácido sulfúrico y que se presenta tanto más desagregado cuanto más pobres sean las pastas de que procede, se somete de nuevo á uno ó dos tratamientos con el mismo ácido, lo cual le hace llegar á una riqueza de 96 á 97 por 100. El resto de plata no puede separarse por mucho que se repitan los tratamientos con el ácido; pero se convierte en sulfato por la accion del sulfato potásico, ó mejor aún, del sulfato sódico que tiene menor equivalente y es más soluble en agua y más barato.

Para conseguir por este medio la completa afinacion del oro, se mezcla el metal seco y en polvo con $\frac{1}{4}$ de su peso de sal de Glaubero calcinada. La mezcla se pone en una calderita de fundicion con una cantidad de ácido sulfúrico igual al 60 ó 65 por 100 de la cantidad de sal empleada ántes; despues se calienta la caldera hasta la evaporacion del ácido y la fusion de la masa. Cuando no se desprenden más vapores, se agrega otra cantidad de ácido sulfúrico igual á la empleada la primera vez, se vuelve á evaporar á sequedad y se añade una gran cantidad de ácido sulfúrico para disolver el sulfato de plata y el sódico; luego se extrae el líquido y se lava bien el oro. Aún puede contener despues de esto una corta cantidad de platino, de la cual se le separa fácilmente fundiéndole una ó dos veces con $\frac{1}{16}$ de su peso de nitro.

Tambien puede obtenerse el oro químicamente puro disolviendo el obtenido por el apartado, en agua régia, evaporando á sequedad, agregando agua, filtrando para separar el cloruro argéntico y precipitando por último con el sulfato ferroso el oro, que se funde con nitro y borax para obtenerle agregado.

Las aguas madres en que se ha verificado la precipitacion de la plata por el cobre y la cristalizacion del sulfato cúprico, contienen una gran cantidad de ácido sulfúrico libre: se evaporan primero en calderas de plomo hasta marcar 58° Beaumé y luego en otras de platino hasta 66° y pueden emplearse de nuevo para el apartado.

Es necesario evitar todo lo posible el empleo del cobre y del hierro dulce en la fabricacion de los aparatos que se destinan al apartado. El piso de los talleres debe estar cubierto de plomo, para que pueda lavarse con facilidad y el ácido sulfúrico no le ataque. En la fábrica de Belleville (Francia), dirigida por Mr. Barré, las bombas para la elevacion de las aguas ácidas están hechas de una aleacion de plomo y estaño con un poco de antimonio para aumentar su dureza, la cual da excelentes resultados porque no la atacan nada y dura mucho.

Aplicaciones.—La mayor parte del oro obtenido por estos diversos procedimientos, se destina á la fabricacion de monedas y de alhajas que no son de oro puro, sino que tienen una cantidad variable de plata ó de cobre. El contenido en oro de estas aleaciones, se llama su *ley*, y se aprecia en milésimas: antiguamente la division del oro era en quilates y granos: el oro fino tenia 24 quilates, y cada quilate se consideraba dividido en 12 granos.

La ley de la moneda, en España, es de 900 milésimas de fino; siendo de curso legal las que tengan 898 ó 902, es decir, que le consienten 2 milésimas de falta ó de exceso en la ley. Para las alhajas se emplean aleaciones de 750 milésimas, con un permiso de 3; ó sea 18 quilates, con un permiso de ménos de un grano.

Las aleaciones de oro y plata empleadas en las alhajas, se conocen con los nombres de *oro verde* (que contiene 70 de oro y 30 de plata), y *electrum*, que contiene 80 del primer metal y 20 del segundo.

El *oro rojo* es una aleacion de cobre y oro, formada de cinco partes de éste y una de aquel metal: se emplea para soldar el oro; pero si éste no es muy fino, es poco á propósito, porque se funde con alguna dificultad. El oro de 18 quilates se suelda con una aleacion de cuatro partes de oro, una de plata, y una de cobre.

El oro se emplea tambien para el dorado de maderas, piedras, porcelanas, metales, etc. El de estos últimos se verifica generalmente sobre la plata, el bronce, el laton, el hierro y el acero; de cobre no se doran por lo comun más que placas. El dorado se verifica por *inmersión* del objeto en una disolucion áurica á propósito; á *fuego*, aplicando sobre el objeto una capa de amalgama de oro, y calentando fuertemente para volatilizar el azogue; ó al

galvanismo, haciendo pasar una corriente eléctrica á través de una disolucion de cianuro doble de oro y de potasio, en la cual se ha sumergido el objeto que se quiere dorar.

Tambien tiene el oro un empleo, aunque muy pequeño, al estado metálico y al de cloruro áurico-sódico en medicina, y en la fotografía.

La cantidad de oro producida anualmente, tanto en América como en el resto del globo, asciende á más de 190.000 kilogramos, de los cuales 150.000 corresponden á aquella parte del mundo. El valor del kilogramo de oro es de 3.500 pesetas próximamente.

PLATINO.

(Lat.) **PLATINUM**. (Fr.) **PLATINE**. (Ing.) **PLATIN**. (It.) **PLATINO**. (Al.) **PLATIN**.

Propiedades.—Modo de obtenerle en estado de pureza. Menas.—Beneficio de éstas por la vía húmeda.—Beneficio por la vía seca: por fusion con galena y copelacion; por fusion directa de las menas.—Aplicaciones.

Propiedades. — El equivalente del platino es 98,59. Es un metal de color blanco casi de plata, cuando está forjado ó laminado: su peso específico, cuando se ha fundido, es de 21,15, y puede elevarse por el laminado ó el batido á 21,53. Resiste las temperaturas más altas que pueden producirse en los hornos ordinarios, y sólo se puede fundir al soplete de gases hidrógeno y oxígeno, ó por la accion de una fuerte batería galvánica. Cuando durante mucho tiempo se le somete á una temperatura superior á la de la fusion, en aparatos adecuados para ello, se volatiliza en cantidad sensible, segun Deville y Debray, disolviendo en este estado alguna cantidad de oxígeno, que pierde por la disminucion de temperatura, lo cual produce proyecciones del metal, y el fenómeno que se conoce con el nombre de *galleo*, y que no se habia observado hasta el presente más que en la plata. Cuando se enfria lentamente no presenta esta propiedad.

El platino puede fundirse en los hornos ordinarios cuando está en contacto con el carbon; pero entónces no queda puro, sino formando una combinacion con el carbono y el silicio, procedente de la reduccion de la sílice del crisol; esta combinacion es muy quebradiza.

A semejanza del hierro, del oro y de la plata, adquiere también, á una temperatura inferior á la de su fusion, la propiedad del resudado; es decir, de soldarse consigo mismo por la presion del martillo: de esta propiedad se ha hecho uso, durante mucho tiempo, para reunir en masas de consideracion las pequeñas particulas del metal, que se encuentran diseminadas en las arenas platiníferas.

El platino es uno de los metales que peor conducen el calor; un hilo de un grueso notable puede tenerse en la mano sin inconveniente, á una distancia de 3 ó 4 centímetros del punto en que se encuentre enrojecido: tanto fundido, como en el estado de *esponja ó musgo*, esto es, en un gran estado de division, condensa en su superficie los gases, y determina por una de esas acciones químicas, llamadas *catalíticas*, la combinacion de algunos de ellos; por ejemplo, del oxígeno y el hidrógeno.

Es inalterable al aire seco y húmedo á cualquier temperatura, y no es atacado por ningun ácido simple cuando está puro. Aleado con una cantidad suficiente de plata ó de oro, puede disolverse en ácido nítrico; pero su disolvente verdadero es el agua régia, que le trasforma en cloruro platínico soluble.

El carbon, la sílice y los álcalis cáusticos atacan al platino con gran facilidad, y le hacen, por sólo su contacto á una elevada temperatura, duro y quebradizo. Es muy maleable cuando está puro; pero una corta cantidad de metales extraños, basta para disminuir mucho esta propiedad.

Purificación.—El platino del comercio no es completamente puro, pues contiene casi siempre pequeñas cantidades de iridio, qué, como ántes se ha dicho, le priva en parte de su maleabilidad; pero que le hace más duro y más resistente á las acciones químicas. Cuando se quiere obtener una muestra de platino en completo estado de pureza, se disuelve el platino del comercio en agua régia; la disolucion se filtra, y se añade luégo una cantidad de cloruro potásico, que precipita cloruro doble-platínico-potásico, mezclado con cloruro doble irídico-potásico, si el metal empleado contenia iridio. Este precipitado se recoge, se mezcla con carbonato potásico, y se calcina al rojo en un crisol de arcilla. El platino abandona su cloro al potasio del carbonato de potasa y queda libre, miéntras que el iridio aban-

dona tambien el cloro con que estaba combinado, pero se transforma en óxido. La masa calcinada se trata por agua hirviendo, que disuelve las sales alcalinas; y el residuo de platino metálico y de óxido de iridio, se trata por agua régia diluida, que disuelve el metal, y no ejerce accion sobre el óxido. Se filtra la disolucion y se trata por cloruro amónico, que produce un precipitado de cloruro platinico-amónico: éste, bien lavado, se calcina al rojo, y se transforma en platino en un estado grande de division, y bajo la forma de un polvo agrisado, de brillo semimetálico. Esta esponja se lava perfectamente, para privarle de todas las sustancias extrñas que pudiera contener; se pulveriza entre los dedos para evitar el contacto de cualquier cuerpo duro y se introduce en un aparato semejante al mortero llamado de Abich, y que consiste en un cilindro de laton ó de acero, que se coloca sobre un zócalo de este último metal. En el cilindro se introduce por la parte superior un piston, tambien de acero, sobre el cual se golpea fuertemente, logrando así la agregacion del metal hasta el punto necesario para someterlo á la temperatura del rojo blanco en una mufla, y forjarlo despues sobre el yunque. Repitiendo dos ó tres veces el caldeo al blanco y el forjado, se obtiene el metal en un perfecto estado de agregacion.

Cuando quiere obtenerse el metal de objetos en que pueda contener otras impurezas que el iridio, como por ejemplo, crisoles estropeados, y no importe que pueda quedarle una cantidad pequena de este metal ó de rodio, se puede afinar el platino, fundiéndole en el horno de cal de Deville y Debray, en una atmósfera oxidante.

Menas.—El platino no se presenta en la naturaleza más que en estado nativo, combinado con el paladio, el rodio, el osmio, el rutenio, el hierro y el cobre, en aluviones en los cuales forma granos, hojuelas ó arenas, mezclado con oro, osmiuro de iridio, minerales de titano y cromo, hierro magnético, serpentina, cuarzo, etc. Las menas de platino más puras, ensayadas por Deville y Debray, contienen, á lo sumo, 87,20 por 100 del metal. Los aluviones que le contienen se encuentran principalmente en el Ural, en California, Australia, Colombia, en la India, y tambien en España (entre las menas argentíferas de Extremadura), en los Alpes, en el Delfinado y en la Saboya; si bien en

estos puntos en cantidades mucho más pequeñas que en América.

Métodos de beneficio.—El beneficio del platino puede hacerse por la vía húmeda y por la vía seca, y aún empleando este procedimiento, que es sumamente moderno, puede hacerse por fusión con galena y copelación, ó por fusión directa de las menas. Cuando se emplea este último procedimiento no se obtiene el platino puro, sino aleado con alguna cantidad de iridio y de rodio, lo cual no tiene inconveniente, porque esta aleación es más dura y más resistente á los agentes químicos que el platino puro, siendo todavía bastante maleable.

Tratamiento por la vía húmeda.—Para obtener el platino por la vía húmeda, se empieza por disolver la mena lavada en una cantidad de 10 á 15 veces su peso de agua régia. La disolución se verifica en cápsulas ó matraces grandes de vidrio, continuando la ebullición y la adición de agua régia hasta que los líquidos no se coloren de amarillo: cuando este caso ha llegado, se decanta la disolución despues que está bien clara, se evapora casi hasta sequedad ó por lo ménos hasta que contenga un exceso de ácido clorohídrico y se precipita luego con otra disolución de sal amoniaco. Se precipita así el platino en estado de cloruro platínico-amónico, que se recoge, se lava y se calcina, para dejar el platino metálico en estado de esponja. Esta se lava bien, se deshace entre los dedos y se coloca en un aparato semejante al citado para purificar el metal, pero más grande, que está representado en la figura 13. Antes de introducir en el cilindro de latón *c* el piston de acero *p*, se golpea suavemente la masa *m* de esponja de platino con otro piston de madera, para ir esprimiendo la humedad y evitando que entre las partículas de platino quede interpuesto aire que impediría su adherencia. Despues que se ha sentado bien la esponja con el taco de madera, se introduce el piston de acero, se golpea fuertemente, se acaba de comprimir en una prensa hidráulica y se desmonta el aparato, que para operar en grande debe tener una forma ligeramente cónica para sacar más fácilmente la masa de platino ya

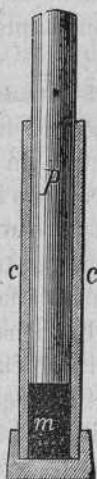


Fig. 13.

agregado, que se lleva despues á la temperatura del rojo blanco en un crisol de arcilla, y se forja. Al cabo de tres ó cuatro caldas, la adherencia es perfecta si la operacion se ha conducido bien.

Las aguas madres que quedan despues de precipitado el cloruro platínico-amónico, se evaporan hasta reducir las á la décima parte, y se precipitan con unas hojas de hierro bien limpio, lo cual da origen á un precipitado metálico que es rico en platino y que se puede tratar del mismo modo que el mineral.

Tratamiento por la vía seca.—Segun Pelouze, puede tambien obtenerse el platino de su mena por vía seca, fundiendo 3 partes de ésta con 6 de arsénico blanco y 2 de potasa. Así se obtiene un arseniuro de platino, descomponible por la calcinacion y que trasformado en platino metálico puede luego forjarse.

Tratamiento por copelacion (1).—La obtencion del platino por medio de la fusion con galena, se funda en que el platino en estas condiciones se alea fácilmente con el plomo formando un compuesto bastante fusible y mucho ménos duro que el osmiuro de iridio; en que éste no se altera, y en que el hierro se transforma en sulfuro á espensas del azufre de la galena y pasa á las escorias.

La mena y la galena se funden en un horno pequeño de reverbero cuya plaza de marga ó de ladrillos debe ser hemisférica. Para el tratamiento de una cantidad de 100 kilógramos de mineral basta que tenga una capacidad de 50 litros próximamente, y seria preferible que en vez de ser hemisférica fuese un casquete de un elipsóide de revolucion de 1 metro de largo por 50 centímetros de ancho y 15 de profundidad en el centro. El hogar debe estar colocado paralelamente al eje menor de la elipse seccion y tener la misma longitud que éste, 35 á 40 centímetros de anchura y una profundidad de 30, á fin de tener una llama siempre reductiva y una temperatura suficiente.

Cuando la plaza del horno ha adquirido la temperatura del

(1) *De la métallurgie du platine et des métaux qui l'accompagnent, par MM. Sainte-Claire Deville et H. Debray.*—*Annales des mines.*—5.^a série, tomo XVIII, pág. 71 y 325.

rojo, se arroja sobre ella una mezcla de 100 kilogramos de mena y 100 de galena y se remueve constantemente hasta que la fusion sea completa y se haya formado una matá plomiza ademas de la aleacion de plomo y platino. Entónces se añade un poco de vidrio fusible, se aumenta la temperatura y se agregan poco á poco 200 kilogramos de litargirio que son los necesarios para hacer que se desprenda el azufre. Cuando la reaccion ha terminado, se deja la masa en un absoluto reposo durante algun tiempo para que el osmiuro de iridio, más pesado que la aleacion de plomo y platino, se reuna en el fondo, y se saca con cazos de hierro colado, primero la escoria plomiza, despues la aleacion, y, por último, la parte inferior que se agrega á la operacion siguiente hasta que contenga una gran riqueza de osmiuro de iridio que permita someterla á un tratamiento especial.

La plaza del horno debe reposar sobre una placa de fundicion á fin de impedir que la aleacion penetre hasta muy abajo en la mampostería y que sea preciso demoler todo el horno para aprovecharla.

Obtenida la aleacion de plomo y platino es necesario copelarla y esto tiene lugar del modo que se indicará más adelante para la copelacion de la plata; la única diferencia consiste en que en el caso de la copelacion del platino, la masa se solidifica á la temperatura del horno cuando aún contiene una notable cantidad de plomo. En cuanto esto sucede, se enfria la masa con agua, y se somete á una licuacion, poniéndola entre dos muros, terminados en la parte superior por planchas de fundicion inclinadas hácia el canal que queda entre ambos. En este espacio se hace fuego y el plomo va liquidándose poco á poco; dejando el platino en forma de una masa esponjosa semejante á una coliflor, que se parte en pedazos para fundirla y afinarla, porque aún contiene mucho plomo y algunas materias extrañas.

La fusion se verifica en *hornos de cal*, formados por un cilindro de esta sustancia, compuesto de dos piezas, segun aparece en la figura 14. La parte superior *s* tiene una ligera depresion por abajo y dos orificios, *e* y *g*; el primero, *e*, tapado durante la fusion con un tapon de cal, sirve para la introduccion del platino impuro; el segundo, *g*, sirve para la introduccion de los gases

que han de proporcionar la temperatura necesaria á la fusion del metal.

En la superficie lateral del cilindro y en la union de las dos piezas que le componen, hay una abertura *a* ligeramente inclinada hácia adelante, y que sirve de vertedero para el metal y de salida para los gases.

El aparato para la mezcla de éstos está representado en la figura 15. *T* es un tubo de laton de 12 milímetros de diámetro,

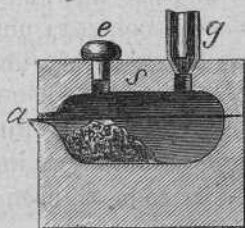


Fig. 14.

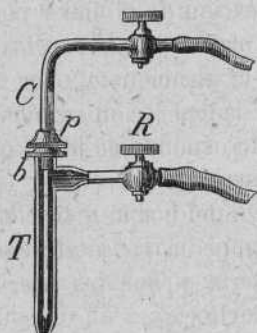


Fig. 15.

terminado en su parte inferior por otro tubo adicional y ligeramente cónico, de platino. *C* es otro tubo, tambien de laton, y de 3 á 4 milímetros de diámetro, que pasa por el centro del primero y termina en una boquilla de platino, que se atornilla, y cuyo orificio tiene 2 ó 3 milímetros, segun las dimensiones del aparato que se quiere construir, y segun que se use como combustible el hidrógeno puro ó el gas del alumbrado. La union de ambos tubos, *T* y *C*, se verifica á frotamiento suave en la boquilla *b*, sobre la cual hay una tuerca de presion *p*, que fija la altura relativa de las extremidades. Lateralmente al primer tubo, hay otro en el que existe una llave de paso *R*, y éste se pone en comunicacion con el aparato que produce el gas combustible; el tubo *C* se encorva en la parte superior, y tiene otra llave, despues de la cual se coloca el tubo de goma, que ha de conducir el oxígeno.

En los hornos destinados por lo general á la refinacion del

platino, no pueden colocarse más que 15 ó 20 kilogramos del metal; si se necesitan piezas de más peso, se reúnen en un mismo molde las cantidades de platino fundidas en dos ó más hornos. Puede también aumentarse la sección horizontal de los hornos y el número de sopletes: la única dificultad que puede presentar este sistema, es el manejo de los aparatos para el moldeo del platino.

La operación se empieza caldeando el horno suavemente al principio, y aumentando la temperatura poco á poco, hasta obtener el máximo, lo cual se conoce en que, introduciendo una lámina de platino por la abertura *a* de la figura 14, la fusión se verifica en el menor tiempo; se procede así por tanteos, variando la distancia entre los dos extremos de los tubos que conducen los gases; y cuando se les ha colocado del modo conveniente para obtener la mayor rapidez en la fusión, se aprieta el tornillo de presión que los fija, y se introduce el platino por el orificio *e* de la figura 14. Cuando está bien fundido y no se forman más escorias vítreas en la superficie, se moldea ó se deja enfriar poco á poco en el horno, á fin de evitar el galleo.

Cuando el platino quiere moldearse, el molde debe ser de cal, de carbon de las retortas del gas, ó de fundición de hierro muy gruesa, en cuyo caso debe estar perfectamente untado de plom-bagina. Para verificar el moldeo se quita la cubierta del horno, se toma éste con unas fuertes tenazas, y se vierte el contenido en las lingoteras.

La cal presenta muchas ventajas para la construcción de este género de aparatos: conduce el calor con tanta dificultad, que basta el espesor de 2 centímetros para que, estando el aparato lleno de platino fundido, la temperatura exterior no exceda de 150°; refleja perfectamente el calor y ejerce una acción química muy favorable sobre las sustancias que impurifican al platino.

El metal sometido á este tratamiento, sólo puede contener algo de iridio y rodio: todas las demás sustancias se volatilizan á la temperatura que se produce, incluso el oro.

Fusion de las menas en hornos de cal.—Como el platino que se emplea en la industria no exige una completa pureza y no presenta ningún inconveniente el que esté aleado con

cortas porciones de rodio y de iridio, puede prepararse desde luego la triple aleacion fundiendo el mineral convenientemente elegido en hornos de cal. La operacion se conduce en este caso del mismo modo que en el de fundirse la aleacion de platino y plomo, que procede de la copelacion y licuacion del plomo platinífero. La mena se va introduciendo en el horno poco á poco, de modo que cada porcion llegue á la parte inferior cuando se haya fundido toda la precedente: tan luego como el horno se ha destruido por las escorias, se vierte el metal, se refunde de nuevo en otro horno, y no se considera puro mientras la llama oxidante tenga olor de ácido ósmico y ataque la cal. En muchas ocasiones es necesario refundir el platino por tercera vez para separar completamente todos los metales extraños ménos el iridio y el rodio; de aquellos, unos se volatilizan como el oro, el paladio, el osmio, el cobre, etc., y otros se escorifican como el hierro, el aluminio, etc. Obtenido el platino ó la triple aleacion propia para la confeccion de los objetos á que se destina, se moldea como se ha indicado ántes.

Los métodos descritos presentan un inconveniente que no han podido evitar Deville y Debray, no obstante sus muchos estudios sobre este metal; y es la textura ampollosa con que se obtiene el platino fundido, y que le hace desmerecer bastante.

El procedimiento de la fusion del platino en hornos de cal, sirve perfectamente para revivificar y aprovechar los objetos viejos de platino que existen en los laboratorios, que, no conteniendo por lo general otras materias extrañas que azufre, arsénico, fósforo, silicio y otras volátiles, se pueden desprender fácilmente de ellas á la elevada temperatura que en el horno se produce.

Aplicaciones.—La resistencia del platino á la accion de los ácidos y su infusibilidad en los hornos ordinarios, hacen este metal inapreciable para la construccion de crisoles, cápsulas, cucharillas, tenazas, hoja, alambre, etc., que se emplean con gran frecuencia en los laboratorios. Tambien estos aparatos tienen gran interés en la generalidad de las industrias químicas, y es de esperar que si los procedimientos de obtencion se hacen más espeditos de lo que son ya, se emplee en mucha mayor escala cuando baje su precio.

Las aleaciones de platino tienen poca importancia, á excepcion de la que forma con el iridio y el rodio, que es más á propósito aún que el platino puro para la fabricacion de los objetos precitados, por resistir mejor la accion de los ácidos. Esta propiedad se hace notar en tan grande escala, que una aleacion de 23 por 100 de iridio y 1,7 por 100 de rodio, es difícilmente atacada por el agua régia, y una aleacion que llegue á contener 30 por 100 de este último metal, es completamente inatacable por ella.

En Rusia se emplea el platino para formar aleaciones monetarias.

Mr. HéLouis, con objeto de hacer más inalterables las aleaciones de cobre y níquel, y de evitar los peligros á que puede dar lugar la presencia de arsénico en el último de estos metales, ha propuesto modificar la composicion del metal blanco introduciendo en ella alguna cantidad de platino. Para hacer esta clase de aleaciones se empieza por reducir el níquel á trocitos pequeños, y tratarle repetidas veces con ácido nítrico diluido, que disuelve los óxidos formados. Cuando ya está bien puro se funde en un crisol embrascado, y se agregan estaño y platino, en la proporcion de 100 del primero por 25 del segundo. Cuando la fusion se ha completado, se agrega la cantidad de estaño que se necesite para que la aleacion tenga las proporciones convenientes.

Las fórmulas indicadas, son:

Para cubiertos, bisutería, etc.	{	Níquel.....	100
		Estaño.....	10
		Platino.....	1
Para campanas y otros objetos sonoros . . .	{	Níquel.....	100
		Platino.....	1
		Estaño.....	20
		Plata.....	2

Estas aleaciones son, al parecer, completamente inoxidables.

Segun el mismo Mr. HéLouis, una corta cantidad de platino basta para impedir que se oxide el cobre en las aleaciones que le contienen. Agregando un poco de platino al bronce de alumi-

nio, conserva su mismo color y se hace completamente inalterable.

La producción anual del platino asciende á más de 4.000 kilogramos que producen por mitad las minas de América y las de Rusia. El precio, sin comprender el forjado ulterior de los objetos, es de 1.000 pesetas el kilogramo.

ESTAÑO.

(Lat.) **STANNUM**. (Fr.) **ETAİN**. (Ing.) **TIN**. (It.) **STAGNO**. (Al.) **ZINN**.

Propiedades.—Modo de obtenerle en completo estado de pureza.—Descripción de sus menas.—Teoría del beneficio.—Método en hornos de manga: ejemplos de Altenberg, Bohemia y Cornwall.—Método en réverbros: calcinación, fundición, afinó y refinó en Inglaterra.—Aplicaciones del estaño.—Estañado: fabricación de la hoja de lata.

El estaño tiene por equivalente 59. Es de un color blanco ligeramente azulado y tiene un brillo muy vivo. Es blando y fusible, segun Crigthon, á 280°, y segun Kupffer, á 230°. Es sumamente maleable, hasta el punto de hacerse con él láminas del grueso de una hoja de papel, que se conocen en el comercio con el nombre de *papel de estaño*. Es muy poco volátil; su peso específico, que cuándo ha sido fundido no pasa de 7,285, puede elevarse un poco por el batido.

El estaño del comercio contiene impurezas que le hacen más denso; así es, que ordinariamente su peso específico llega á 7,5 ó 7,6, y puede juzgarse de su pureza por su densidad.

Los ácidos sulfúrico y clorohídrico le disuelven con bastante facilidad; el nítrico le ataca sin disolverle, convirtiéndole en un compuesto oxigenado, conocido generalmente con el nombre de ácido metastánnico. No obstante no ser soluble en agua, tiene un sabor particular y un olor muy pronunciado y peculiar de este cuerpo. Su textura es eminentemente cristalina, y á esta propiedad se atribuye el ruido característico que producen al

doblarse las barras de este metal; suponiendo que los cristales implantados en su masa de un modo imperceptible á la vista, rozan unos con otros cuando se deforman las barras y dan lugar á ese sonido que se conoce con el nombre de *grito del estaño*. Esta suposicion se apoya en que por la repeticion del movimiento en un mismo punto doblando y desdoblando la barra, el calor que se desarrolla es muy grande y el ruido se va aminorando hasta que al fin deja de oirse.

La textura cristalina del estaño se deja percibir fácilmente cuando se le trata con un ácido; y presenta entónces el metal un aspecto parecido al de la tela llamada *moiré*, por cuya causa se ha dado al metal en este estado el nombre de *moiré metálico*.

Hace algunos años se empleaba bastante el *moiré* metálico, fabricado sobre hojas de lata para la confeccion de petacas, cajas de rapé y de música, etc. Para hacer su aspecto más agradable, se cubrian con un color y un barniz transparentes que dejaban ver las cristalizaciones; en el día apénas se fabrican estos objetos.

Las circunstancias que hacen apreciar la bondad del estaño del comercio, son: 1.º, la intensidad del grito, tanto mayor, cuanto más puro es el metal; 2.º, el peso comparativo de dos holas del mismo tamaño, una de metal puro, y otra del metal que se reconoce; 3.º, el aspecto que presenta al solidificarse, tanto más cristalino cuanto más impuro es. Los estaños más puros vienen de Malacca y de Banca (India) y de Inglaterra: éste último viene en forma de granos alargados, y se llama *estaño en lágrimas* (en inglés, *grain-tin*.)

Purificacion.—Las principales impurezas que contiene el estaño del comercio consisten en arsénico, antimonio, bismuto, plomo, hierro y cobre. Tratando el metal por ácido clorohídrico, quedan casi todas insolubles, formando un polvo oscuro en el vaso, á excepcion del arsénico, que se trasforma de este modo en hidrógeno arsenical. Tambien contiene con frecuencia tungsteno y molibdeno. Estas impurezas disminuyen notablemente el brillo, la flexibilidad y la fusibilidad del estaño, alterando tambien su color, que de blanco casi de plata se trasforma en agrisado.

Para obtener estaño completamente puro se disuelve el del

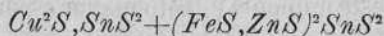
comercio en ácido clorohídrico; la disolución concentrada se cubre con una capa de agua, agitándola lo ménos posible, y se introduce en el vaso una lámina de estaño que atraviesa las dos capas de líquido superpuestas. Al cabo de algunas horas, en virtud de la débil corriente eléctrica que se determina por el contacto de la lámina metálica con el agua y la disolución del cloruro, se cubre pronto de una porción de cristales de estaño químicamente puro.

Cuando no contiene antimonio puede purificarse el estaño del comercio tratándole por ácido nítrico, que disuelve los metales extraños, y deja insoluble el ácido estánnico. Este se separa del líquido por filtración, se lava primero con ácido clorohídrico diluido y luego con agua, y se reduce en un crisol embrascado, á un fuego fuerte de forja.

El moldeado del estaño necesita algunas precauciones, porque, tanto el brillo como la flexibilidad del metal, dependen de la temperatura á que se vierte en los moldes. Si está tan caliente que forma en su superficie descubierta irisaciones, se hace quebradizo en caliente, y si por el contrario está demasiado frío y presenta una superficie mate, se hace quebradizo en frío: la temperatura oportuna para el moldeado, se conoce en que la superficie, espolvoreada con polvo de carbon, aparece limpia, brillante como un espejo, y sin irisaciones; también se conoce la temperatura á propósito en que un papel introducido en el estaño se carboniza sin inflamarse.

Menas.—La única mena verdadera de estaño es la *casiterita*, que cuando está pura se compone exclusivamente de óxido de estaño, con 78,6 por 100 de metal.

Se encuentra también el estaño en combinación con el azufre y otros sulfuros en la *pirita de estaño*, cuya fórmula podría representarse de este modo:



y como mezcla accidental en otros muchos minerales.

La casiterita se encuentra unas veces en aluviones y otras en filones ó capas. Mientras que la primera, á consecuencia del procedimiento natural de lavado que ha sufrido por el arrastre de los depósitos aluviales en que se encuentra, es casi comple-

tamente pura, la de los criaderos en su estado natural, viene siempre acompañada de piritas de hierro, de cobre y arsenical, blenda, wolfram, molibdena, hierro oligisto, bismuto, etc., etc., cuyos cuerpos dificultan extraordinariamente la fundicion, si ha de obtenerse un estaño de buena calidad, y hacen indispensable una preparacion mecánica muy detenida.

Teoría del beneficio.—Siendo la casiterita la única mena de estaño que se trabaja, es claro que la teoría del procedimiento está limitada á una sencilla reduccion. Las menas convenientemente preparadas se mezclan con carbon, bien en hornos de manga, bien en reverberos: éste se apodera del oxígeno de la casiterita y deja libre el estaño. Las otras sustancias metálicas que acompañan á la mena, en parte se reducen tambien y pasan al estaño, en parte combinadas con los silicatos de varias bases que se originan en el horno, pasan á las escorias.

Hay algunas circunstancias que dificultan notablemente la obtencion del metal. En primer lugar, la mena viene sumamente diseminada en la roca, lo cual hace difícil y costosa la preparacion mecánica, que necesita hacerse muy completa, por la gran influencia que cortas cantidades de metales extraños ejercen en la calidad del que quiere obtenerse; además, la alta temperatura á que se reduce el óxido de estaño, hace que sean tambien reducibles al mismo tiempo otros óxidos; y por último, la facilidad con que en presencia de otros cuerpos, como la sílice y el óxido ferroso, se escorifica el óxido de estaño, determinan pérdidas de consideracion, si las operaciones no están muy bien conducidas. Estos son otros tantos inconvenientes que encuentra el fundidor cuando beneficia esta clase de menas; y es necesario para obviarlos, que la preparacion mecánica sea sumamente detenida, sin que deban escasearse los gastos hechos en ella, porque influyendo notablemente en la calidad del metal, el precio de éste aumenta cuanto mayor es su pureza, y puede sufragar bien ese exceso de gastos.

Las dificultades de que va hecho mérito, disminuyen considerablemente cuando las menas proceden de aluviones, porque en este caso apenas contienen otras mezclas que las de algunas sustancias térreas de las que se separan con facilidad.

Preparacion de la casiterita de criaderos.—Para pre-

parar la casiterita de criaderos en roca, se aprovecha la circunstancia de que la mayor parte de los metales que acompañan al estaño en las menas vienen al estado de sulfuros; y se calcinan las menas lavadas. Por este medio los cuerpos volátiles, como el antimonio, el arsénico y el azufre, se volatilizan, y en vez de sulfuros y arseniuros, resultan óxidos metálicos que son casi siempre mucho más ligeros y más friables que la casiterita, cuyo peso específico es de 6,5 á 7, y que no sufre cambio alguno por la calcinacion. Lavados de nuevo los residuos de ésta se separan con más facilidad los metales extraños.

Como las gangas y las rocas que acompañan á la casiterita son duras, se empieza por calcinarlas al aire libre, en montones, para que se fisuren y presenten ménos resistencia al bocarteado. Este se verifica en bocartes húmedos, y el *schlich* resultante se lava en mesas fijas. De éste modo se obtiene un *schlich* que aparte de algunas gangas contiene todavía piritas, sulfuro de antimonio, wolfram, blenda, etc.: éste se calcina de nuevo para descomponer estos cuerpos, y se vuelve á lavar en mesas de percusion. En éstas se obtiene ya un producto con 60 á 70 por 100 de estaño.

Las menas contienen una fuerte proporcion de arsénico, y para recogerle se ponen los hornos de calcinacion en comunicacion con cámaras ó galerías donde se recoge el ácido arsenioso al estado de flores. En Cornwall contienen las menas estanníferas alguna cantidad de cobre, que se separa exponiendo al aire los *schlichs* húmedos para convertir los sulfuros, especialmente el de cobre, en sulfatos. Despues se llevan á grandes toneles llenos de agua, se agitan y se deja sedimentar la parte insoluble. La disolucion se saca con sifones y se lleva á otras cubas donde se precipita el cobre al estado de cemento, por medio de hierro viejo.

Tambien se ha propuesto emplear para la separacion del cobre, el tratamiento de 540 kilogramos de *schlich* con 26 de ácido clorohídrico del comercio, diluido en un peso de agua igual al suyo, ó la calcinacion con sal comun, cuya cantidad se determina por pruebas en pequeño.

El wolfram, por su considerable peso específico, no puede separarse de la casiterita por el lavado ni por el ácido clorohí-

drico. En Cornwall se emplea con este objeto el siguiente procedimiento propuesto por Oxland: El schlich tungstenífero, en cantidad de 457 kilogramos, se pone aún húmedo en un horno de reverbero cuya plaza es de hierro fundido: cuando está seco, se añaden 38 kilogramos de sosa del comercio y se dan seis horas de fuego, removiendo bien la masa de media en media hora. La sosa no ataca en estas condiciones al óxido de estaño y se combina con el ácido túngstico del wolfram. La masa, que aparece bajo la forma de un polvo oscuro más ó ménos agregado, salpicado de puntos blancos de sosa, se trata con agua, y la disolucion decantada y concentrada se deja cristalizar para obtener de ella tungstato de sosa, que puede aprovecharse para la pintura, la tintura de vidrio, etc. Este tratamiento ocasiona gastos considerables; pero como el estaño obtenido de los schlichs, despues de sometidos á él es mucho más puro y tiene mayor precio, resultan más que compensados.

Métodos de beneficio.—Las menas convenientemente preparadas pueden fundirse en hornos de manga ó en reverberos. En Sajonia y en Bohemia, que son los únicos países del continente donde se beneficia el estaño en cantidad considerable, se hace uso exclusivamente de hornos de cuba: en Inglaterra se usan ambas clases de hornos, empleando para las menas de filones los reverberos y los de manga para las de aluvion.

El trabajo en hornos de manga es más lento que el de los reverberos; pero el estaño obtenido en aquellos tiene mejores propiedades cuando las menas contienen mezclas extrañas que pueden dar lugar á la volatilizacion ó á la escorificacion del estaño. En cambio el producto se obtiene en mayor cantidad en los reverberos donde una corriente de aire ménos intensa disminuye la cantidad de óxido de estaño que puede pasar á las escorias y favorece la separacion de éstas y del metal, dejándolos mucho mayor tiempo en contacto. Los hornos de manga están provistos siempre de cámaras de condensacion, y no obstante esto, no puede impedirse que la corriente del viento arrastre mecánicamente una parte del polvo sumamente fino del mineral. Se evita algun tanto este inconveniente mojando el carbon ántes de introducirle en el horno; pero este método no es seguramente muy recomendable.

Segun Karsten la forma de la cuba debe ser ensanchada desde la tobera hasta una altura de un metro próximamente por cima de ella; en su mayor anchura debe tener alrededor de 75 centímetros y desde allí volver á estrechar hasta el cargadero, quedando de este modo con la forma de dos conos truncados unidos por sus bases mayores. Las toberas deben ser dos y hallarse situadas en las caras opuestas. Una disposicion bastante parecida es la adoptada en Inglaterra.

Generalmente no es preciso emplear otro fundente que las escorias del mismo trabajo; pero en Inglaterra suelen emplear aparte de éstas espato fluor ó cal apagada que tienen allí muy buen uso porque las gangas son eminentemente cuarzosas. Tambien pueden emplearse con el mismo objeto las escorias del batido de hierro; pero éstas tienen el inconveniente de que no sólo dan lugar á una notable escorificacion del óxido de estaño, sino que reduciéndose, producen hierro que impurifica el metal obtenido.

MÉTODOS EN HORNOS DE MANGA.

Método sajón.—En Altenberg se presenta la casiterita formando un stockwerk acompañada de mica, clorita y hierro oligisto, en una roca cuarzoza, que sólo contiene $\frac{1}{3}$ á $\frac{1}{2}$ por 100 de estaño. Una pequeña parte de la mena que allí se beneficia procede de filones que atraviesan el gneiss, el pórfido y el granito, y en los cuales presenta como ganga el cuarzo. El criadero de Zinnwald se encuentra en capas de corta extension implantadas en una roca cristalina compuesta de feldspato y mica.

La mena, á que dan los mineros de la localidad el nombre de *zwitter*, se calcina para facilitar la trituracion, se bocarteas y se concentra en mesas. La parte de *schlich* que contiene sulfuros y arseniuros, se calcina en un horno de reverbero de plaza trapecial que tiene en su base mayor 2^m,80 de ancho y en su base menor 1^m,12. La distancia entre las dos bases es de 4^m,50. La figura 16 representa dos cortes, horizontal y vertical de este horno. La regilla *r* está situada en la base mayor del trapecio, y sobre la puerta de trabajo *p*, colocada en frente, se encuentra

el tragante *t*, que por medio de un canal *c*, conduce los humos y los productos volátiles de la calcinacion á galerías ó cámaras donde se condensa una notable cantidad de flores arsenicales, que suele ascender al 20 ó 21 por 100 del schlich crudo. La bóveda del horno tiene en su centro una tolva para hacer la carga y está trasdosada de nivel para secar sobre ella los schlichs que han de calcinarse.

Se empieza por cargar sobre la plaza una cantidad de 600 á 700 kilogramos de schlich

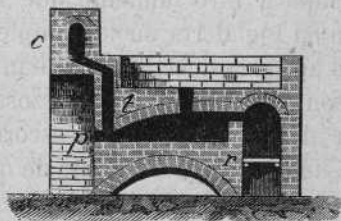
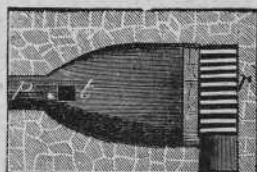


Fig. 16.



desechado previamente sobre la bóveda y se mantiene la temperatura al rojo oscuro durante las dos primeras horas: al cabo de este tiempo se empieza á aumentar, y á las seis horas se da un buen golpe de fuego, por espacio de otra. Los schlichs calcinados se sacan por la puerta de trabajo y se lavan en mesas de percusion para someterlos al tratamiento en los hornos de

manga. Por medio de la calcinacion y el lavado se consigue elevar su riqueza á 50 ó 60 por 100 de estaño.

En algunas ocasiones estos schlichs son bismutíferos, y para aprovechar el bismuto se someten en tinas de madera á un lavado con ácido clorohídrico diluido, en cantidad de 6 de ácido del comercio por 100 de schlich. Así se logra disolver el bismuto; y si bien se precipita de nuevo por la adición de agua, al estado de cloruro básico, éste se arrastra fácilmente por un lavado: se deja despues sedimentar en depósitos á propósito, se decanta el líquido, y el precipitado, una vez seco, se funde en crisoles de grafito, con cal y carbon en polvo, en un horno de viento.

La reducción de la casiterita tiene lugar en un horno semi-alto, que comunica con cámaras de condensacion y que aparece representado en la figura 17. La cuba está representada en *c*; en *a* el antecrisol, en *d* un depósito para recoger el estaño;

ff son las cámaras donde se recogen en parte los polvos arrastrados por la corriente gaseosa; *m* el macizo del horno, *s* la plaza y *kk* los canales de humedad. La cuba tiene 2^m,80 de altura; es de sección trapecial y más ancha en la parte superior que en la inferior. A la altura de la tobera tiene en la delantera

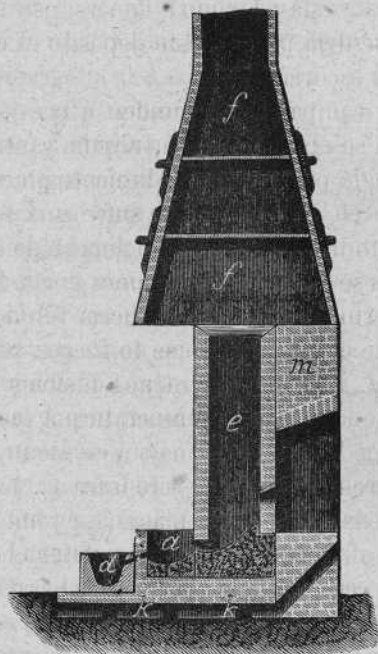


Fig. 17.

del horno 28 centímetros y en la trasera 33, mientras que á la altura del cargadero cada una de estas dos dimensiones tiene 19 centímetros más. La plaza está constituida por una piedra de pórfido ó de granito que tiene 9 centímetros de caída hácia la delantera del horno, en cuyo punto un bigote tapado con brasca permite la salida de las materias fundidas. La fundicion se verifica sin nariz y se lanzan en el horno ordinariamente de 5 á 6 metros cúbicos de aire por minuto. El único fundente empleado son las escorias que se ponen en cantidad de 25 por 100 de la mena.

Cuando la fundicion marcha bien, se pasan por el horno en veinticuatro horas, de 1.600 á 1.800 kilogramos, consumiéndose más de 50 decímetros cúbicos de carbon de leña por quintal de estaño obtenido, y resultando 750 kilogramos de metal. La campaña dura ordinariamente cinco ó seis dias. El estaño y las escorias se van depositando durante la fundicion en el antecrisol *a*, y cuando éste está próximo á llenarse, se abre la comunicacion con *d*, y se deja pasar á este depósito el estaño, permaneciendo en *a* las escorias.

Al fin de cada campaña se refunden éstas con otros varios productos, y aún se obtiene de ellas alguna cantidad de estaño.

El metal obtenido por este procedimiento no es bastante puro para introducirse en el comercio y sufre una purificacion, en unas placas de fundicion de hierro inclinadas hácia un depósito y sobre las cuales se forma, con carbones encendidos y carbonilla, una capa permeable á las sustancias fundidas. Encima de esta capa se vierte el estaño, que se toma con cucharas de hierro del depósito *d*. Los metales ménos fusibles que él, que le acompañan, se solidifican á la temperatura á que se encuentran estas placas, y quedan entre la carbonilla mientras que el estaño la atraviesa y se reúne en el depósito inferior. Las masas metálicas que han quedado sobre las placas, se reúnen y se golpean con un martillo, allí mismo, para que suelten el estaño que tengan interpuesto, reservándolas luégo para pasarlas en la última fundicion al terminar la campaña, juntamente con las escorias.

Cuando el estaño ha adquirido en el recipiente la temperatura á propósito para el moldeo, se verifica éste, ó bien sobre placas de cobre pulimentado, en las cuales se solidifica el metal en forma de hojas muy delgadas de 6 á 8 pulgadas de ancho y de algunos metros de largo, que luégo se arrojan formando bolas; ó bien en lingoteras que generalmente tienen la forma adecuada para obtener barras de pequeña seccion.

Las escorias producidas en esta operacion son combinaciones muy complexas, en las cuales existe cierta cantidad de estaño, parte en mezcla íntima al estado metálico, parte combinado con las bases al estado de ácido estánnico.

Segun se ha indicado ántes, las escorias y los demas productos que pueden dar alguna cantidad de metal, se funden al fin

de la campaña en hornos de forma enteramente análoga á la de aquellos en que se verifica la fusion, pero que sólo tienen 1^m,50 de altura. Las dimensiones de la seccion trasversal son por el contrario algo mayores en estos hornos que en los de fusion, y el crisól, en vez de ser de granito, es de brasca. En este trabajo se producen crasas ricas que deben tambien volverse á pasar por los hornos despues de haber sufrido un lavado y una calcinacion.

Segun experimentos de Lampadius, la pérdida de estaño en el procedimiento sajón, es 13 por 100 del contenido de los schlichs que se someten al tratamiento; de los cuales 8,9 por 100 son arrastrados por las corrientes y completamente perdidos, mientras que el resto queda en las escorias.

Método de Bohemia.—En Schlaggenwald (Bohemia) se benefician menas de estaño que, bien procedan de aluviones, en los cuales viene con pórfido, gneis, pizarras micáceas y granito, ó bien se encuentren en criaderos, rara vez contienen más de 1 por 100 del metal acompañado de piritas de cobre y de hierro, de piritas arsenicales, de wolfram, de molibdena, etc. Las menas se lavan, se calcinan y se vuelven á lavar, concentrándolas de este modo, hasta que contienen 78 por 100 de casiterita, ó lo que es lo mismo, 58 por 100 de estaño. La fundicion se verifica en hornos más bajos que los de Sajonia, pero de la misma forma: la plaza es lo mismo que en aquellos, una piedra de granito y está mucho más inclinada hácia la delantera. El combustible empleado es carbon de pino. La calidad del estaño obtenido en Bohemia es de las mejores; contiene $\frac{1}{2}$ por 100 de cobre y sólo indicios de hierro y arsénico.

Método inglés.—En Cornwall (Inglaterra) se benefician en hornos de cuba las menas procedentes de los aluviones, y se obtiene de ellas un estaño extremadamente puro, único que puede servir para ciertos usos. Las menas no sufren calcinacion previa, y si sólo un simple lavado, despues del cual se funden sin adiccion de otras sustancias en hornos de 4^m,5 de altura y 1 de diámetro en el vientre, cuya construccion indicada en la figura 18, se asemeja completamente á la de un horno alto para fundir el hierro. La delantera *c* está abierta durante la fusion, y el metal y las escorias se van reuniendo en el antecrisol, de donde se sa-

can las últimas conforme se van enfriando. El metal se lleva al depósito *d* colocado lateralmente, y en éste se deja reposar para que se formen dos capas distintas; la superior, que es la más pura, se lleva con cazos á una caldera de hierro, revestida de arcilla y provista de su correspondiente hogar, en la cual se

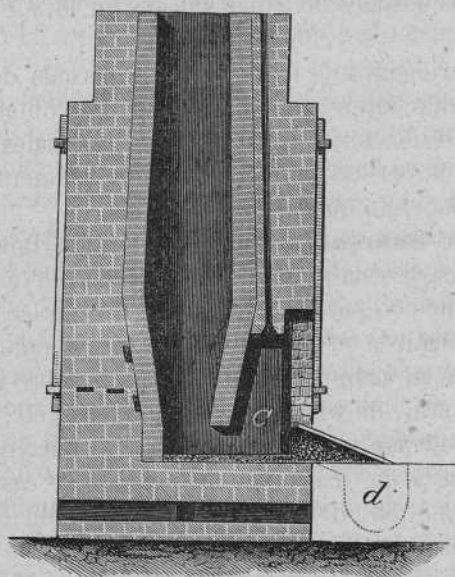
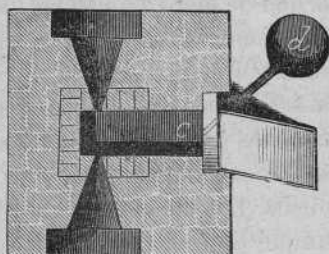


Fig. 48.



mantiene fundido para refinarle. Las últimas porciones, que son las más impuras, no se refinan, sino que se moldean en barras, y se vuelven á fundir.

El afino se verifica introduciendo en el baño fundido ramaje

verde ó leña húmeda, que al destilarse por la temperatura del baño, producen gases oxidados, á cuyo contacto se oxidan los metales ménos estables y vienen á la superficie. La ebullicion producida por el desprendimiento de los gases dentro de la masa metálica, favorece la reunion de las impurezas en la parte alta; cuando se ha verificado este trabajo durante una hora ú hora y media, se retiran los trozos de madera, se limpia la superficie del baño y se aguarda á que la temperatura sea la conveniente para verificar el moldeo.

Una parte del estaño inglés no se introduce en el comercio en forma de barras ó lingotes, sino que se calienta hasta una temperatura próxima á la de su fusion, y cuando la ha adquirido se deja caer desde una gran altura. De este modo la masa se reduce á pequeños fragmentos alargados, que son los conocidos en el comercio con el nombre de estaño en lágrimas y los buscados exclusivamente para algunas operaciones.

Beneficio en reverberos.—La mayor parte de los minerales de estaño que se presentan en Inglaterra, á escepcion de los que vienen en los aluviones, se benefician en hornos de reverbero. El término medio de estaño que contienen estos minerales, no pasa nunca de 2 por 100, y aún despues de preparados mecánicamente están mezclados con una gran cantidad de sulfuros y arseniuros metálicos que es necesario separar por la calcinacion, repetida dos ó más veces si la cantidad de impurezas es mucha.

Calcinacion.—Ordinariamente se usan para esta calcinacion hornos de reverbero de plaza elíptica, de 2 á 3^m,50 de longitud, por 1^m,5 á 1^m,80 de anchura, con la puerta de trabajo enfrente del hogar, y situada, como éste, en uno de los frentes paralelos al lado menor de la elipse. La carga de estos hornos es de 500 kilogramos de schlich, y se tardan en la operacion doce horas.

En ciertas localidades se emplean para la calcinacion de estas menas hornos de plaza giratoria (*rotary* ó *Brunton's calciners*) (1).

(1) *Excursion dans le Cornwall*, par M. L. Moissenet.—*Annales des mines*.—5.^a série, tomo XIV, pág. 229.

La plaza de estos hornos, que aparecen representados en la figura 19, es de hierro fundido y de figura cónica muy achata-
 tada; generalmente tienen $3^m,75$ de diámetro y una inclinación de $\frac{1}{16}$, lo cual equivale á una altura de 22 centímetros; á iguales distancias sobre el radio hay cuatro anillos de hierro dulce, destinados á sostener el revestimiento. Este empieza por una capa de pizarras, encima de las cuales hay otra de arcilla, y en-

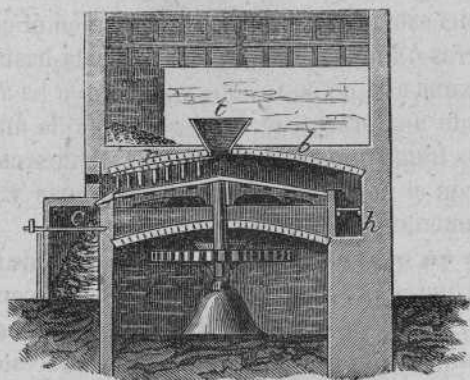


Fig. 19.

cima de todas otra de ladrillos puestos de plano. A la extremidad de uno de los diámetros, y en la parte fija del horno, está el hogar *h* que tiene 40 centímetros de ancho por $1^m,80$ de largo. Sobre todo el horno, existe la bóveda *b*, que es un casquete esférico de piedra resistente, y que dista por todas partes de la plaza unos 25 centímetros. Por la parte superior está horizontal, para secar sobre ella la mena, y tiene una tolva central *t* sobre el vértice del cono que forma la plaza por la cual se vierte en el interior cuando está seca. A la extremidad opuesta al hogar, y sostenido en la bóveda, existe un rastrillo de hierro fundido *r*, cuyos dientes son inclinados respecto del radio, y que sigue la inclinación de la generatriz de la plaza; los dientes están asegurados en la pieza principal por medio de empalmes á cola de milano, á fin de poderlos separar fácilmente y renovarlos cuando el uso los deteriore. Este rastrillo, fijo durante el movimiento girato-

rio de la plaza, obliga á la mena á extenderse sobre ella y la hace llegar perfectamente hasta el otro lado del hogar.

La mena puede sacarse por una abertura lateral, próxima al rastrillo, que comunica alternativamente por medio de una corredera con dos cámaras *c* una de las cuales va recibiendo la mena calcinada, mientras que de la otra se saca la que está ya fría. La velocidad de rotacion en estos hornos debe ser muy pequeña; parece que lo conveniente es que den una vuelta cada 40 minutos. La carga es de 1.000 kilogramos, y pueden hacerse dos operaciones en veinticuatro horas cuando el schlich se calcina por primera vez, y tres cuando se ha calcinado ya antes. El combustible es carbon de piedra, y se consumen de 2.400 á 3.600 kilogramos en veinticuatro horas.

Tambien se usan en algunos otros puntos de Inglaterra lindos hornos con dos hogares opuestos á las extremidades de un mismo diámetro, que se abren á las dos caras de la fachada lateral del horno.

Fusion. — En Inglaterra no se obtienen más que dos clases de estaño en los hornos de reverbero; el estaño refinado, y el estaño comun. Para la obtencion del primero se eligen aquellas menas más puras que no contienen cobre, ó que contienen únicamente una cantidad ínfima, que se hace desaparecer de ordinario, poniéndolas á digerir antes de fundirlas con ácido sulfúrico diluido: para el segundo se aceptan menas bastante más impuras: el producto se introduce en el comercio con el nombre de estaño japonés.

Los reverberos en que se verifica la fusion de las menas calcinadas, son tambien en Cornwall de plaza oval, formada con placas de arcilla bien unidas, y que va rebajándose hácia el centro de uno de los lados mayores, donde se encuentra el orificio de salida, en comunicacion con un reposador. Sobre las pizarras se coloca una capa de arcilla refractaria, fuertemente apisonada, y que conserva la misma forma que aquellas. La figura 20 da una idea de esta clase de hornos. La puerta *h* sirve para introducir el combustible en el hogar. Otra puerta *s*, que se mantiene cerrada durante la operacion, tiene por objeto hacer la carga. En la bóveda hay otra abertura *c* que sólo se abre cuando se verifica la carga, á fin de evitar que el tiro arrastre á la chi-

menea una parte considerable del polvo fino del schlich, ántes de que éste pueda agregarse algo con la elevacion de temperatura. Esta abertura se sustituye con buen éxito en algunos hornos con otra practicada sobre la bóveda del hogar, y que está en comunicacion por medio de un tragante con una chimena media-

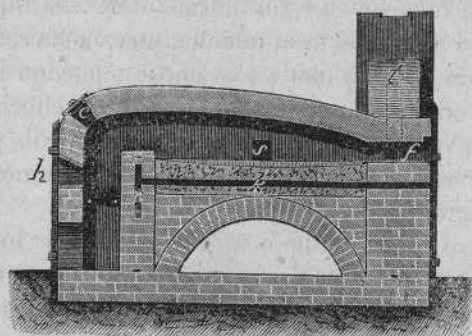
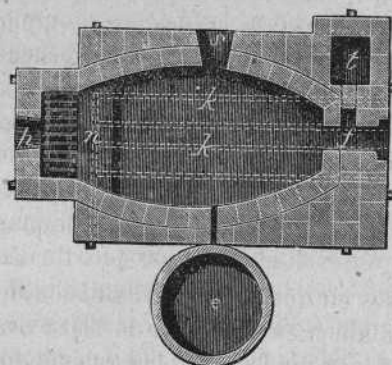


Fig. 20.



na. El reposador, representado en *e*, consiste en una caldera de hierro provista de su correspondiente hogar. La puerta *f*, colocada en frente del hogar, es la puerta de trabajo destinada á las manipulaciones que se puedan necesitar dentro del horno, y á la salida de las escorias.

La temperatura que se produce en la plaza durante la reduccion es muy elevada, y para evitar en lo posible el deterioro de aquella, se construye en hueco y reposando sobre barrotes de

hierro, ó como indica la figura, sobre una bóveda. En este último caso se practican debajo de las pizarras cuatro canales *kk*, que comunican con el exterior por el lado de la puerta de trabajo, y por el extremo opuesto con otro canal *n* que atraviesa el puente. La chimenea tiene una altura de 10 á 15 metros, y el horno comunica con ella por el tragante inclinado *t*.

Los schlichs, calcinados y lavados, tienen una riqueza media de unos 65 por 100 de estaño; ántes de cargarlos en el horno, se mezclan con una cantidad de hullá muy seca, que varía segun la riqueza de aquellos, del $\frac{1}{10}$ al $\frac{1}{5}$ de su peso, y algunas veces se agregan como fundentes cal apagada ó espato fluor, para que las escorias se liquiden con más facilidad. La carga es de 750 á 1.000 kilogramos de schlich, y la proporcion correspondiente de reductivo. Una vez hecha la carga, se cierran cuidadosamente todas las puertas, y se da desde luego un fuego muy fuerte para que la fusion sea todo lo rápida que pueda ser, á fin de que la masa se funda lo más pronto posible y desaparezca cuanto ántes el inconveniente de que el tiro pueda arrastrar el schlich en polvo; al cabo de una hora, la fusion es completa; y desde que esto sucede se remueven las materias frecuentemente con un rastro por la puerta de trabajo. Las escorias se van presentando en la superficie bajo dos aspectos distintos: unas están perfectamente fluidas, y otras son espumosas: cuando al cabo de seis ó siete horas la reduccion ha terminado y se han separado bastante bien las dos capas de metal y de escorias, se rompe la piqueta; si estas últimas están demasiado fluidas se procura espesarlas, echando sobre ellas algunas paladas de carbon. Cuando ha salido casi todo el metal y las escorias empiezan á presentarse en el reposador, se cierra la piqueta, se sacan éstas por la puerta de trabajo y se procede á una nueva carga. Las escorias que estaban en la parte más alta y que constituyen las tres cuartas partes del total, no tienen cantidad alguna beneficiable de estaño y se desechan; las que han estado en contacto inmediato con el metal, necesitan refundirse; y de ellas se obtiene ántes, por un lavado, el estaño que contenian en granallas mecánicamente interpuestas.

El estaño metálico, reunido en el reposador, se deja algun tiempo para que se separen completamente las escorias que

pueda haber arrastrado, se quitan éstas con espumaderas, y en seguida se moldea el metal en lingoteras de hierro, y se guarda hasta que haya bastante cantidad de lingotes para proceder al afino.

Afino.—Este tiene lugar sometiendo el estaño impuro á una temperatura suave en los mismos reverberos que han servido para la fusion. Por este medio el estaño más puro se funde, y las mezclas con metales extraños, que son siempre algo más refractarias, quedan sobre la plaza. Los lingotes de estaño se ponen próximos al puente, y de modo que dejen entre sí algunos espacios para que por ellos circule la llama. Durante toda la operacion la piqueta está abierta, y el estaño se va reuniendo en el reposador. Al cabo de algun tiempo, el estaño deja de correr y quedan sobre la plaza unas masas esponjosas, constituidas principalmente por una aleacion de hierro y estaño con algo de tungsteno, cobre, etc. Cuando ya se han agotado los primeros lingotes, se añaden otros, y así se continúa hasta que se han obtenido en el reposador 5.000 ó 6.000 kilogramos de estaño. Conseguido esto, lo cual sucede ordinariamente al cabo de una hora, se cierra la piqueta y se da un golpe de fuego muy fuerte para fundir los residuos, que se llaman *esqueletos*. Cuando están ya bien líquidos se abre de nuevo la piqueta, y por medio de un canal de hierro que pasa por encima del reposador, se hacen correr á otro donde primero se agitan para facilitar la separacion por densidades, y despues se dejan en reposo para obtener de ellos alguna cantidad de estaño muy impuro, que se conoce con el nombre de *estaño de escorias*.

Refino.—El metal más puro contenido en el reposador principal, necesita todavía purificarse, y esto se hace introduciendo en la masa leña verde ó carbon húmedo, para producir una ebullicion artificial, con la cual se oxidan los metales extraños, y vienen formando crasas á la superficie. A las tres horas, próximamente, se considera el estaño suficientemente refinado, y se le deja reposar por espacio de otra hora, á fin de que el más puro se separe del más impuro, por orden de sus densidades. Cuando la temperatura ha llegado al punto conveniente se moldea el metal, poniendo aparte los lingotes que proceden del fondo del reposador, que contienen la casi totalidad de los me-

tales extraños que habia en el metal afinado y que se someten de nuevo al afino como si procedieran de la primitiva fusion del mineral.

Aplicaciones.—El estaño al estado metálico y sin alearse con otros metales, tiene pocas aplicaciones, y sólo se usa en forma de hojas muy delgadas para envolver, en lugar de papel, aquellos objetos que se quieren preservar de las influencias atmosféricas, para conservar su estado higrométrico; bien para que no se sequen, si deben tener más humedad de la que existe generalmente en la atmósfera, bien para que no se humedezcan demasiado si deben estar secos.

Bajo la forma de cloruro tiene una aplicacion bastante extensa en la tintorería y en la confeccion de tintas de imprenta.

En combinacion con otros metales, se emplea el estaño para la fabricacion de los llamados *bronces*, que contienen, el destinado antiguamente á la fabricacion de piezas de artillería, 9 á 10 partes de cobre por una de estaño, y el destinado á campanas, 4 ó 5 de cobre por una de estaño. Tambien se fabrica otra clase de bronce aleando cobre, estaño y zinc.

Aleado con el antimonio, ó con el antimonio, el bismuto y el cobre, forma, como ya se ha dicho, el metal británico, el pelitre, etc.

Con el plomo forma las *soldaduras*, aleaciones empleadas para reunir unos con otros los objetos metálicos, y que se funden á mucha menor temperatura que dichos objetos. La soldadura llamada de *plomeros*, consta de dos partes de plomo y una de estaño; la de *vidrieros*, ó soldadura para la hoja de lata, consta de siete partes de plomo y una de estaño; y el estaño mismo, sin más liga, sirve de soldadura para los objetos de latón, y aún algunas veces para los de hierro.

Tambien se emplean las aleaciones de estaño y plomo para la confeccion de vajilla de ínfimo precio, porque se ha observado que la aleacion de ambos metales tiene mayor dureza que ninguno de ellos por sí solo.

Las proporciones de los diversos metales en estas aleaciones, están arregladas por medio de leyes; y en Alemania y en algunos otros países, el mismo nombre de la aleacion indica las proporciones de los componentes: así, se dice liga de 2 libras (2

pfündig), á la aleacion que contiene una parte de plomo por una parte de estaño; liga de 3 libras (3 *pfündig*), á la que tiene 2 de estaño y una de plomo; de 4 libras (4 *pfündig*), á la que tiene 3 de estaño y una de plomo, etc.

El estaño se emplea tambien al estado de amalgama para el azogado de los espejos.

La produccion anual del estaño es de más de 200.000 quintales métricos; la mayor parte procede de Inglaterra y de la India. Sajonia produce 1.300 quintales y Bohemia 500.

El precio del estaño inglés y alemán varía de 342 á 357 pesetas los 100 kilogramos. El de Banca es algo más caro.

Estañado.—La mayor aplicacion del estaño, y en esta se consumen gran cantidad de toneladas, es el *estañado*. La inalterabilidad de este metal en presencia de los ácidos débiles y sometido á las influencias atmosféricas, le hace muy á propósito para la fabricacion de una porcion de utensilios domésticos; y si bien su blandura excesiva imposibilita completamente su empleo por sí sólo para esos objetos, puede servir perfectamente para aplicar una capa delgada sobre aquellos que teniendo resistencia suficiente, serian atacados con facilidad por los agentes químicos, como por ejemplo, el cobre y el hierro.

ESTAÑADO DEL COBRE.—Los utensilios de cocina de cobre estañados que han tenido un empleo casi exclusivo hasta que el hierro ha venido á sustituirlos con una gran ventaja por su mucha mayor baratura, se han ido abandonando y apenas se encuentran ya algunos, á no ser en establecimientos donde se necesitan de muy grandes dimensiones ó en algunos donde aún se conservan como objeto de lujo.

El estañado del cobre se verifica limpiando perfectamente el objeto que se trata de estañar calentándole y pasando por toda su superficie el estaño fundido que se frota fuertemente en las aristas entrantes con estopas. De este modo sólo se obtiene una capa delgada y poco adherente, que se destruye con facilidad. El mejor medio de obtener un buen estañado es emplear una aleacion compuesta de 0,28 de níquel, 0,19 de hierro y 4,54 de estaño que se funde con un poco de borax y de vidrio molido y se aplica como ántes se ha dicho.

ESTAÑADO DEL HIERRO: HOJA DE LATA.—En el día el estañado se

emplea principalmente en objetos de hierro, y muy en especial para constituir sobre chapas de palastro lo que se llama *hoja de lata*, que es una hoja de hierro recubierta por ambas caras de una capa delgada de estaño. También se fabrican objetos de hierro y se estañan después de contruidos; estos objetos se conocen en el comercio con el nombre de hierro batido, y tienen sobre los de hoja de lata la ventaja de estar perfectamente recubiertos de estaño en todas sus juntas.

Para fabricar la hoja de lata, se empieza por limpiar perfectamente las hojas de palastro que se doblan en forma de V y se introducen una después de otra en una tina que contiene ácido clorohídrico de 25° diluido en seis veces su peso de agua; al cabo de cinco ó seis minutos de inmersión, se sacan y se ponen á secar en un horno calentado al rojo oscuro. Después que se han enrojecido, se dejan enfriar al aire y entónces se cubren en su superficie de escamas de óxido férrico que se desprenden con facilidad; se enderezan, se sacuden en paquetes de ocho á diez contra un fuerte trozo de fundición y se pasan por entre dos cilindros laminadores muy duros. Aun después de todo esto presentan las hojas de hierro algunas manchas negras de óxido; se las acaba de limpiar teniéndolas sumergidas diez ó doce horas en agua acidulada con un poco de salvado que se ha dejado en ella durante algunos días, y cuando se sacan, se lavan, primero con agua ligeramente acidulada con ácido sulfúrico, y luego con agua natural, en la cual se dejan hasta el momento de estañarlas, sin temor de que se alteren ni pierdan su limpieza, con tal de que estén todas ellas bien cubiertas de líquido y no expuestas en parte al aire.

La operación del secado de las hojas presenta alguna dificultad, porque si tiene lugar en el aire, se vuelven á oxidar y no se adhiere bien el estaño á su superficie; y no pueden introducirse húmedas en el baño metálico fundido, porque habria pequeñas explosiones que impedirian el trabajo de los obreros lanzando fuera de las calderas el estaño líquido.

La desecación se verifica, según el medio propuesto por Morewood y Rogers, en cajas de hierro cerradas que suelen tener unos dos metros de longitud, medio de anchura y uno de profundidad. En el interior hay unos bastidores también de

hierro, con ranuras en las cuales se pueden colocar las hojas sin que se toquen. Cuando los objetos que se han de secar no son hojas, la disposicion de los bastidores se varia, teniendo en cuenta que no deben estar en contacto unos con otros para que la desecacion se verifique por completo. En la parte inferior de la caja hay un espacio de 15 centímetros á donde no llegan los bastidores y en el cual se coloca una capa de la mitad de la altura de sal amoniaco.

Debajo de la caja, cuando está cargada con los objetos y la sal amoniaco se hace fuego, la sal se evapora y sus vapores arrastran la humedad de las hojas sin dar lugar á que éstas se oxiden, ántes bien, predisponiéndolas á alearse mejor con el estaño.

Preparadas de este modo las hojas ó los objetos, se introducen en una caldera que contiene grasa fundida; se dejan allí una hora y luego se llevan á otra que está llena de una mezcla de partes iguales de estaño comun y de estaño en lágrimas, á la cual se agrega un kilógramo de cobre por cada 70 de estaño, y sobre la que se pone una capa de grasa de 10 centímetros de espesor para que la superficie no se oxide. La temperatura del baño debe ser lo más alta que pueda pero sin llegar á la que determina la inflamacion de la grasa. En esta caldera se colocan las hojas en posicion vertical y deben permanecer en ella durante hora y media para que queden bien estañadas. En cada operacion se ponen por lo comun de 300 á 400 hojas.

Despues de sacarlas de la caldera de estaño se dejan tambien en posicion vertical sobre una rejilla de hierro, á fin de que escurran la mayor parte del estaño sobrante que llevan adherido; pero aún así conservan en su parte inferior y en otros puntos más metal del necesario, y hay que proceder á lo que se llama el *lavado*, que consiste en fundir por medio de una elevacion rápida de temperatura el estaño sobrante ó arrastrarle por medio de baños de grasa. Para el lavado no se emplea más que estaño en lágrimas, que se tiene fundido en una caldera para ir agregándole á los baños conforme se va gastando el que contienen éstos.

La primera caldera de lavado, tiene en su parte superior un tabique vertical que la divide en dos compartimentos, uno

más grande para el lavado, y otro más chico para detener en él las impurezas que pueden venir á la superficie. El óxido de estaño y las crasas que contienen las hojas en atencion á haberse hecho el primer estañado con metal comun, suben pronto á la superficie de la caldera; el obrero levanta el tabique, las recoge hácia el compartimento más pequeño y vuelve á impedir la comunicacion de ambos por la superficie, para que no vuelvan al grande. De tiempo en tiempo se quitan estas crasas y se reemplaza el estaño consumido. Al salir del primer baño de lavado, el obrero cepilla ambos lados de cada hoja con un cepillo de cáñamo á propósito para este objeto, y la vuelve á introducir en el baño para quitar las marcas del cepillo, sacándola inmediatamente y poniéndola á escurrir en una caldera vacía.

De este modo, la superficie general de la plancha queda limpia y sin asperezas; pero se forma en su arista inferior un cordón de estaño que hay necesidad de quitar, lo cual se verifica en otra caldera de muy poco fondo, donde no se introduce más que la parte inferior de las hojas. Cuando el cordón de estaño se ha fundido, se sacan por completo y se las da un golpe ligero, con una varilla para que caiga el metal excedente. En seguida se dejan enfriar y se frotan con salvado para darles más brillo.

Las hojas de lata deben tener su superficie perfectamente recubierta de estaño; si esto no sucede y en algun punto puede llegar al interior la accion del aire húmedo de la atmósfera, la oxidacion del hierro es mucho más rápida que cuando no está estañado, porque el contacto de los dos metales determina una corriente voltáica que aumenta la accion química. Para remediar este inconveniente, si existe, se examinan bien las hojas, y cuando tienen puntos de hierro al descubierto, lo cual se llama estar *picadas*, se someten á un batido que reúne el estaño sobre esos puntos desnudos y evita el inconveniente.

La hoja de lata fabricada con estaño puro, se llama *brillante*; hay otra de calidad inferior llamada *mate*, fabricada del mismo modo con una aleacion de dos partes de plomo y una de estaño.

En el comercio se presentan las hojas de lata en cajas que contienen 100, 200 y 225 hojas. Su precio varía naturalmente en el mercado con el de los metales, la mano de obra, etc. Últimamente se vendían las de 225 de 46 á 54 pesetas.

AZOGUE.

(Lat.) **HIDRARGYRIUM.** (Fr.) **MERCURE.** (Ing.) **MERCURY.** (It.) **MERCURIO.**

(Al.) **QUECKSILBER.**

Propiedades.—Modo de obtenerle en completo estado de pureza.—Menas.—Teoría del beneficio.—Beneficio en aparatos cerrados usando como desulfurante la cal.—Ejemplo del ducado de Dos Puentes.—Beneficio en aparatos abiertos, usando como desulfurante el aire.—Tratamiento en Altwasser; en Almaden; en Idria; en California.—Breve indicacion del sistema Pellet.—Aplicaciones.

El azogue tiene por equivalente 100. Es el único metal líquido á la temperatura ordinaria: su color es blanco de plata y posee un brillo sumamente notable. A -40° centígrados se solidifica, y en estado sólido es dúctil y maleable próximamente como el plomo y el estaño, y cristaliza en octaedros. Cuando se aplica sobre la piel el azogue sólido, produce la impresion de una quemadura. Su densidad en estado líquido á 0° C. de temperatura, es 13,59; en estado sólido llega á 14,39. Hierve á 250° , y emite vapores sensibles desde la temperatura de 20 á 25° .

La circunstancia más notable que presentan estos vapores, es la de ser una excepcion á la regla general de los fluidos aeriformes, que tienden siempre á ocupar mayor espacio. Si se coloca dentro de un frasco un poco de azogue y se suspende de su boca una laminita de oro que no llegue á la superficie del metal, abandonando el todo á un calor moderado por espacio de algun tiempo, se apercibe la lámina de oro blanqueada por el vapor de azogue sólo en la parte inferior, mientras el resto sigue con su color amarillo característico; lo cual prueba que los vapores mer-

curiales no existen sino en la parte inferior del frasco. Sin embargo, este fenómeno no es el solo de esta especie que se produce, observándose uno análogo en la gruta llamada *del Perro*.

El azogue ejerce una accion deletérea, aunque lenta, sobre la economía animal, produciendo un temblor nervioso y un tialismo en los obreros que están constantemente expuestos á sus vapores. La ebullicion prolongada del azogue le convierte en óxido rojo, que sobrenada en el baño metálico, y que se llama, por la propiedad de formarse por la sola ebullicion en el aire, precipitado *per se*.

La accion del aire húmedo oxida tambien algun tanto el azogue, y el óxido formado se disuelve en la masa metálica, comunicándola la propiedad, que no tiene cuando está pura, de mojar el vidrio.

El ácido nítrico ataca al azogue en frio y en caliente; en el primer caso, se forma nitrato mercurioso, y en el segundo nitrato mercúrico.

El ácido sulfúrico sólo le disuelve concentrado y caliente: el ácido clorohídrico apénas le ataca.

Purificacion. — La mayor parte del azogue que se encuentra en el comercio, no es puro; contiene, ademas del óxido disuelto, plomo, estaño, zinc, bismuto, cobre y plata; para purificarse se puede destilar con cuidado en una de las botellas de hierro que sirven para trasportarle, atornillando en su boca un cañon de fusil encorbado que sirva de tubo de desprendimiento; ó se le puede hacer digerir por algun tiempo con ácido nítrico diluido, que ataca al azogue convirtiéndole nitrato mercurioso: éste se descompone en presencia de las impurezas que el metal contenia, se precipita azogue, y los metales extraños quedan sobrenadando en el baño metálico convertidos en nitratos.

Cuando sólo está impurificado por el óxido mercurioso disuelto, se puede purificar fácilmente, haciendo rodar sobre su superficie un tubo grueso de vidrio, bien seco, al cual se adhieren, bajo la forma de películas grises, las porciones de azogue que contienen óxido.

Menas. — La naturaleza presenta el azogue al estado nativo y en combinacion con el azufre formando el cinabrio. Los demas

minerales que le contienen no se pueden considerar como menas por su escasez.

El *azogue nativo* se presenta generalmente en un gran estado de pureza, y en algunas ocasiones en grandes cantidades: en el año 1835 se presentó en unos trabajos de las minas de Almadenejos, un surtidor que no dejó de dar azogue durante algunas semanas, produciendo unos 250 kilogramos de metal. Esta mena, sin embargo, es poco abundante.

El *cinabrio* es la mena casi exclusiva de azogue, y por lo tanto es la que se beneficia en todas partes. Es el sulfuro mercuríco, cuya fórmula puede expresarse HgS , y contiene, cuando está puro, 84,5 por 100 de metal.

En España se encuentra esta mena en gran abundancia en las minas de Almaden, donde se halla impregnando unas capas de arenisca: en América existe tambien un criadero notable en las minas de Nueva-Almaden en California, en filones con gangas de caliza y hierro espático, en terrenos de pórfido; en la provincia de Iliria, en Austria, se encuentra diseminado en una pizarra betuminosa, y en el ducado de Dos Puentes, en Baviera, impregnando, como en Almaden, algunas areniscas.

Hay tambien criaderos, aunque de menor importancia, en España, en Miéres (Astúrias), y en algunos otros puntos del extranjero.

Tambien se presenta á veces el cinabrio, acompañando á otros minerales, y puede beneficiarse como producto secundario; esto sucede en Altwasser, en Hungría, donde acompaña á cobres grises, y se obtiene como producto de la calcinacion de los mismos.

Teoría del beneficio.—Del mineral en que el azogue se encuentra nativo, se puede extraer fácilmente por un simple lavado; para extraerle del cinabrio hay necesidad de someterle á una calcinacion, haciendo intervenir un agente desulfurante. Si éste es la cal ó el hierro, se forman sulfuro cálcico ó sulfuro ferroso, y el azogue se desprende al estado de vapor, condensándose luego en aparatos apropiados; si el desulfurante es el aire, se forman ácido sulfuroso y vapor de azogue; el último se condensa, y el primero se escapa á la atmósfera.

Por sencilla que sea esta teoría, el beneficio del azogue pre-

senta en la práctica serias dificultades por lo que toca á la condensacion de los vapores mercuriales; dificultad que ha tratado de vencerse por muchos medios, sin que hasta el presente se haya encontrado uno verdaderamente satisfactorio. Unas veces se ha tratado de condensarlos dividiendo mucho la corriente gaseosa por medio de cañerías de barro que, hallándose rodeadas de una gran cantidad de aire, y teniendo poco diámetro permiten bastante bien el enfriamiento; otras, se los ha llevado á cámaras, que recorrian formando zig-zag, y en las que algunas veces se hacia caer cierta cantidad de agua que contribuia á enfriarlos; otras se los ha hecho atravesar por tubos sumergidos en estanques ó refrescados por un aparato de lluvia; otras se les ha hecho atravesar por capas de agua constantemente renovadas, etc.

La presencia del vapor de agua en los condensadores, es reconocidamente perjudicial para la condensacion del azogue; y por esta razon en algunos establecimientos se proscribe por completo el agua en la parte interior de los aparatos; pero en otros, suponiendo que la accion del agua en estado líquido no puede ser la misma, se usa con bastante buen éxito este medio de condensacion.

La circunstancia indicada al principio de que el metal emite vapores sensibles á todas temperaturas, hace presumir que en aquellos aparatos en que la corriente es natural, la elevada temperatura de los gases, al salir por la chimenea, ha de hacer que arrastren una gran cantidad de azogue; pero en algunos de ellos, no obstante lo que indica la teoría relativamente al movimiento de los gases en la chimenea, la temperatura de la salida es tal, que se puede mantener perfectamente la mano en el interior de ella: y en este caso se comprende que pueda saturarse el aire con una cortísima cantidad de azogue en vapor, y disminuirse mucho las pérdidas. Lo que parece un poco difícil de explicar, es el tiro que se verifica en los aparatos, con la pequeña diferencia de temperaturas que existe entre el aire ambiente y los productos de la combustion y la destilacion; pero acaso podria explicarse, porque una vez iniciada la corriente en las primeras horas, por una diferencia mucho mayor de temperatura, continúa luego de un modo muy lento, á semejanza de la ventila-

cion natural que se produce en las minas que tienen con la atmósfera dos comunicaciones á distintas alturas, manteniendo, sin embargo, la combustion del azufre, elemento mucho más combustible que el carbon.

Sea cualquiera la explicacion que se busque para el fenómeno, siempre será cierto el hecho de que en los hornos antiguos de Almaden los productos de la combustion y la destilacion, despues de haber atravesado los aparatos, salen á la atmósfera casi frios, y que la condensacion se verifica en tan buenas condiciones, que, segun una memoria escrita por el Sr. Monasterio despues de los estudios hechos en aquel establecimiento con motivo de los ensayos del *Sistema Pellet* (1), la pérdida de azogue no pasa del 7 por 100 del contenido en las menas, cuando en los demas establecimientos asciende á más del triple, y hasta en algunos á más del quintuplo de esta cantidad.

Los estudios del Sr. Monasterio han sido confirmados despues en lo relativo á la excelencia de los condensadores basados en la subdivision de la corriente en cañerías expuestas al aire, por el Sr. Escosura, cuyos trabajos es sensible que aún no se hayan publicado.

MÉTODOS DE TRATAMIENTO.

En las diversas localidades en que se beneficia el azogue, se hace uso de uno ó de otro de los procedimientos de desulfuracion, bien con la cal, bien con el aire atmosférico; aunque más generalmente del segundo, en razon á que la mano de obra sube mucho en el otro, y recayendo los gastos sobre un mineral de poca riqueza, hacen que salga el metal á un precio muy alto.

Las principales fábricas de azogue están en nuestro país en Almaden, en cuyo establecimiento se están introduciendo en este momento importantísimas mejoras, bajo la direccion del

(1) Memoria presentada al Excmo. Sr. Ministro de Hacienda por el Inspector general de Minas, D. José de Monasterio y Correa, sobre el ensayo comparativo del sistema de destilacion de los minerales de mercurio, propuesto por el ingeniero francés Mr. Emile Pellet, con relacion al que sigue en Almaden, en los hornos llamados de *Idria*.—Madrid, 1870.

señor Monasterio; en San Francisco de California; en Idria; y en el ducado de Dos Puentes (reino de Baviera).

Tratamiento del cinabrio usando como desulfurante la cal.—MÉTODO DEL DUCADO DE DOS PUENTES.—El criadero consiste en masas de arenisca impregnadas de cinabrio y diseminadas en el terreno carbonífero; y las menas, que son muy pobres generalmente, se introducen despues de lavadas en unas retor-

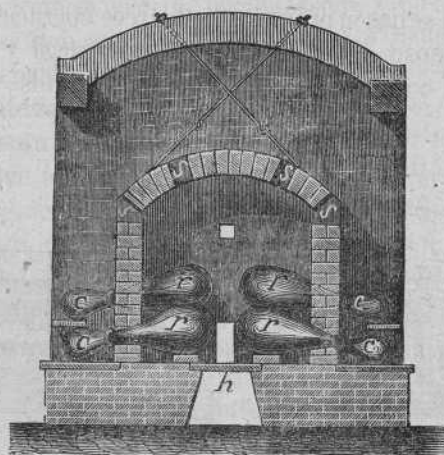


Fig. 21.

tas de fundicion, que se colocan en dos filas superpuestas dentro de un horno de los llamados de galería.

El aparato está representado en la figura 21 en corte trasversal. Cada horno contiene por lo comun de 40 á 60 retortas *rr* colocadas con una inclinacion de 8° hácia la parte de afuera; en la bóveda del horno hay de trecho en trecho orificios *ss* que dan salida á los productos de la combustion y la rejilla *h* ocupa todo el largo. La longitud de las retortas es próximamente de unos 80 centímetros y su mayor diámetro de 39. Cada una recibe una carga de 18 kilogramos de mineral mezclados con 4 de caliza. La boca de las retortas está en comunicacion con unos recipientes *c* de barro cocido, que tienen 32 centímetros de largo y 18 de diámetro, cuidadosamente enlodados al cuello de las retortas y en los cuales hay cierta cantidad de agua.

Cargados los hornos segun se ha dicho y enlodados los recipientes, se da un fuego vivo por espacio de seis horas, durante las cuales se mantiene la temperatura al rojo. Pasado este tiempo se cesa de añadir en el hogar hulla, que es el combustible empleado, y cuando el horno está frio se quitan los recipientes y se agita el agua que contienen con objeto de reunir en el fondo todo el azogue: despues se reúne el de todos los recipientes, se agita con cal viva para purificarle y se envasa.

Cada semana se hacen próximamente trece operaciones, lo cual indica cuán penoso debe ser el trabajo de carga y descarga y cuánto tiempo consume el enfrio de los aparatos, puesto que

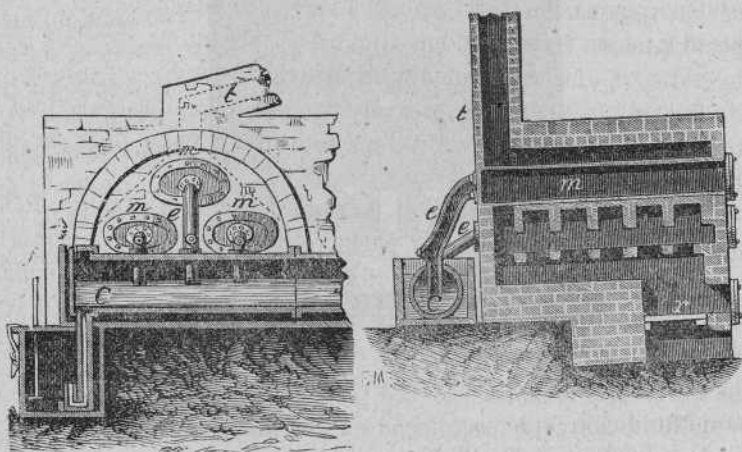


Fig. 22.

el empleado en estas operaciones excede del que se tarda en la destilacion propiamente dicha. El consumo de combustible es de 48 partes de hulla por 100 de mineral tratado; y como no se obtiene más que 2 por 100 próximamente de azogue, resulta un consumo de 27 partes de hulla por cada una de azogue obtenido. Las pérdidas de metal son pequeñas.

Una compañía inglesa ha establecido en Obermoschel un establecimiento donde el azogue se beneficia por el mismo sistema, pero en el cual se han perfeccionado notablemente los aparatos, á fin de tratar mayor cantidad de mena de una vez y

de disminuir algo, por consiguiente, los gastos de mano de obra. El aparato está representado en la figura 22. A las retortas han sustituido muflas de hierro *mm* de 2^m,20 de largo por 55 centímetros de ancho y 20 de alto. Hay tres sobre cada hogar y el horno completo contiene tres hogares cuyos humos se reúnen por medio de tragantes inclinados *t* en una chimenea central. La parte posterior de las muflas es movable y sirve para hacer la carga del mineral y la descarga de los residuos: se une á la retorta por medio de bridas y tornillos y en cada operacion se enloda cuidadosamente para evitar que escapen por aquella parte los vapores. En la parte anterior, que es fija, tienen las muflas un orificio de 10 centímetros de diámetro, al cual se adapta un tubo encorbado *e* que se introduce por la parte inferior en el condensador. A cierta altura tienen todos los tubos de desprendimiento un orificio, cerrado con un tornillo durante la operacion, por el cual pueden quitarse las obstrucciones si existen, introduciendo una varilla delgada de hierro.

La disposicion del hogar es tal, que la llama que se produce en la rejilla *r* colocada en la parte posterior, se eleva primero por el centro rodeando la mufla superior, descende despues por los lados de las inferiores y va por fin á la chimenea. Para evitar la accion directa de los gases de la combustion sobre la primera mufla, se reviste ésta por debajo con ladrillos refractarios.

El condensador lo constituye un tubo de fundicion *C* que corre á lo largo de todo el horno y que tiene 6^m,50 de longitud y 50 centímetros de diámetro. Está lleno de agua hasta la mitad y ligeramente inclinado hácia uno de sus extremos, á fin de que el azogue condensado corra á este punto y se reuna en una pila perfectamente cerrada, y provista de un flotador *f* que indica por medio de una graduacion la cantidad de metal que contiene. Los tubos de desprendimiento de las muflas se introducen dos ó tres centímetros en el agua del condensador, y los productos gaseosos no condensables salen á la atmósfera al través de una válvula hidráulica colocada en la extremidad más baja del mismo.

Este aparato, cuyo precio es bastante módico, puesto que no

pasa de 5.000 á 6.000 pesetas, presenta notables ventajas sobre el descrito anteriormente, sobre todo por la rapidez con que pueden hacerse las operaciones, puesto que, pudiendo sacarse los residuos con rastros cuando aún están calientes, no hay necesidad de dejar enfriar el horno entre una y otra. Para hacer completamente económico este aparato, es preciso procurar introducir en las muflas, ántes de descargarlas, una corriente de aire que siga la direccion que ántes llevaban los vapores y atraviase el condensador arrastrando consigo la atmósfera de vapor mercurial que las llenaba, y que de otro modo, ó saldría por la parte posterior si se abrian estando aún calientes, ó se condensaría sobre los residuos si se dejaba enfriar, siendo perdida en uno y en otro caso. Satisfecha esta condicion, sólo quedaria en el procedimiento el inconveniente del coste de la mano de obra; pero como medio de verificar la destilacion y la condensacion del azogue, seria el más perfecto de todos.

La carga de cada mufla es de 250 kilogramos de mena; es decir, que cada carga total del horno lleva 2.250 kilogramos, que se destilan en tres horas, mientras que en el otro sistema se tardaban seis horas en destilar la misma cantidad próximamente, invirtiéndose luego otro tanto tiempo en dejar que se enfriara el aparato. En cada semana se tratan, por consiguiente, por este último sistema, 112.000 kilogramos de mena, mientras que por el anterior sólo se trataban unos 14.000; es decir, que casi se beneficia diez veces más mineral, resultando no sólo una gran economía de tiempo, sino una muy notable de combustible, puesto que no hay necesidad de esperar á que se enfrie el horno para comenzar otra operacion.

Un sistema muy semejante al últimamente indicado se emplea en Idria para el tratamiento de las menas y de los productos muy ricos en azogue, como, por ejemplo, los polvos obtenidos en la destilacion en hornos. En cada compartimento no hay más que dos muflas en lugar de tres, colocadas una á cada lado de un hogar central. Los productos de la combustion rodean perfectamente las muflas que no apoyan en los muros en toda su longitud, sino en pequeños muretes que dejan entrar la llama por debajo. Cada horno tiene dos hogares, y por consiguiente, cuatro muflas; y el condensador, en vez de estar formado por

un solo tubo, está constituido por dos que forman ángulo en forma de *V* muy abierta. En el vértice de este ángulo hay un depósito donde se reúne el azogue, provisto de un flotador para indicar el nivel á que el metal se encuentra. Los tubos no contienen agua, como no la contienen nunca los aparatos de esta localidad por la razon ántes indicada; pero están introducidos en un cajon lleno de ella, y en el cual se renueva á menudo para que no llegue á calentarse. Los productos no condensables escapan por un tubo colocado entre los dos de desprendimiento, con una válvula en su final, para que no salgan sino con cierta presion, facilitando así la condensacion del azogue. En la parte posterior de los hornos, hay unos planos inclinados de fundicion de hierro, que cuando los residuos se sacan de las muflas, los separan del muro del horno y los hacen caer sobre unos wagoncillos de hierro, que los conducen por un ferro-carril al vertedero.

Como, segun se ha dicho, no se tratan en estos aparatos más que menas muy ricas, el gasto de mano de obra se hace ménos sensible y la condensacion se verifica más completamente que en ningun otro sistema.

Tratamiento del cinabrio, usando como desulfurante el aire atmosférico.—METODO DE ALTWASSER.—En la generalidad de los establecimientos donde se beneficia el azogue, se usa como desulfurante el aire atmosférico. En Altwasser (Hungria) se benefician cobres grises que contienen alguna cantidad de azogue (desde $\frac{1}{2}$ hasta 17 por 100) y este metal se obtiene como producto secundario de la calcinacion. Los aparatos en que la calcinacion se verifica, son plazas muradas que tienen 13 metros próximamente de largo, por 6 de ancho y 1^m,40 de alto, y pueden contener 102.000 kilógramos de mena. A 20 centímetros del suelo hay practicados orificios que permiten la entrada del aire, y cuya seccion es de 15 centímetros de alto por 30 de ancho.

Las menas se colocan en estas plazas segun su riqueza y su tamaño, del modo siguiente: La parte baja, desde el suelo hasta el nivel de los orificios para la entrada del aire, se llena con los trozos más menudos, y encima se ponen los que han sufrido ya una calcinacion, pero que aún contienen azogue. Sobre am-

bas capas se coloca el combustible, que es una mezcla de leña y carbon de piedra: encima otra capa de 10 á 12 centímetros del mineral que sirvió de cubierta en la operacion anterior, y que es el ménos atacado por el fuego; y por último, el mineral que se va á calcinar poniendo el más rico en una faja de 60 centímetros de ancho y 20 de alto todo alrededor del muro, y el más pobre en el centro. La totalidad del monton se cubre con menas ricas ó medianas, dándole la forma de una pirámide truncada, de modo que puedan atravesarle los gases. Se da fuego al combustible, y cuando la temperatura es la conveniente, el cinabrio se trasforma en ácido sulfuroso y vapor de azogue que se condensa en las capas altas del monton, que son naturalmente las más frias. Cuando en algun sitio de la superficie la temperatura se eleva hasta el punto de que sean de temer pérdidas por la volatilizacion del azogue, se arroja sobre él mena fria y por este medio se consigue tener siempre la parte superior del monton en disposicion de condensar los vapores.

Al cabo de tres semanas la operacion se da por terminada; se reúnen cuidadosamente las capas altas del monton donde en mezcla con las menas se encuentra el azogue diseminado en pequeños glóbulos, se ponen sobre cribas y se lavan en cubas á propósito, con agua; el azogue pasa al través de la criba con la parte más fina de las menas, y despues se separa de ésta facilmente por el lavado. Las menas completamente calcinadas se destinan al trabajo por cobre y por plata; las que aún contienen algun azogue sufren una nueva calcinacion.

No obstante de ser este método muy imperfecto, porque la condensacion no puede hacerse bien en las condiciones en que tiene lugar, se aprovecha una gran cantidad del azogue que las menas contienen. Segun Bruno Kerl (1), en el año 1851 se obtuvieron en Altwasser de 32.494 quintales de mena, que segun el ensayo contenian 498 quintales y 91,5 libras sajonas (23.449 kilogramos), 436,5 quintales, (20.516 kilogramos); es decir, que sólo se perdió el 12,5 por 100. El consumo de combustible

(1) *Handbuch der metallurgischen Hüttenkunde*.—Tomo II, pág. 292.

es de 1 metro cúbico de carbon de piedra y 4 de leña por cada 10 toneladas métricas de mineral tratado.

MÉTODO DE ALMADEN.—El criadero de azogue de Almaden, explotado por los romanos desde más de siete siglos ántes de la Era Cristiana, y el principal de cuantos se conocen en el mundo, consiste segun se ha dicho en la página 144, en unas capas de arenisca fuertemente impregnadas de cinabrio, correspondientes al terreno siluriano, y cuya caja son en parte otras capas de areniscas y de pizarras estériles, y en parte una roca brechiforme llamada en el país *piedra fraileasca* por su color gris y su aspecto semejante al del hábito que usaban los frailes de San Francisco.

La riqueza en azogue de estas menas es sumamente variable, como es fácil de comprender, segun que se hallan más ó ménos impregnadas del cinabrio: algunas, de la variedad que en la localidad se llama *metal*, contienen hasta 48 ó 50 por 100; otras no pasan del 12 y algunas no llegan ni al 5.

La preparacion mecánica consiste en un sencillo rastreo y monda á mano, por la cual se dividen en cuatro clases. 1.^a Superior ó *metal*, que consiste en arenisca fuertemente impregnada de cinabrio. 2.^a Mediano *china* ó *requiebro* que consiste en trozos ménos puros y ricos, cuyo tamaño no pasa regularmente de 5 centímetros cúbicos. 3.^a *Solera pobre* ó *solera negra* que consiste en arenisca que sólo tiene algunas pintas de mineral. 4.^a y última. Menudos de todas estas clases que se conocen con el nombre de *baciscos*, y que se separan en dos porciones una de los trozos mayores de 2 ó 2,5 centímetros cúbicos que se mezclan así en las cargas y otra de los más pequeños que se destinan á la confeccion de unos adoves de forma piramidal truncada, que probablemente en su origen tendrian la esférica, y á que se da el nombre de *bolas de baciscos*.

Despues de apartado el mineral en estas cuatro clases y colocado en la proximidad de los hornos, se reduce el metal á trozos más pequeños, por medio de *porras* y de martillos; las primeras tienen el peso de 27 libras y sirven para romper los pedazos más gruesos: los segundos no pesan más que cuatro ó cinco libras, tienen un mango largo y flexible, y se destinan á la trituracion de los trozos más pequeños, hasta reducirlos á un ta-

maño de 30 ó 40 centímetros cúbicos que es el oportuno para que obre bien el fuego sobre toda su masa.

El sistema seguido para la destilacion, es el de hacer intervenir como desulfurante el aire atmosférico. Los hornos llamados de Bustamente ó *de aludeles*, están siempre pareados (*Figura 23*), y consisten en una capacidad cilíndrica dividida en dos

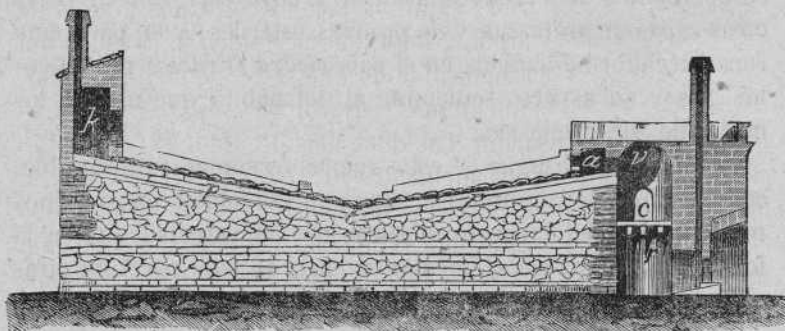


Fig. 23.

partes por unos arcos de ladrillo *r* que sirven para sostener la carga y que se llaman *red*. La altura del vaso desde estos arcos hasta el nivel de las ventanillas laterales por donde salen los vapores, es de 2 metros próximamente, y el diámetro un poco menor. La mitad inferior del vaso que hace el oficio de hogar y cenicero, tiene una puerta que se llama el *atizadero* y está en comunicacion tambien con una chimenea por la cual se verifica en parte el tiro, impidiendo así que los gases que puedan escapar del horno á través de la red, influyan perjudicialmente sobre la salud de los obreros. El compartimento superior tiene una puerta *c* por encima de la red que sirve para la carga y ademas unas aberturas que comunican con dos espacios murados *a* llamados *arquetas*, cada uno de los cuales tiene seis ventanillas en relacion con otras tantas filas de *aludeles*, que forman el aparato de condensacion. La parte superior del horno es un hemisferio, y en el punto culminante hay otro orificio *v* que se llama *válvula* que sirve para terminar la carga y que se cierra durante la destilacion con una chapa de palastro.

El aparato de condensacion lo forman las doce filas de *caños* ó *aludeles* que salen de las dos arquetas. Cada aludel es un tubo de barro de la forma indicada en la figura 24, que tiene 40 á 42 centímetros de longitud, 20 á 22 de diámetro en la panza y 10 ó 12 en el extremo más delgado. En la panza tienen parte



Fig. 24.

de ellos un orificio *o* de 2 á 4 milímetros de diámetro, que se coloca en la parte inferior, y que va tapado con unos granos de arena gruesa, que permitiendo la salida del azogue líquido que se reúne en aquel sitio, dificultan el paso de los vapores y contribuyen á la condensación. Las doce filas de aludeles van colocadas sobre dos planos inclinados *pp* (Fig. 23), el primero de los cuales se llama *cabeza* ó *primer medio plan* y el segundo *rabera* ó *segundo medio plan*. Cada fila contiene por término medio 45 aludeles. La línea *t* de interseccion de los dos planos no es horizontal, sino un poco inclinada hácia uno de sus extremos para que el azogue que sale por los orificios de los aludeles y baja á ella por los planos inclinados, corra á un recipiente colocado en la parte más baja. En la parte superior del plano de *rabera* hay otras cámaras *k* llamadas *camaretas*, sobre las cuales existen dos chimeneas para promover el tiro. Sólo los aludeles del primer plano tienen el orificio *o*; los correspondientes á la rabera no le tienen y generalmente se descuida bastante la colocacion de los granos de arena de que ántes se ha hecho mérito dejando los agujeros abiertos.

La carga de cada horno consiste en 90 á 100 quintales métricos de mineral mezclado de todas clases, sin hacer un peso especial de cada una, variando las proporciones segun las existencias y graduando el peso de cada clase á ojo. Por regla general se ponen las proporciones siguientes: metal, 80 quintales métricos; china, 45; solera pobre, 14, y unas 150 bolas de baccos que llenan el espacio superior del horno y cuyo peso no llega á 20 quintales. Toda esta carga insiste sobre una especie de bóveda hecha con trozos de mineral casi estéril (1) y cuyo obje-

(1) Hace algunos años, la bóveda se construía con piedra de cantera completamente estéril; pero en atencion á que el arranque de ésta cos-

to es, por una parte distribuir mejor la presión de la carga sobre la red, y por otra dividir la llama evitando que la elevación brusca de temperatura de los trozos más bajos de mena, antes de establecerse bien el tiro, pudiera ocasionar salidas de vapor de azogue por el atizador y causar enfermedades á los obreros.

La primera capa de mena colocada sobre la referida bóveda, es la solera pobre, que ocupa una altura de 28 á 30 centímetros en el horno; inmediatamente despues se coloca parte de la china, que ocupa de 30 á 35 centímetros de altura; encima el metal que forma una capa de 55 á 60; despues, el resto de la china en unos 35 á 40 centímetros y por último las bolas. Conforme se va elevando la carga, se va tabicando con ladrillos la puerta *c* del cargadero, y cuando se ha llegado á cerrarla por completo se termina la carga por la válvula. Cargado ya el horno, se tapan con cuidado todas las juntas con una mezcla de ceniza y agua llamada *cernada* y se enciende en el hogar una carga de monte bajo.

Durante ocho horas ú ocho y media se continúa introduciendo en el hogar combustible, y en este tiempo se consumen unas 20 á 30 cargas que representan de 13 á 20 quintales métricos. En este tiempo, que llaman en la localidad período de *fuego*, el cinabrio contenido en el mineral ha empezado á destilarse; su vapor se descompone, el azufre se convierte en ácido sulfuroso y produce la temperatura bastante para que siga produciéndose la descomposicion y ardiendo el azufre por espacio de otras cuarenta horas que se denominan período de *brasa* y durante las cuales se termina la destilacion. En las veinticuatro horas siguientes, que constituyen el período de *enfrio*, se abre la válvula, se limpia el hogar, se recoge y se cierne la ceniza para hacer la cernada, etc. Estos tres dias forman el período de una *cochura* ó *vuelta*. Cuando han terminado, y generalmente de madrugada, se descarga el horno y se vuelve á cargar con las menas que ya se encontraban á su inmediacion. En estas operaciones se invierten de dos horas á dos y media. La carga

taba caro y que se acumulaba en la fábrica ó cerco gran cantidad de solera pobre que se producía necesariamente en la mina, se suprimió aquella, empleándose la solera pobre con el mismo objeto.

y descarga se hacen por contrata, y para el cuidado del hogar durante la cochura hay dos operarios llamados *cochureros*.

Cada mes, ó lo que es lo mismo, cada diez cochuras, se hace una limpia de los aludeles colocados en el primer medio plan, desenchufándolos y sacudiéndolos contra el piso para que caigan en él el azogue y los hollines que pudieran tener adheridos: esta operación se verifica cada dos meses con todos los aludeles y al fin de cada campaña se limpian también las camaretas. La limpia de los aludeles se llama *levante* cuando sólo es de la mitad, y *levante general* cuando es de todos. Un levante parcial dura cuatro á cinco horas y se emplean en él cuatro ó seis muchachos. El general, hecho por el mismo número de obreros, dura tres días.

Los hollines que se recogen en estos levantes y que tienen una composición muy complicada, sufren un batido sobre unos planos inclinados de piedra con rodillos provistos de agujeros, á cuya operación se llama *batir las cabezas*; y el azogue que contenian, mecánicamente interpuesto, se recoge en una piletta que existe en la parte inferior del referido plano. Los residuos se unen con los polvos del mineral que se producen al trocearle y se destinan á la confección de bolas de baciscos.

En cuanto al azogue, se recoge de las piletas en valdeses, y se lleva al almacén, donde se envasa en frascos de hierro de forma cilíndrica, con tapon que entra á tornillo, cada uno de los cuales contiene 33 kilogramos de metal, y pesa lleno próximamente 44 kilogramos.

A fines del siglo pasado se introdujeron en Almadén otra clase de aparatos para beneficiar el azogue, importados del establecimiento de Idria, en Austria, por el Sr. D. Diego Larrañaga, que á la sazón era Director de aquellas minas.

El vaso donde se verifica la volatilización del cinabrio, es exactamente de la misma forma que el de los hornos de Bustamante; pero sus dimensiones son bastante mayores. El diámetro es de 2^m,90 y la altura de 2^m,75, lo cual da un volumen algo más que doble del de los hornos de Bustamante. Las dos arquetas de estos hornos, que están diametralmente opuestas, en vez de comunicar con las doce filas de aludeles, dan paso á dos series de cámaras, seis por cada lado, que, comunicando alternativa-

mente por arriba y por abajo, obligan á la corriente gaseosa á recorrer un zig-zag, saliendo al fin á la atmósfera por la parte superior de la última cámara, donde hay colocada otra que termina en una pequeña chimenea. La figura 25 manifiesta la disposicion de estos hornos. *V*, es el vaso; *r*, la red; *a*, las arquetas, y *c* las cámaras de condensacion. Estas tienen una altura

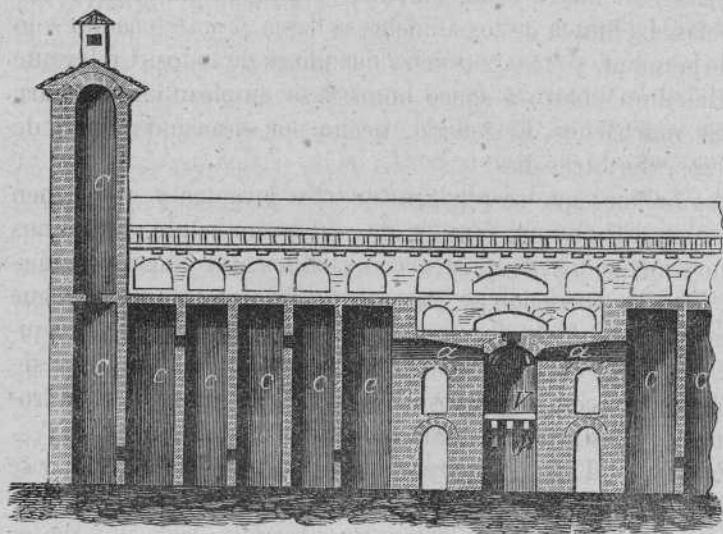


Fig. 25.

de 9^m,50, próximamente, por 2^m,25 de ancho, y 3^m,25 de largo. El piso de las tres primeras de cada lado tiene la forma de una pirámide cuadrangular invertida; y el azogue que se reúne en el vértice sale á una arqueta exterior resguardada con una tapa para impedir que se pueda sustraer de ella. El piso de las tres últimas es casi plano y tiene la pileta en el centro. Las cámaras tienen en la parte inferior puertas por las cuales se puede penetrar en ellas, y que están cerradas con hojas de madera que se enlodan cuidadosamente durante la operacion. En la parte superior de las cámaras, y correspondiendo á las puertas, hay unas ventanas, provistas tambien de sus correspondientes

hojas, que deben abrirse durante el período de enfrio; pero que generalmente se mantienen cerradas.

La carga se verifica en estos hornos del mismo modo que en los hornos de Bustamante, pero como su volúmen es más del doble, segun se ha dicho, es bastante mayor la cantidad de menas beneficiables que se introduce en ellos para cada cochura. Así es que se ponen 34,5 quintales métricos de solera pobre, 46 de metal, 115 de china y 51,75 de baciscos, que representan unas 450 bolas.

El período de fuego en los hornos de cámaras, que se llaman en Almaden *hornos de Idria*, recordando la localidad de que fueron importados, dura algo más que en los de Bustamante, pero no pasa de diez á once horas, en las cuales se consumen 50 á 60 cargas (30 á 40 quintales métricos) de monte bajo. Los otros dos períodos de *brasa* y de *enfrio* duran próximamente doble que en los hornos de aludeles, de manera que la vuelta ó cochura que en éstos tiene lugar en tres días, necesita seis en los de cámaras. En el quinto día de la cochura, ó sea en el primero de los del período de enfrio y con objeto de facilitar éste, se abren, no sólo la válvula de los hornos, sino tambien las puertas de todas las cámaras, y en el sexto día se limpian los suelos de las tres primeras. Los de las tres últimas de cada lado y las paredes y bóvedas de todas las cámaras, no se barren más que una vez al fin de cada campaña.

Esta dura en Almaden unos siete meses y durante este tiempo se hacen setenta cochuras en los hornos de aludeles y veintiocho en los de Idria.

En diferentes ocasiones se han hecho ensayos comparativos entre los hornos de Idria y los hornos de Bustamante; y á decir verdad, no siempre los resultados han favorecido á los primeros; hay, sin embargo, unos ensayos muy detenidos hechos por el ilustrado y laboriosísimo ingeniero del cuerpo y antiguo Director de la Escuela, D. Policarpo Cia, de los que resulta que en los hornos de Idria daban los minerales un 3 por 100 de azogue más que en los antiguos, que el precio de la mano de obra estaba en la relacion de 1 á cerca de 1,5, comparando el de los hornos de Idria con el de los antiguos, para igual cantidad de mineral tratado; y por último, que el consumo de combustible

en los hornos de aludeles, era un 10 por 100 más que en los otros.

Sin embargo, á juzgar por los datos oficiales de la contaduría de las minas, el rendimiento en los hornos de Idria es casi siempre menor que el de los hornos de Bustamante; de manera que el resultado que se obtuvo en los ensayos de que ántes se ha hecho merito, pudo depender de circunstancias bien ajenas á la mejor ó peor disposicion de los aparatos y ser completamente independiente del esmero y de la inteligencia con que aquellos se llevaron á cabo.

Es, con efecto, muy atendible la circunstancia de que en el establecimiento de donde se copiaron los hornos de cámaras, los han abandonado por completo, hasta el punto de demolerlos para beneficiar el azogue de que estaban impregnados sus muros, al paso que continúan valiéndose de otros, que si no son enteramente iguales á los de aludeles, tienen con estos la analogía de que los vapores de azogue siguen unos conductos relativamente estrechos y de paredes delgadas, en los cuales parece que debe verificarse la condensacion más completamente que en unas cámaras, cuya seccion transversal es de más de 7 metros cuadrados, y en las cuales la accion refrigerante de la atmósfera debe ejercerse con mucha mayor dificultad.

Tambien han dado resultados favorables á los hornos de aludeles los estudios hechos recientemente por los Sres. Escosura y Botella, con motivo del segundo ensayo del procedimiento de Mr. Pellet, pues parece que la pérdida de azogue en ellos es mucho más pequeña de lo que ordinariamente se ha creído. Falta, sin embargo, hacer estudios más detenidos durante un período largo de tiempo sobre menas de riqueza conocida, para poder deducir con certeza las pérdidas á que dan lugar.

El precio á que resulta la destilacion de cada quintal métrico de azogue en Almaden, segun los datos económicos del quinquenio de 1851-55, es de 12,14 pesetas por término medio.

Mayores detalles económicos acerca de todos los puntos relativos, no sólo al beneficio, sino tambien á la explotacion de las minas de Almaden, pueden hallarse en una extensa y luminosa Memoria escrita por los ingenieros D. Fernando Bernaldez y don Ramon Rua Figüeroa, y publicada de R. O. en Madrid en 1861.

MÉTODO DE IDRIA (1).—La mena que se beneficia en el establecimiento de Idria (provincia de Iliria, Austria), es, como ya se ha dicho, el cinabrio que impregna unas pizarras y conglomerados calizos, correspondientes probablemente al terreno triásico, si bien esta cuestion no ha podido decidirse por completo, atendida la escasez de fósiles. En las pizarras es donde se presenta la mayor riqueza de azogue: son generalmente betuminosas, y contienen una sustancia particular, á la cual se ha dado el nombre de *Idrialina*, que por su propiedad de inflamarse espontáneamente, ha ocasionado ya dos incendios en la mina; uno en 1803, á consecuencia del cual fue preciso inundarla, y se tardó más de seis meses en poderla volver á trabajar; y otro en 1836, de menor consideracion, pero tambien importante. Esta sustancia, cuyo análisis se ha hecho por Liebig, Dumas y Schröter, está compuesta de 5,16 de hidrógeno y 94,84 de carbono, y puede formularse, segun Liebig, $C^{21} H^{14}$.

Las menas pobres sufren una preparacion mecánica muy detenida, que eleva su contenido en azogue, en las ordinarias, hasta 6 ó 7 por 100, y en las muy pobres sólo hasta 1 por 100. En esta preparacion se emplean bocartes, cribas, laberintos y mesas de percusion.

Nada se sabe acerca del método seguido para beneficiar estas menas ántes del año 1578; desde este año hasta el 1752, se destilaron con cal en retortas, y en este último se adoptó el sistema de los hornos de aludeles de Almaden. Posteriormente se sustituyeron éstos con otros en que el aparato de condensacion estaba formado por una série de cámaras comunicadas alternativamente por arriba y por abajo, y esta disposicion fue la que copió próximamente en nuestro establecimiento de Almaden el Sr. Larrañaga, despues de su visita á aquellas minas. Hoy estos hornos se han abandonado por completo, y durante el verano de 1871 se han demolido para beneficiar el azogue de que estaban impregnados los materiales de su construccion.

Todas las menas que se benefician en Idria se ensayan ántes de someterlas al tratamiento, á fin de averiguar la cantidad de

(1) *Notice sur la mine et l'usine d'Idria (Carniole)*, por M. C. Hu-yot.—*Annales des mines*—5.^a série, tomo v, pág. 7.

azogue que tienen las cargas; pero este ensayo, que se hace por la vía seca, ocasiona pérdidas de grandísima consideracion, sobre todo cuando la riqueza de las menas es pequeña. En el caso de ensayarse menas que, segun el análisis, contienen 1 por 100, el ensayo, segun los experimentos practicados por Mr. Glowacky, Director del establecimiento, sólo da 47 gramos, es decir, que se pierde en él el 53 por 100 del azogue contenido en la mena.

Es inútil describir los hornos antiguos de cámaras, cuya disposicion general era la misma que se ha indicado en la página 158, respecto de los que en Almaden llevan el nombre de *hornos de Idria*. La única diferencia atendible consistia en que el vaso de los hornos empleados en Idria estaba dividido en cuatro partes por tres bóvedas de ladrillos, con agujeros, en vez de estarlo sólo en dos como en Almaden, y en que los menudos y los hollines se colocaban en unas vasijas cilíndricas de arcilla de 10 á 12 centímetros de altura, con las cuales se cargaba el espacio comprendido entre la última bóveda y la del horno, en vez de hacerse bolas de baciscos.

A principios del siglo, y para evitar el empleo de esas vasijas, que representaban un gasto de mucha entidad, se trató de convertir el vaso del horno en una especie de reverbero de siete plazas sobrepuestas, formada cada una por una bóveda maciza, trasdosada de nivel, y que se apoyaban alternativamente en uno y otro lado del horno, permitiendo de este modo que los productos de la combustion pasaran sucesivamente sobre todas ellas haciendo un zig-zag. Sobre estas bóvedas, que no distaban entre sí más de medio metro, extendia un muchacho la mena, en forma de schlich, penetrando sobre cada una por una puerta practicada con este objeto en el muro lateral del horno. Esta disposicion, que al principio pudo parecer ventajosa porque evitaba el empleo de las vasijas de que se ha hablado ántes, se desechó bien pronto, porque no sólo el gasto de combustible y el tiempo empleado en la carga y descarga eran mayores que con el otro procedimiento, sino que los hollines daban ménos cantidad de azogue, y esta pérdida, atendido el elevado valor intrínseco del metal, superaba con mucho á la ocasionada por la rotura de las vasijas.

La dificultad que esta especie de hornos presenta de tener que interrumpir las operaciones para hacer la descarga, y el gasto de combustible consiguiente á tener que enfriar y calentar alternativamente todo el aparato, hicieron desde luego que se pensara en sustituir los hornos de cámaras con otros aparatos de marcha continua, y éstos fueron los llamados *hornos Alberto*, ó reverberos (*Albertöfen* ó *Flammöfen*). En éstos, representados en la figura 26, el puente está separado de la plaza por

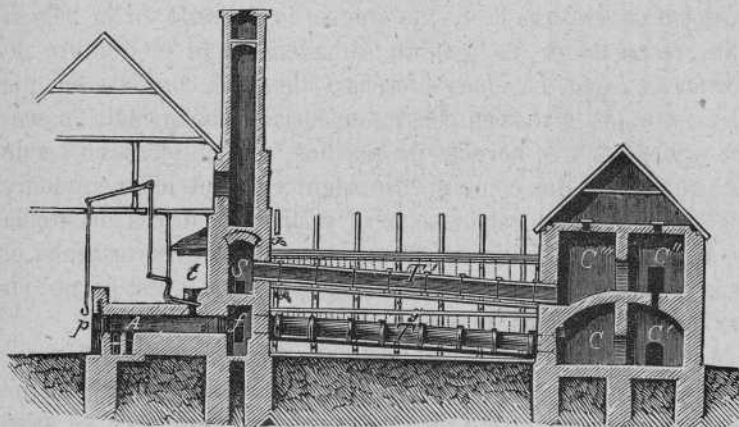


Fig. 26.

un espacio *A*, que se destina á recibir los minerales, mientras terminan completamente su calcinacion. La plaza es plana y está construida de ladrillos refractarios; la bóveda es bastante rebajada, y en su parte posterior tiene una tolva *t*, por la cual se introduce la carga; el fondo de esta tolva se puede manejar por el maestro, desde la delantera del horno, por medio de una série de palancas, indicadas con bastante claridad en la figura; en la delantera, y sobre el hogar, está la puerta de trabajo *p*, en cuya parte inferior hay un prisma triangular de hierro, para apoyar las herramientas sin deteriorar la fábrica del horno.

La plaza desemboca en una pequeña cámara, de la cual salen dos tubos de fundicion de 84 centímetros de diámetro y 11^m,70 de longitud *T*, que desembocan en otra camareta *c*. Los vapores que llegan á ésta por medio de los dos tubos, pasan luego á

otra cámara lateral c' , de ésta á una superior c'' , y por último á otra c''' colocada sobre la primera c , y de la que sale un solo tubo T'' , que los conduce á una nueva cámara S , colocada sobre la primera, desde la cual van á la chimenea, cuya seccion transversal aparece en la figura 27. Tanto el tubo superior T' , como los dos inferiores T , están refrescados por un aparato de lluvia, colocado en la parte superior, para el cual se toma el agua

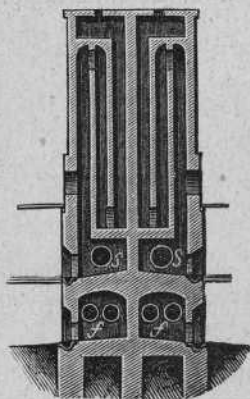


Fig. 27.

del Idriza, en cuya margen izquierda se hallan situados los hornos, elevándola al nivel necesario por medio de una rueda hidráulica.

En 1854, á cuya época se remonta la visita á estas minas del ingeniero francés Mr. Huyot, habia en el establecimiento ocho hornos de esta especie, acoplados dos á dos.

La mena que se destina hoy á estos hornos, es la mena pobre, en trozos pequeños, que se coloca en la tolva t , tomándola de la parte superior del horno á donde se ha llevado de antemano.

Suponiendo que el horno esté en marcha, se empieza por sacar el mineral contenido en el espacio A , el cual ya se desecha. El maestro fundidor y un ayudante, por medio de largos rastros de hierro, traen al espacio A el mineral colocado en el tercio de la plaza más próximo al hogar, llevan luego á este primer tercio el mineral que ocupa el segundo, y al segundo el que ocupa el tercero, reemplazando el que estaba en éste con mineral nuevo del que contiene la tolva. Una vez extendida en el tercio posterior de la plaza la nueva carga, se cierran cuidadosamente las puertas durante tres horas, al cabo de las cuales se vuelve á practicar la misma operacion. De este modo cada porcion de mineral permanece nueve horas sobre la plaza y tres más en el espacio A , donde acaba de rendir todo el azogue que contiene. La tension de los vapores mercuriales en estos hornos es tan fuerte, que, habiéndose demolido uno de ellos, se encontraron á 1^m,55 por bajo de la plaza piedras impregnadas de azogue.

La mayor parte del azogue metálico que produce la destila-

cion, se recoge en los tubos; en las cámaras se condensa ménos que en el tubo superior, y tambien hay bastante en la chimenea, si bien en ésta se encuentra mezclado con gran cantidad de hollines.

Al fin de cada campaña, que dura seis meses, se limpian los tubos, en cuya parte inferior se forma un depósito de hollines, aglomerados con el vapor de agua condensado en ellos, y que contiene de 40 á 50 por 100 de azogue metálico, algo de carbon, y muchas materias térreas procedentes de las lamas introducidas en el horno y arrastradas mecánicamente por la corriente gaseosa.

El tratamiento de 100 kilogramos de mineral en este horno, cuesta 0^{fr},98, y se obtiene de esa cantidad de mena 1^k,10 de azogue, perdiéndose 0^k,45, ó sea el 29 por 100 del total contenido en ella. Resulta, pues, que el kilogramo de azogue sale á 0^{fr},88.

El aparato de condensacion de estos hornos ha sufrido muchas modificaciones, aumentándose el número ó el diámetro de los tubos, introduciendo éstos en un depósito lleno de agua, etc.; pero todos estos medios han dado mal resultado, y no se ha continuado con ellos. En el verano de 1871 se estaba construyendo una nueva modificacion, que parece ha dado un excelente resultado en los ensayos. Los tubos rectos que servian para la condensacion se han sustituido ventajosamente con otros que forman una série de *VVV*, refrescados lo mismo que lo estaban los anteriores con un aparato de lluvia colocado en la parte superior. En lugar de hallarse colocados dos en la parte inferior y uno en la superior, están todos á un mismo nivel, y los gases marchan tambien en ellos en el mismo sentido. Esta disposicion permite que el azogue que se condensa se reuna más fácilmente en cada uno de los vértices inferiores, separándose mejor del residuo formado por los hollines. Siendo los tubos de diferentes piezas, y por lo tanto cada uno de sus trozos rectos de menor longitud que tenian los anteriores, se limpian tambien con mayor facilidad, y es probable que se adhiera á sus paredes menor cantidad de hollines.

Las menas pobres y gruesas se benefician en hornos de cuba, conocidos con el nombre de su inventor, y llamados por esta ra-

zon hornos Hänner (*Hänneröfen*). Están representados en la figura 28, y son muy semejantes á los usados en Styria y Carinthia para calcinar las menas de hierro. Pertenecen á la clase de los hornos de cúbica, y son de seccion circular. Al principio se hacian de ladrillos ordinarios, revistiéndolos interiormente con una camisa de ladrillos refractarios. Hoy, con el doble objeto de enfriar más fácilmente la parte exterior y de evitar las pérdidas que puedan ocasionarse por la infiltracion del azogue á través de la mampostería, se construyen de planchas de fundicion de

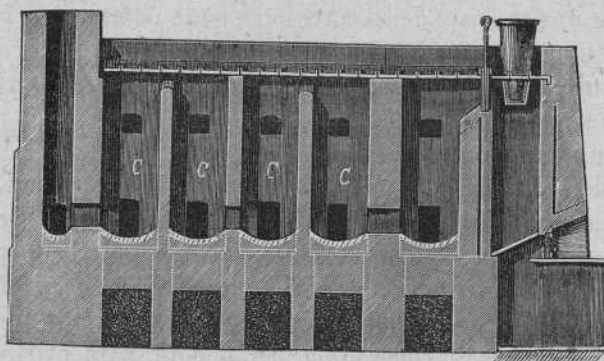


Fig. 28.

hierro, unidas con tornillos y redoblones como las calderas de vapor, revistiéndolos interiormente como ántes, de ladrillos refractarios.

En la parte inferior de la cuba existe una rejilla cuyo plano es inclinado respecto del eje del horno, y cuyas barras pueden quitarse á voluntad, para dejar caer una parte de la carga cuando se supone que ha destilado ya todo el azogue que contenia. Por la parte del piso inferior á esta rejilla corre un pequeño ferrocarril, sobre el cual marchan wagoncitos de hierro, que reciben las materias al sacarlas del horno, y que las conducen despues á los vaciaderos. En la parte superior del vaso del horno hay una tolva que sirve para hacer las cargas, y cuyo fondo impide, una vez hechas éstas, la salida de los vapores.

El aparato de condensacion primitivamente adoptado para esta clase de hornos, consistia en una série de cuatro cámaras *cccc*,

(Fig. 28), que comunicaban entre sí alternativamente por arriba y por abajo, y con el horno por un conducto que podía interceptarse á voluntad por medio de un registro. El techo de estas cámaras era de palastro, y sobre él corría en zig-zag agua fría, á fin de mantener en las cámaras la temperatura más baja posible. El piso estaba formado por una bóveda de cañon seguido, cuya generatriz estaba un poco inclinada al horizonte, para dejar que el azogue corriese fuera de las cámaras por orificios practicados al efecto.

La chimenea estaba constituida por tres cámaras sobrepuestas, cada una provista de su correspondiente puerta, para poder entrar á limpiarlas.

Actualmente se ha reemplazado el aparato de condensacion con una série de tubos en V, semejantes á los que se ha indicado que se usan para los hornos reverberos.

Cuando el horno es nuevo, se empieza por colocar en la rejilla algunos ladrillos para disminuir el acceso del aire, y entre ellos se coloca leña rajada, poniendo encima monte bajo, y sobre éste capas de mineral y de carbon, hasta que el nivel de las cargas llegue á la horizontal del cargadero. Entónces se prende fuego á la leña y se la deja arder lentamente, para evitar que haya un desprendimiento muy brusco de vapor de agua por la desecacion de las paredes. Cuando ha ardido un dia de este modo, se empieza ya á notar el fuego por la parte superior de la carga, y entónces se rompen y quitan los ladrillos de la rejilla, y se añaden nuevas capas de mineral y de carbon. Cada cinco cuartos de hora se saca por la parte inferior, quitando las barras de la rejilla, una cantidad de la mena ya calcinada, que se reemplaza con una nueva carga.

Las materias que se depositan en las cámaras, son análogas á las de los hornos precedentes. La mayor parte de los hollines se obtienen en la primera cámara y la mayor parte del azogue en la segunda. En la cuarta apénas hay condensacion.

El tratamiento de 100 kilogramos de mena en estos hornos, cuesta 0^{fr},96, y produce 1^k,90 de azogue, perdiéndose 1^k,21; es decir, cerca del 39 por 100 del contenido total de los minerales. Un kilogramo de azogue cuesta en ellos, á pesar de la gran pérdida indicada, 0^{fr},50.

Si se comparan los gastos ocasionados para el tratamiento de 100 kilogramos de mena, ó para la obtencion de un kilogramo de azogue en cada uno de estos hornos, resulta indudablemente ventaja en favor de los hornos Hänner; pero debe tenerse presente que no pueden tratarse en ellos los hollines, los schlichs procedentes de lavados, ni ninguna otra sustancia pulverulenta. Por esta razon actualmente se verifica en Idria una clasificacion razonada de los minerales, destinándose cada clase al tratamiento en el horno más á propósito para ella. Así es que las menas pobres y pulverulentas se benefician en los hornos reverberos; las menas pobres y gruesas en los hornos Hänner, y las menas ricas y finas, y los hollines, en las muflas de que ya se ha hablado al describir el beneficio del ducado de Dos Puentes, en las cuales se usa como agente desulfurante la cal.

La más importante de las modificaciones introducidas últimamente en los hornos reverberos y en los de cuba de Idria, es la que consiste en enfriar completamente los gases ántes de lanzarlos á la atmósfera. Se comprende desde luego que, no pudiendo verificarse el tiro natural de los hornos en buenas condiciones, si los gases no salian al exterior á una temperatura bastante elevada, la cantidad de vapor de azogue necesaria para saturar una atmósfera á esta temperatura es inevitablemente perdida, puesto que no hay medio de condensarla sin que la temperatura baje; en el momento en que los gases lleguen dentro del aparato de condensacion á una temperatura de 20 á 25°, que puede considerarse como muy poco superior á la media del aire ambiente miéntras se verifica la destilacion, la cantidad de vapores mercuriales que arrastren los gases se habrá disminuido en una notabilísima proporcion.

En virtud de esta consideracion, se procura hoy en Idria enfriar completamente los gases dentro del aparato condensador, absorbiéndolos luego por medio de un ventilador aspirante, colocado en su final; por este medio se consigue indudablemente aumentar el rendimiento de azogue, que, como ántes se ha dicho, era muy inferior al contenido en las menas. No obstante esto, las modificaciones establecidas recientemente en Idria no pasan de la categoría de verdaderos ensayos; y segun ha tenido la amabilidad de escribirme H. M. Lippold, Director de aquella

fábrica, necesitan aún la sancion de la esperiencia para quedar definitivamente adoptados, y poderse describir en detalle.

Fabricacion del bermellon.—La mayor parte del azogue que se obtiene en Idria, no se introduce en el comercio al estado metálico, sino que se convierte en bermellon por medio de tres operaciones que describiremos ligeramente: la fabricacion del etiope, la conversion del etiope en cinabrio y la conversion del cinabrio en bermellon.

El etiope se fabrica mezclando íntimamente el azogue con un exceso de azufre en polvo no muy fino; generalmente se ponen 85 partes de azogue con 15 de azufre; la mezcla se hace en toneles montados sobre un eje y sometidos á un movimiento de rotacion alternativo. De estos toneles se retira una sustancia de un color pardo oscuro que se llama *etiope*, y que se pone para convertirla en cinabrio en unas retortas de fundicion, sobre las cuales se colocan unas cucúrbitas de barro, que se enlodan cuidadosamente. Se va elevando gradualmente la temperatura hasta 126° , y cuando se ha llegado á este límite, empiezan á aparecer en el cuello de las retortas vapores de azufre. Entónces se enlodan á las retortas unas alargaderas y unos recipientes y se continúa aumentando la temperatura hasta 380° á la cual se mantiene la retorta hasta que la masa se ha sublimado por completo.

El cinabrio depositado en los recipientes se recoge y se somete á una série de lavados y molidos, que terminan por una digestion con una legía de potasa, preparada con las cenizas de los combustibles, que convierte todo el azufre que puede haber en exceso en sulfitos é hiposulfitos, que son solubles, y que en virtud de esta propiedad pueden separarse fácilmente del bermellon, que queda reunido en el fondo de los aparatos empleados para lavarle.

MÉTODO DE CALIFORNIA (1).—El mineral que se explota en las minas del Nuevo-Almaden, en el condado de Santa Clara (California), es cinabrio, mezclado con un poco de piritas arsenical y cobre gris. Sus gangas más frecuentes son las pizarras,

(1) *Rapport sur les mines de New-Almaden (Californie)*, par Mr. Coignet.—*Annales des Mines*.—6.^a série, tomo ix, pág. 561.

que forman cintas calizas y silíceas, y corta cantidad de hierro espático. A la salida de la mina los minerales se parten y eligen groseramente, porque la mano de obra cuesta muy cara, y se separan los menudos, que contienen ménos de 4 por 100 de azogue, para lavarlos cuando los jornales abaraten. Las menas que van á la fábrica se dividen en tres categorías: 1.^a *Grueso*, que comprende trozos ricos, de un peso de 70 á 90 kilogramos. 2.^a *Granzas ó ripio*, cuyo grueso varía mucho desde el

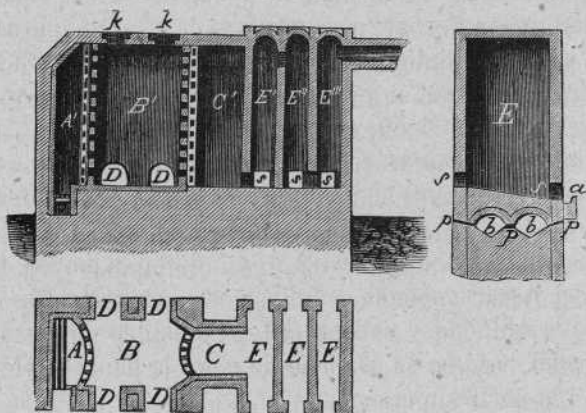


Fig. 29.

tamaño de una nuez, hasta el de la cabeza. Y 3.^a *Tierras* más ricas de 4 por 100, con las cuales se hacen ladrillos de 30 centímetros de largo y 15 de ancho y alto.

El primer sistema de tratamiento que se empleó fue el de Baviera: se introducían los minerales con cal en retortas de hierro y se destilaban. El rendimiento de azogue era mucho más considerable; pero la mano de obra aumentaba mucho, los gastos de instalación eran mayores que con el sistema actual, y por lo tanto el interés de su capital más elevado, y por fin su insalubridad más grande, sin duda por los vapores que recibían los obreros al hacer la descarga.

Posteriormente se ha introducido un tratamiento análogo al empleado antiguamente en Idria, pero con bastantes modificaciones. Los hornos constan de una capacidad prismático-cilín-

drica *A*, (*Fig.* 29), en cuya parte inferior hay una rejilla para colocar el combustible; un tabique cilindrico lleno de agujeros para dividir la llama separa este primer compartimento de otro de capacidad mucho mayor *B*, cuya planta es en parte rectangular y en parte trapezoidal, donde se coloca el mineral: tiene en la parte superior dos aberturas de todo el ancho del horno *kk*, y en la inferior cuatro puertas *D*: las primeras para cargarle, y las otras para sacar los resíduos de la destilacion. La capacidad de esta última parte es de unos 29 á 30 metros cúbicos en la generalidad de los hornos; pero hay uno de ellos en que asciende á 54 y pico. Las dimensiones varían en casi todos los hornos, y muy particularmente en el grande; sin embargo, hay una que en todos ellos es de 3^m,50, que es la longitud; porque se calcula que sólo en ese espacio es en el que los gases que atraviesan el mineral tienen suficiente temperatura para volatilizar y descomponer el cinabrio. La altura y el ancho varían de 2,15 y 3,15 en los hornos más pequeños hasta 2,75 y 5,65 en el mayor. La capacidad del hogar depende, como puede comprenderse fácilmente, de la cantidad y calidad del combustible empleado; es muy estrecho, y como se usa leña de pino, la llama se eleva fácilmente á la parte superior.

El muro del horno opuesto al hogar, es, como el que le separa de éste, cilindrico, y tambien está lleno de orificios que le ponen en comunicacion: primero, con un espacio *C*, donde se depositan los polvos del mineral arrastrados mecánicamente por la corriente gaseosa y las cenizas de la leña, y despues con un condensador *EEE* dividido en tres compartimentos comunicados alternativamente por arriba y por abajo, en el cual se recoge la mayor parte del azogue.

En la parte inferior de los cimientos del horno hay un emparrillado de madera sobre el cual se eleva la fábrica, construyendo el horno sobre una bóveda, cuyo eje es paralelo al aparato, y el condensador sobre dos. Estas bóvedas *bb* tienen su piso compuesto de dos planos inclinados para que el azogue se reuna en el vértice del ángulo que forman. En los arranques se colocan por el interior de todo el macizo unas placas de palastro *pp*, destinadas á imposibilitar por completo que el azogue pueda infiltrarse hasta la parte inferior de la mampostería de los

hornos y se pierda. Esta precaucion se ha tomado á consecuencia de observarse en los hornos antiguos, en que estas planchas no existian, que habia penetrado el azogue hasta los cimientos: con esta mejora se consigue que todo el azogue condensado escurra por las planchas al llegar á ellas, y salga al exterior donde existen unos canales que le llevan á recipientes construidos al efecto. Los cimientos y la parte externa de la mampostería son de ladrillos ordinarios; pero la parte interior de las cámaras está revestida con otros refractarios. A todo lo largo de los hornos pequeños corre un canal *a* donde se reúne el azogue condensado en las cámaras *EEE*. Para facilitar la corrida del metal, el suelo de las cámaras está inclinado de modo que su línea de máxima pendiente sea perpendicular al eje del aparato. En la parte inferior y en la superior de este suelo hay dos aberturas *ss* que permanecen cerradas y enlodadas durante la operacion, y que se abren despues para la limpia interior.

El último compartimento *E* comunica por la parte superior por medio de un canal aislado con otro condensador compuesto de doce cámaras formadas por tabiques de ladrillos ordinarios unidos en su parte superior por medio de bóvedas de medio punto, cuyo eje es perpendicular al del condensador y que se comunican entre sí alternativamente por arriba y por abajo. Al fin de esta série de cámaras, que se llama el *gran condensador*, existe una chimenea de unos 25 metros de altura. El piso está formado por dos planos inclinados formando un lomo, y á cada lado hay una puerta que comunica con un canal exterior donde se recoge el azogue. Los cimientos se construyen del mismo modo que los del horno y el primer condensador; pero se dejan en ellos tres bóvedas provistas de canales, en los que se recoge el azogue que escurre de las planchas de hierro de los arranques, y que reuniéndose en uno sólo, conducen el azogue al recipiente general, que se encuentra situado cerca del hogar.

Cuando el horno está frio entran los cargadores en él y colocan sobre la plaza una capa de los ladrillos hechos con los menudos, formando tres conductos, segun toda la longitud de la cámara, á fin de permitir el paso á los gases calientes. En los costados se hace un muro con estos mismos ladrillos hasta unos 60 centímetros por cima de la clave de las puertas *D*. Se colocan

luego los trozos de mineral y se dejan tambien conductos cada 75 centímetros, haciéndoles más estrechos conforme se va elevando la carga, á fin de evitar que la tendencia de la llama á subir haga que pase toda por la parte superior y quede sin accion sobre los minerales colocados en la inferior: y por último, se cubre todo con los polvos finos retirados de los condensadores y mezclados previamente con cal apagada. El horno se tapa por la parte de arriba con unas placas de fundicion en forma de dovela, que descansan en unos rebordes de las aberturas *k*, y éstas se cimentan cubriéndolas con una capa de mortero fino. Terminada la carga se cierran las puertas inferiores con un muro de ladrillos y se da fuego al combustible colocado en el hogar. Para cargar los hornos pequeños se emplean seis hombres, que tardan en la operacion cuatro ó cinco horas. El mismo número de obreros tarda veinticuatro en cargar el horno grande.

Tan pronto como las puertas se han cerrado, se da fuego y se activa el caldeo todo lo más posible: á las cinco horas de marcha se empiezan á presentar en las regueras las primeras gotas de azogue, y á las cincuenta ó setenta la operacion ha concluido. La diferencia de cerca de un dia que se observa en esta duracion, depende del estado higrométrico de la carga. Cuando el tercer compartimento no da ya más azogue, se demuelen los muros de ladrillo de las puertas *D* y se abren los respiraderos del horno, colocando delante de aquellas unas placas de palastro que llegan hasta la parte superior de los wago-nes en que se ha de verificar la descarga. Esta se hace por medio de rastros, ocupándose en ella dos hombres, que tardan en concluirla veinticuatro horas.

Para vigilar el horno durante la operacion, hay cada veinticuatro horas un operario que, ademas de tener esta vigilancia, que le entretiene poco tiempo, se ocupa en colocar el azogue en frascos.

Los hornos pequeños consumen en cada operacion unos 20 metros cúbicos de leña: el grande 24.

Hecha la descarga, y ántes de proceder á una nueva operacion, se deja enfriar el horno unas doce horas, durante las cuales se retiran del condensador los polvos depositados en él. Estos polvos contienen una gran cantidad de ácido arsenioso y

mezclados con cal y espuestos al aire, permiten obtener unos 226 kilogramos de azogue en cada operacion.

La relacion de la leña consumida en los hornos pequeños con el mineral tratado, es de $\frac{1}{2}$ á $\frac{3}{4}$ de metro cúbico por tonelada de mineral y en el grande $\frac{1}{3}$ de metro cúbico. Las ventajas de éste son, ademas de esta economía en el combustible (2 pesetas ménos de precio en tonelada de mineral tratado), disminucion en el capital de primer establecimiento que hay que amortizar, facilidad para el tratamiento de los minerales pobres, y produccion de menor cantidad de hollines, en atencion á que en los minerales pobres que se pueden tratar en el horno grande, la cantidad de cal es relativamente mayor que la de los minerales ricos. Los 100 kilogramos de azogue obtenidos en estos hornos cuestan 26 pesetas. La produccion anual es de unos 180.000 kilogramos.

METODO DE PELLET—Durante los meses de Abril y Mayo de 1869 se hizo en Almaden el ensayo de un método de beneficio, propuesto por el ingeniero francés Mr. Pellet, que difiere bastante de los explicados, y que no obstante de las buenas condiciones que presenta, dió un resultado desfavorable, comparado con los antiguos hornos usados en Almaden. Otro ensayo se ha repetido posteriormente por los Sres. Escosura y Botella, y tampoco los resultados han sido favôrables, por más que en teoría el método aparece con las mejores condiciones de éxito. Su objeto principal es evitar las pérdidas irremediables de azogue que se experimentan, bien en los métodos en que se emplean retortas, bien en aquellos en que se usan hornos y aparatos de condensacion abiertos por sus dos extremos. El horno es cilíndrico de cuba y parecido á los llamados Hanner en Idria; como éstos, tiene una rejilla móvil en la parte inferior y una tolva en la superior, y como ellos recibe continuamente el mineral mezclado con el combustible; en la parte superior del vaso hay un canal que se bifurca á cierta distancia de él y que desemboca en una gran cámara, cuya pared opuesta al canal citado tiene tres aberturas que comunican con otra colocada á continuacion, y por las cuales atraviesa el vapor de azogue. El suelo de esta cámara está cubierto de una capa de agua que se renueva por medio de tres aparatos de lluvia que corresponden á las tres aberturas, y

un vertedero dispuesto en sifon inverso, á fin de que el nivel no pueda variar. De esta segunda cámara pasan los vapores á otra tercera separada de ella por un tabique lleno de pequeños orificios en toda superficie y refrescada por un aparato de lluvia.

Entre esta cámara y la siguiente existe otro muro, en el cual, y muy cerca del fondo, hay una fila de agujeros cilindricos, cubiertos todos ellos por la capa de agua. Los vapores de azogue para atravesar por estos agujeros, necesitan elevar el agua en el segundo compartimento de la cámara y hacerla descender en el primero, hasta que en éste quede su nivel un poco más bajo que el punto culminante de los agujeros. De este modo pasan en una série de burbujas, lo cual debe favorecer mucho la condensacion, puesto que la renovacion constante del agua no permite que se caliente, y por lo tanto queda siempre en contacto la capa exterior de cada burbuja con una cantidad de agua cuya temperatura no debe pasar de la media de la atmósfera. Hay otras cuatro cámaras como ésta, y de la última por un conducto superior pasan los gases á otra, colocada á un nivel tal, que el agua que sale de ella pueda surtir los aparatos de lluvia de las otras; y finalmente, despues de atravesar de nuevo esta capa de agua, son aspirados por un ventilador absorbente, que los lanza á la atmósfera completamente frios.

El azogue condensado corre por un canal que hay en medio de las cámaras, á un depósito de donde puede recogerse, bien todos los dias, bien con intermitencia.

A primera vista se comprende cuán grandes deben ser las ventajas de este aparato; en primer lugar, saliendo los gases frios no pueden contener de ningun modo vapor de azogue: es tambien indudable que debe haber una gran economía de mano de obra, y sobre todo de combustible, por la continuidad de la operacion; no pueden existir pérdidas por aberturas del aparato, puesto que están siempre los gases en él á menor presion que la atmosférica, y por lo tanto no pueden tener tendencia á escaparse; el empleo de los minerales húmedos no ofrece el inconveniente que en los aparatos en que la condensacion no se verifica por medio de agua, y como consecuencia de la menor tension de los vapores dentro del aparato, la salubridad del trabajo es completa, puesto que tambien la carga y la descarga se

hacen de modo que jamas durante ella pueden desprenderse vapores mercuriales. Ademas, saliendo los gases á la atmósfera completamente frios, no pueden contener sino una cortísima cantidad de vapor de azogue, puesto que segun se dijo al hablar de las propiedades de este metal, no emite vapores sensibles á temperaturas más bajas de 20 ó 25°.

Sin embargo de todas estas ventajas, los ensayos practicados en Almaden bajo la inspeccion, primero del Sr. D. José de Monasterio y despues bajo la de los Sres. Escosura y Botella, han dado un resultado desfavorable, comparado con el obtenido en los hornos antiguos de aquel establecimiento. El mismo Sr. Monasterio, en la Memoria presentada al ministerio de Hacienda con motivo de estos ensayos, y publicada por éste (1), reconoce las ventajas de que se ha hecho mérito, y atribuye el mal éxito de la primera tentativa á dificultades prácticas que cree se podrán vencer. La principal es la fusion pastosa de las menas en el interior del horno; fusion que hasta ahora no ha podido evitarse, y que imposibilitando el descenso de las cargas detiene naturalmente la operacion.

Aplicaciones.—El azogue metálico tiene por principal empleo la amalgamacion de las menas de plata y oro, en la cual se consumen cantidades de muchísima consideracion; en California se consumen anualmente para amalgamar el oro más de 10.000 quintales métricos; y la sola mina San José, gasta 1.200; casi toda la produccion del país.

Tambien se emplea en este estado en la confeccion de barómetros, termómetros, manómetros y otros aparatos de física.

Al estado de amalgama de estaño, se emplea para la fabricacion de los espejos, y al de amalgama de oro y plata, para el dorado y plateado á fuego.

Tambien se emplea, como se ha indicado anteriormente, en la fabricacion del bermellon, en la de muchos productos medicinales, como los calómelanos, el sublimado corrosivo, etc.; y al estado de fulminato, en la fabricacion de cápsulas de percusion para las armas de fuego.

(1) Memoria ya citada en la página 146.

La produccion anual del azogue conocida en el mundo, es de 15.300 quintales métricos, repartidos del modo siguiente:

Almaden	11.000 quintales métricos.	
California.....	1.800	"
Idria.....	1.750	"
Hungría.....	400	"
Baviera.....	300	"
Perú.....	50	"

Se ignora lo que se produce en China y en el Japon, donde existen tambien explotaciones de este artículo.

El precio del metal es de 300 pesetas el quintal métrico segun la última estadística publicada por la Direccion general de Agricultura, Industria y Comercio.

ZINC.

(Lat.) **ZINCUM**. (Fr.) **ZINC**. (Ing.) **ZINC**. (It.) **ZINCO**. (Al.) **ZINK**.

Propiedades.—Medios de obtenerle en estado de pureza.—Menas.—Teoría del beneficio.—Calcinación de las calaminas y de las blendas.—Métodos de tratamiento belga, silesiano, inglés: otros intentados para evitar la necesidad del empleo de vasijas de arcilla.—Aplicaciones.—Fabricación de los productos refractarios.—Fabricación del blanco de zinc y del latón.

Propiedades.—El zinc tiene por equivalente 32,53. Es un metal de un color blanco azulado y tiene una testura cristalina muy pronunciada y un fuerte brillo. Cristaliza en prismas regulares de seis caras y presenta en la fractura una estructura marcadamente lamelar. A la temperatura ordinaria es medianamente quebradizo; pero entre 100 y 150° es perfectamente maleable, pudiendo obtenerse á esa temperatura hojas mucho más delgadas que el papel. A 200° vuelve á hacerse quebradizo, y á esta temperatura lo es en tan alto grado, que se puede pulverizar en un mortero. El zinc es bastante blando aunque no tanto como el plomo y el estaño, y como estos metales es también muy poco sonoro.

El peso específico del zinc completamente puro es, según Karsten, 6,915 cuando está simplemente fundido; el del comercio no llega á este peso específico, y no pasa de 6,86. Cuando está cilindrado ó batido asciende á 7,215.

Se funde á 412° C y á un calor algo más fuerte se volatiliza; cuando se calienta al rojo blanco, entra en ebullición y destila.

Al aire seco no se oxida, pero al aire húmedo se recubre rápidamente de una capa blanquecina y muy delgada, que en parte se carbonata y preserva al resto del metal de la oxidacion. Cuando el aire, aunque húmedo, está exento de ácido carbónico, el metal conserva todo su brillo.

A 500° en contacto del aire se inflama convirtiéndose en un polvo muy ténue y produciendo una llama blanca sumamente brillante. A una temperatura elevada, el óxido de zinc aparece de color amarillo; á la temperatura ordinaria es completamente blanco.

Los ácidos minerales disuelven fácilmente el zinc y tambien las disoluciones alcalinas que forman con él zincatos.

El zinc del comercio no está nunca completamente puro, sino que contiene próximamente un céntimo de su peso de materias extrañas que suelen ser principalmente plomo y hierro y con ménos frecuencia carbono, cobre, cadmio y arsénico. Las cantidades de este último cuerpo contenidas en 1.000 kilógramos de zinc son las siguientes, segun Pelouze y Fremy.

Zinc francés.....	4k,260
Zinc silésiano.....	0 ,970
Zinc belga. { de <i>La Vieille Montagne</i>	0 ,620
{ de Corfali.....	0 ,038

La cantidad de arsénico que contiene el zinc es muy interesante, porque le comunica malas propiedades y le hace insertible para ciertos usos.

Purificación.—El zinc puede privarse del arsénico que le impurifica calentándole al rojo con $\frac{1}{5}$ de su peso de nitro, que oxida parte del zinc y trasforma el arsénico en arseniato de potasa; se trata la masa con agua, y el zinc que queda insoluble se disuelve en ácido sulfúrico que deja insoluble el plomo: si hay cadmio y cobre, se precipitan con el hidrógeno sulfurado y despues de filtrar la disolucion se añade un carbonato alcalino reduciendo luego el carbonato zincico por medio del carbon.

Para obtener zinc completamente puro, el mejor procedimiento consiste en purificar exactamente el óxido, mezclarle luego con azúcar en polvo y carbonizar la mezcla á un calor suave, introduciéndola luego en un tubo de porcelana colocado

en posicion inclinada en un hornillo de reverbero; al través del tubo, y con objeto de facilitar el desprendimiento de los vapores, se hace pasar una corriente de hidrógeno, y el metal se recoge en un receptáculo con agua.

Menas.—De todas las sustancias minerales que contienen zinc, sólo pueden considerarse como verdaderas menas las siguientes:

La *espartalita* ó zinc oxidado rojo, que contiene 80,26 por 100 de zinc, mezclado por lo comun con óxidos manganoso y man-gánico y con franklinita.

La *smithsonita*, llamada más vulgarmente *calamina*, que cuando es pura contiene 65,70 de óxido de zinc, y está generalmente asociada á los carbonatos isomorfos de manganoso, hierro, magnesia y cal, y alguna vez á los de cobre y plomo. Esta mena forma capas y riñones mezclada de ordinario con arcilla y acompañada de galena de hierro espático y de manganeso, en el Muschelkalk y en el Jura. Algunas veces tambien se encuentra con ella la *zinconisa* ó carbonato hidratado de zinc con 71,40 por 100 de óxido. La calamina es generalmente blanca cuando es pura; pero hay muchas variedades que contienen considerable cantidad de hierro, y en este caso, se presenta rojiza; así es que se distinguen en las fábricas la *calamina blanca* y la *roja*, siendo ésta siempre más pobre que aquella.

La *blenda* ó sulfuro de zinc, que cuando es completamente pura contiene 67,03 por 100 de metal, pero que está casi siempre mezclada con sulfuro de hierro, sobre todo en las variedades pardas y oscuras, en algunas de las cuales el contenido en zinc no pasa del 48 por 100. La blenda se presenta en filones en las rocas de transicion, y algunas veces tambien en capas entre los estratos más modernos.

Se suelen incluir por algunos autores entre las menas de zinc los silicatos anhidros ó hidratados; pero si bien es cierto que estos cuerpos forman generalmente parte de las menas de zinc que se someten al beneficio porque acompañan con mucha frecuencia á las calaminas, no lo es ménos que no siendo reducibles por el calor ni por el carbon, y no pudiendo por lo mismo dar zinc en el tratamiento á que se someten las menas de este metal, no pueden considerarse como tales. Sin embar-

go el doctor Percy indica (1) que desde 1859 se beneficia en los Estados-Unidos el silicato de zinc, obteniéndose un metal que puede competir con los mejores de Silesia y Bélgica.

Teoría de la operacion. — Resulta de lo dicho que las menas de zinc pueden todas ellas reducirse por el carbon, ó directamente como sucede con la espartalita y puede suceder tambien con la calamina, ó despues de una calcinacion cuidadosamente practicada como sucede con la blenda. En esta propiedad se fundan los métodos de beneficio en uso hoy dia, que todos ellos consisten en mezclar las menas préviamente calcinadas, con carbon, introducir las en aparatos apropiados y someterlas á una elevada temperatura; de este modo el óxido de zinc más ó ménos puro que es siempre resultado de la calcinacion de las menas sean éstas blendas ó calaminas, se reduce en presencia del carbon, formandó óxido de carbono, y zinc que libre á la elevada temperatura á que se encuentra el aparato, se volatiliza y pasa al estado de vapor, y mezclado con los vapores de óxido de carbono, á un condensador donde se deposita fundido y del cual se extrae para purificarlo si es necesario.

La diferencia entre los diversos métodos de beneficio no consiste, en virtud de lo que se ha dicho, más que en la diversa forma de los aparatos en que se ponen la mena y el reductivo, y en la que tienen, por consecuencia de esto, los hornos en que estos aparatos se colocan. Los métodos principales de tratamiento que hoy se usan, son el belga, el silesiano y el inglés, aunque éste último va desechándose cada vez más, y sustituyéndose por alguno de los otros dos. En el método belga las menas y el reductivo se colocan en tubos largos y estrechos, que se ponen casi horizontales en el horno; en el método silesiano en vez de estos tubos se usan muflas, de figura semejante á las usadas para copelar en los laboratorios, pero de dimensiones mucho mayores; y por último, en el método inglés se emplean grandes crisoles de la forma de los crisoles ordinarios, agujereados en su fondo para dar salida á los vapores metálicos.

(1) *Traité complet de métallurgie traduit par MM. É. Petitgand et A. Ronna.*—Tomo v, pág. 450.

Calcinacion de las menas.—En el método silesiano las menas se suelen calcinar en el horno mismo donde tiene lugar la reduccion; pero en el método belga y en el inglés, la calcinacion tiene lugar en aparatos separados.

CALCINACION DE LAS CALAMINAS.—Las calaminas se suelen calcinar en hornos de cuba; los más usados en Bélgica tienen la forma de un cono truncado, cuya base menor es la más baja. Entre la camisa y la obra muerta de estos hornos existen una série de canales horizontales que comunican entre sí, y con el horno por medio de orificios de un decímetro cuadrado de seccion cada uno. Estos orificios, que existen ordinariamente en número de 20 por horno, y los canales á que corresponden, comunican con dos hogares laterales por medio de otro canal colocado en la parte posterior de la bóveda. La plaza, en lugar de ser horizontal, está constituida por dos planos de fundicion inclinados á 45° , que forman un lomo en medio del horno, y por los cuales resbala el mineral, despues de calcinado, hácia dos puértas laterales, que sirven para la descarga. Los canales que desembocan en el horno, están inclinados hácia abajo, á fin de evitar que puedan obstruirse con los trozos del mineral, que se carga mezclando el grueso y el menudo para facilitar el paso de los gases.

Al principio de usarse estos hornos, se construia en la parte superior una chimenea, de chapa de hierro, de 4 metros de altura; pero posteriormente se ha reconocido que era completamente inútil, y en el dia se construye sólo una pequeña cabaña, destinada á proteger á los cargadores contra la intemperie y contra los humos del horno.

En uno de estos hornos se pueden obtener diariamente 13.500 kilogramos de calamina calcinada, que ha perdido por la calcinacion un 25 por 100 de su peso. El combustible empleado es una mezcla de hulla grasa y hulla seca, consumiéndose $92^k,50$ para cada 1.000 kilogramos de calamina calcinada obtenida. Cada horno está servido por tres obreros: un maestro, un cargador y un descargador, que se relevan cada veinticuatro horas y hacen el servicio un dia sí y otro no.

Una vez calcinada la calamina, se reduce á polvo muy fino, en molinos de volanderas verticales, movidos por ruedas hidráulicas.

cas, y en los cuales se pueden moler 40.000 kilogramos de mena en cada veinticuatro horas: el mineral debe reducirse al polvo más fino que sea posible, y en las fábricas belgas casi todo él pasa por una criba, cuyos agujeros tienen de 2 á 3 milímetros.

En otras localidades de Bélgica la calcinacion de las calaminas se hace en hornos de reverbero, cuya plaza tiene la forma de una elipse truncada en las extremidades del eje mayor; en una de estas extremidades está el hogar. En cada uno de los lados largos del horno hay una puerta de trabajo, y la plaza es de ladrillos refractarios en la proximidad del hogar, y en el resto de fundición de hierro, y se halla separada de la mampostería, en la cual se apoya sólo por los extremos; esta disposicion permite que la llama circule por arriba y por debajo del mineral. La carga de estos hornos es de 1.400 á 1.500 kilogramos, y la operacion dura ocho horas, durante las cuales se remueve la masa de tiempo en tiempo.

Tambien se usan con este mismo objeto hornos de eje vertical y de seccion elíptica, en los cuales el hogar es lateral, y los productos de la combustion llegan á la carga por medio de 40 orificios, dispuestos de un modo análogo á los de los hornos primitivamente descritos.

En Inglaterra se usan reverberos de plaza rectangular con las esquinas truncadas, en los cuales se coloca la carga en una altura de 15 á 20 centímetros.

CALCINACION DE LAS BLENDA.—La calcinacion de las blendas presenta muchas más dificultades que la de las calaminas, porque ésta se reduce á una simple cochura como la de la cal, al paso que el sulfuro de zinc, que constituye las blendas, necesita convertirse primero en sulfato y luego en óxido, lo cual exige una gran corriente de aire y una temperatura progresivamente creciente, que, sin dar lugar á la aglutinacion de la mena en un principio, se eleve al fin hasta poder descomponer, si no todo, la mayor parte del sulfato de zinc. Esta conversion del sulfato en óxido, no se obtiene nunca por completo, y resulta luego que al hacerse la reduccion de éste, el sulfato que aún contenia regenera el sulfuro, y éste es perdido para la operacion.

Para conseguir una buena calcinacion de la blenda, debe re-

ducirse previamente á polvo, lo cual excluye por completo el empleo de los hornos de cuba. En general se usan reverberos de dos plazas sobrepuestas, en los cuales puede realizarse bastante bien la circunstancia de la elevacion progresiva de temperatura: de no emplearse éstos, la calcinacion debe hacerse en dos veces, remoliendo la mena entre una y otra; en la segunda, la temperatura debe llegar al rojo blanco. Se pueden calcinar así 4.800 kilogramos de blenda en cuatro veces, consumiéndose en el mismo tiempo 1.200 kilogramos de hulla; pero no se consigue una calcinacion completa y apenas se obtienen luego 19 á 20 por 100 de zinc en los aparatos de reduccion, cuando segun ántes se ha dicho la cantidad de zinc contenida en estas menas varia de 48 á 63 por 100.

El método más perfecto para la calcinacion de las blendas es, como se ha dicho ántes, el de verificarla en reverberos de dos plazas sobrepuestas. Estos se construyen generalmente pareados y con los hogares en el centro. Cada uno de estos tiene una bóveda particular y desde él se dirigen los productos de la combustion sobre una plaza de forma rectangular con las esquinas recortadas por medio de una curva, cuya longitud es de 5,5 á 6 metros, y su anchura de poco más de 1^m,50. La bóveda que recubre esta plaza es muy rebajada y no dista de ella más que unos 45 centímetros; no llega hasta el muro opuesto al hogar, sino que deja entre él y su extremo un espacio por donde pueden ascender los productos de la combustion á la parte superior de la misma bóveda que está trasdosada de nivel y recubierta á su vez por otra que dista de ella 42 centímetros y en la cual hay dos tolvas para la introduccion de la mena. En la vertical del hogar existe un canal por el que salen los productos de la combustion á cámaras de condensacion en las que se recogen los polvos arrastrados mecánicamente. En cada uno de los lados largos de la plaza hay dos puertas y otra enfrente del hogar, siendo necesario este gran número de aberturas para remover frecuentemente y en todos los puntos la mena que se está calcinando. Como la temperatura de la plaza inferior tiene que ser la del rojo blanco, hace falta, para que no se deteriore, enfriarla por medio de unos canales que desembocan por un lado en la parte exterior del horno opuesta al hogar y por el otro en el

puede que tambien se construye hueco y comunicado con el exterior por sus dos extremos.

La carga de estos hornos, que son los usados generalmente en las fábricas de la compañía *La Nouvelle Montagne* es de 2.000 kilogramos, de los cuales se obtienen 1.500 á 1.800 de blenda calcinada con un consumo de 6 á 6,5 hectólitros de hulla. Hecha la carga, se extiende cuidadosamente por la segunda plaza y al cabo de unas seis horas, durante las cuales se ha removido casi constantemente, se lleva con rastros á la abertura que comunica una plaza con otra y se arroja sobre la inferior en la cual se extiende para acabarla de calcinar, dejándola en ella igual tiempo: de este modo cada seis horas se hace una carga que permanece en el horno doce. Al cabo de las doce horas se saca la mena calcinada y se tritura de nuevo para destinarla á la reduccion. Generalmente se mezclan los óxidos procedentes de la calcinacion de las calaminas y de las blendas, porque como éstas tienen por lo comun una gran cantidad de pirita de hierro, de beneficiarse solas podrian ejercer una accion perjudicial sobre los crisoles.

En estos últimos años se han construido con el objeto de calcinar en ellos las blendas, hornos del sistema Gerstenhöfer, que presentan una gran ventaja para la calcinacion de toda clase de sulfuros. Consisten en una cámara prismático-rectangular, en la cual existen, apoyadas en una série de banquetas colocadas en los dos frentes, generalmente unas cien barras de arcilla ó de piedra muy refractaria, que presentan un plano horizontal en la parte superior y que están situadas de modo que las de cada fila correspondan con los huecos que dejan entre sí las de las filas superior é inferior. En la parte alta de la cámara existen unos orificios con sus correspondientes compuertas que sirven para introducir la carga; y lateralmente, y un poco más bajos, otros orificios por los cuales tienen salida los productos de la calcinacion. En la delantera del horno hay otras aberturas destinadas á la limpieza de las barras; y para la entrada del aire necesario á la combustion del azufre, existen tambien otras más bajas, por las cuales se introduce una corriente de viento forzado.

En la parte inferior hay un depósito en el que se reúne la

mena despues de calcinada, y donde puede ponerse una rejilla con fuego al principio para iniciar la calcinacion.

La blenda, finamente pulverizada, se introduce en el horno á través de los orificios superiores de un modo continuo, por medio de unos cilindros giratorios, verificándose de este modo una especie de lluvia de polvo de mena que se deposita al principio en las primeras barras y va luego cayendo á las inferiores conforme va formando en aquellas un prisma triangular, cuyas caras tienen una inclinacion mayor que el talud natural de la mena pulverizada.

La altura de estos hornos debe ser tanto mayor cuanto más difícil de calcinar es la mena: en algunos de ellos tarda un minuto la carga en llegar desde los cilindros distributores á la parte inferior del horno, de la cual se saca cada seis horas.

Estos hornos, establecidos en Freiberg (Sajonia), y en las fábricas de Borbeck (Prusia), se pueden usar con aire frio ó caliente; los resultados han sido contradictorios en una y otra localidad: así es que, miéntras que en la primera se juzga absolutamente preciso el aire caliente, en la segunda se han destruido los aparatos de calefaccion y se introduce el aire frio.

Las ventajas de este sistema, segun su inventor, Mr. Gerstenhöfer, son las siguientes: 1.^a La esposicion de una gran superficie de mineral, constantemente renovada, á la accion de los gases oxidantes. 2.^a El perfecto contacto del aire introducido en el horno con el mineral. 3.^a La continuidad de la operacion que evita el gasto de combustible, una vez iniciada la combustion del azufre. 4.^a La posibilidad de activar más ó ménos la combustion introduciendo más ó ménos cantidad de aire. 5.^a La facilidad de aprovechar el calor perdido.

Ademas, la principal ventaja del sistema consiste en que el ácido sulfuroso procedente de la calcinacion se puede emplear directamente en la fabricacion de ácido sulfúrico, cuyo valor excede al exceso de coste que lleva consigo la inyeccion de viento forzado y la pulverizacion completa de la mena (1).

(1) *Revue universelle des mines*, de Mr. Ch. de Cuyper.—Tomos XXIII y XXIV, pág. 316.—Tomo XVIII, pág. 574.—*Album de Metalúrgia general*, por D. Jerónimo Ibran.

Las calaminas pierden por la calcinacion de 22 á 30 por 100 de su peso: esta última cifra es algo exagerada porque no puede perder tanto el carbonato solo, y debe proceder de experimentos sobre menas que no estuvieran bien secas. Las blendas pierden tambien por la calcinacion del 20 al 30 por 100 de su peso primitivo.

Una vez calcinadas las menas, ya sean blendas, ya calaminas, se mezclan con el reductivo y se introducen en los aparatos á propósito para obtener el zinc.

MÉTODOS DE BENEFICIO.

Método belga (1).—El carácter esencial que distingue al método belga, es que las vasijas en que se colocan las menas mezcladas con el reductivo son tubos de arcilla de una longitud muy grande respecto á su diámetro, apoyados sólo en sus dos extremos y colocados en posicion próximamente horizontal. Los hornos en que se colocan estas vasijas, las cuales reciben el nombre de crisoles, y el número de las que hay en cada horno, varía segun las localidades y áun segun las fábricas. Una de las disposiciones más convenientes es la adoptada en la fábrica de Angleur, que es muy semejante á las de Moresnet y Saint-Leonard pertenecientes á la compañía *Vieille Montagne*, y á todas las demas de la provincia de Lieja.

Los hornos están siempre acoplados en grupos de cuatro, que ocupan un espacio cuya planta rectangular tiene 5^m,90 de largo por 3^m,50 de ancho. Cada horno está constituido por un cañon cilíndrico, apoyado sobre dos muros laterales, y cerrado por uno de sus extremos por medio de otro muro, que sirve á la vez de espaldar para los dos hornos, que corresponden á un mismo cañon. El hogar no ocupa toda la abertura de éste, sino que queda un poco lateral, y está construido bajo el nivel del piso del taller. En los hornos primitivos este hogar tenia una bóveda especial, provista de cuatro aberturas, á través de las

(1) *Mémoire sur la fabrication du zinc en Belgique, par MM. Piot et Murailhe. — Annales des Mines. — 4.^a série, tomo v, pag. 165.*

cuales pasaba la llama al espacio donde estaban los crisoles: en el día no se construye esta bóveda, y el hogar y la capacidad del horno están reunidos. En el muro posterior de cada horno

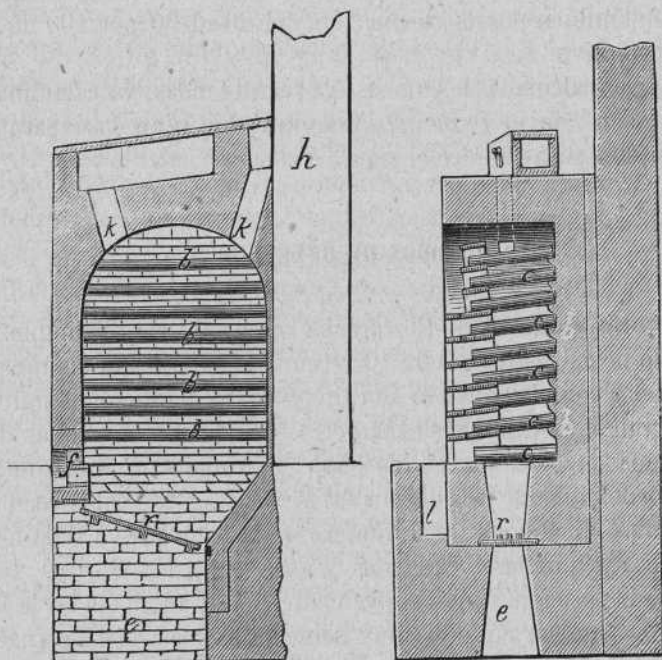


Fig. 30.

hay una série de banquetas, generalmente en número de ocho, sobre las que se apoyan las culatas de los crisoles, que forman de este modo ocho filas.

La bóveda tiene dos tragantes, que desembocan en una chimenea dividida en cuatro compartimentos, cada uno de los cuales sirve para uno de los hornos del macizo, y lleva su correspondiente registro para arreglar el tiro de cada hogar sin afectar al de los tres restantes. En el piso del taller, próximamente hasta una profundidad igual á aquella en que se encuentra la rejilla, y por el lado de la delantera del horno, hay un espacio donde se recogen los residuos al sacarlos de los crisoles.

La figura 30 da una idea bastante clara de la disposición de

este aparato: *cc* son los crisoles; *r* la rejilla; *e* el cenicero; *kk* los canales de salida de los humos á la chimenea *h*; *b* las banquetas del muro posterior; *L*, el espacio para arrojar los residuos; *f*, la puerta del hogar.

La delantera del horno, en la cual deben apoyarse los crisoles por la parte abierta, está formada de un emparillado, construido con ladrillos y barras de hierro, en cada una de cuyas casillas se coloca un crisol. La posición de los apoyos horizontales de esta delantera es tal, que el crisol está inclinado unos 20° de atrás adelante; es muy frecuente, á pesar de construirlos con toda precaución, que el asiento que hacen los hornos al calentarse sea desigual, lo que hace preciso algunas veces construir nuevamente las banquetas, para que los tubos queden en la posición que deben tener. Por delante de todo el horno, y á una distancia tal que puedan quedar dentro los crisoles y las alargaderas, y unos apéndices de palastro que se les agregan despues, existe un tabique formado por otro emparillado de barras de hierro, cuyos espacios corresponden á dos crisoles: estos espacios están cerrados con puertas de palastro, con objeto de que, al trabajar los obreros en cada par de crisoles, no esten sometidos al calor radiado por todos los demas.

Las dimensiones de los crisoles, son, por lo general, 1^m,10 de longitud, 15 centímetros de diámetro interior y 4 de grueso. Las del horno son muy variables, porque deben responder naturalmente al número de crisoles que ha de haber en él. Por lo común, la clave de la bóveda dista 3 metros ó 3^m,50 del suelo del taller, para que pueda trabajarse bien en los crisoles de las últimas filas, desde una mesilla de un metro de altura, sobre la cual se suben los obreros cuando es necesario. La anchura era primitivamente de 1^m,87, con cuyas dimensiones cabian en cada fila 6 crisoles, excepto en la superior, en que sólo se colocaban 4; hoy día se hacen hornos de 69 crisoles y hasta de 100, aumentando para ello la anchura de las bóvedas, y colocando en cada fila 8, 10, y hasta 12.

Los ladrillos que forman la delantera de los hornos, tienen una forma particular, y se llaman *sombreros de teja* (*chapeaux de prêtre*). Están formados de un trozo, semejante á un ladrillo puesto de canto, encima del cual, formando *T* con él, y unido

por medio de dos cuadrantes de círculo, hay otro que no tiene de ancho más que la mitad del largo del primero. La figura 31 da, con su sola inspeccion, una idea perfecta de la disposición de estos ladrillos. La porcion *V*, se coloca hácia la parte de fuera del horno, y sobre ella se apoyan unas placas de fundicion que sirven para sostener las alargaderas. Estas consisten en tubos de fundicion ó de arcilla, de forma cónico-truncada, y cuyas dimensiones son 40 centímetros de longitud por 10 y 6

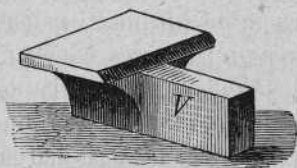


Fig. 31.

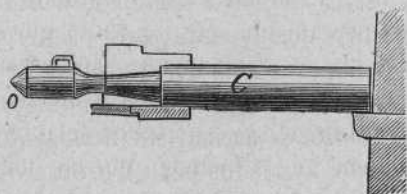


Fig. 32.

de diámetro exterior en las dos bases respectivamente, y un espesor de 2 centímetros. En la parte más delgada de la abertura, se coloca otra de palastro, cuya forma ordinaria está indicada en la figura 32; pero que á veces tiene la de una boca de regadera, ó de un cilindro terminado en un solo cono, por el lado en que se enchufa con la alargadera. La figura manifiesta en mayor escala la disposicion de uno de los tubos con sus alargaderas puestas. Todas las partes interiores del horno se hacen con ladrillos refractarios, y en el hogar, en el muro trasero y en las más expuestas al calor, se emplean estos de primera calidad.

Cuando un macizo es nuevo, hay necesidad de tomar grandes precauciones para caldearle, y aún así en muchas ocasiones no se evita, como se ha dicho ántes, que se haga el asiento con tal desigualdad que resulte al revés la inclinacion de los tubos.

Se empieza por cerrar con trozos de ladrillos y de crisoles viejos y un poco de mortero refractario todos los huecos de la delantera del horno, y se ponen en el hogar astillas, monte bajo y algo de leña rajada.

Durante un par de dias se mantiene el fuego de este modo, teniendo abiertos unos conductos que existen en la parte baja

de las chimeneas y que sirven para limpiarlas; al cabo de cuarenta y ocho ó cincuenta horas se cierran estos conductos y se empieza á echar en la rejilla algo de cok menudo, y áun algunas paladas de hulla seca, aumentando la cantidad de ésta progresivamente durante el tercero y cuarto dia, y añadiendo algo de hulla grasa, de manera que, al comenzar el quinto, el horno haya llegado á tener la temperatura del rojo blanco.

En este estado se procede á poner los crisoles, empezando naturalmente por aquellos hornos del macizo que están más calientes. El personal destinado á cada uno, se compone de un maestro y dos ayudantes. El primero de estos últimos empieza por demoler uno de los muretes que cierran los espacios destinados á los crisoles, comenzando á hacer esta operacion por la segunda fila de arriba. Mientras tanto el maestro y el segundo ayudanté, ayudados por otro obrero de los que trabajan en el macizo próximo, van á buscar un crisol al horno en que se encuentran éstos á la temperatura del rojo blanco; toma con su espeton uno de ellos y le atrae hasta hacer descansar la parte próxima á la culata en una barra de hierro, que presenta en su medio una curva, y que tienen los otros dos obreros por los extremos: en seguida, y sosteniéndole siempre con el espeton por la boca, marchan los tres rápidamente al horno, y colocan la culata enfrente del agujero que ha abierto el primer ayudante; el maestro empuja el crisol con el espeton hasta hacerle descansar sobre la banqueta de la trasera, y tan luego como está apoyado en ella, el primer ayudante, con trozos de crisoles y de ladrillos viejos y un poco de mortero, tapa y enloda perfectamente los espacios que quedan entre el crisol y los sombreros de teja, y pasa á destapar el orificio siguiente, para el cual se procede del mismo modo. Los cuatro crisoles de la fila superior son los últimos que se colocan. En las tres primeras filas de abajo se colocan crisoles más gruesos que en las demas, porque escorificándose más fácilmente las materias en virtud de la más elevada temperatura, se corroen más pronto.

No obstante todas las precauciones que se toman para evitar que el horno se enfrie miéntras se ponen los crisoles, evitando cuidadosamente abrir más de uno de los huecos á la vez y conservando bastante fuego en el hogar, la temperatura ha descen-

dido hasta el punto de que cuando se concluye, apénas hay algunos crisoles que estén al rojo oscuro: se limpia bien la rejilla, se añade combustible, y ordinariamente en unas veinticuatro horas el horno vuelve á estar al rojo vivo.

Una vez puestos los crisoles y miéntras la temperatura se eleva hasta el grado necesario para hacer las primeras cargas, se colocan en su boca los tubos ó alargaderas, cuya dilatacion las hace llenarla casi por completo, sin enlodar todavía el espacio que pueda quedar; cuando la temperatura es la conveniente, se hace una primera carga que los obreros llaman una carga *ligera*, y que consiste en algunos residuos de tratamientos anteriores, que son muy ricos en zinc, un poco de calamina y un peso de carbon igual al del total de las materias zincíferas: el ayudante va quitando las alargaderas y el maestro introduce en los crisoles la mezcla por medio de una hoja de palastro contorneada en forma de semicilindro, con su correspondiente mango, despues de lo cual se vuelve á colocar la alargadera, que se mantiene horizontal, apoyándola sobre la plancha de fundicion de la delantera del horno con un trozo de ladrillo, y se enloda con el crisol. Terminada la carga, el maestro examina si todos los huecos de la delantera están bien tapados, enloda las grietas, si existen, y en seguida arroja sobre ella cenizas calientes, que la protejen del acceso del aire frio, y que quedan sostenidas por las placas de fundicion que descansan sobre la parte exterior de los sombreros de teja.

Esta primera carga, que como todas las demas suele empezarse á las seis de la mañana, queda terminada ántes de las ocho y desde esta hora hasta las seis de la tarde, en que hay que hacer una nueva, sólo tienen que ocuparse los obreros encargados del horno de mantener la temperatura, para lo cual renuevan á menudo el combustible consumido y tienen cuidado de tener cerrada la puerta del hogar y tapado el hueco que en ella existe con un trozo grueso de carbon. Durante cuatro ó cinco dias se siguen haciendo cargas cada vez más aproximadas á la carga normal del horno (cada vez más *pesadas*) á las seis de la mañana y á las seis de la tarde; y cuando al cabo de este tiempo se llega á un rendimiento de 280 á 300 kilógramos de zinc en veinticuatro horas, por cada 1.000 de mena tratada, se considera el

horno como habiendo entrado en su marcha normal. Desde entonces la operacion se conduce del modo siguiente:

El personal destinado á cada horno, es, lo mismo que cuando se enciende por primera vez, un maestro y dos ayudantes, de los cuales el segundo no asiste durante toda la operacion, sino que se marcha poco despues de hecha la carga. Cuando el relevo llega al horno, encuentra en el depósito destinado á este objeto la carga que ha de introducir en los crisoles, y el maestro la examina para ver si está bien hecha, mientras que el segundo ayudante desenloda las alargaderas de las filas inferiores y las quita con unas tenazas á propósito, poniéndolas en el sitio destinado á limpiarlas. El maestro, despues de examinar las mezclas, toma las alargaderas y primero las rasca interiormente con un espeton pequeño, arrancando despues las ultimas asperezas con un cincel y un martillo, cuando las alargaderas son de fundicion. Mientras tanto, los dos ayudantes limpian á un tiempo los crisoles de la fila que no tiene alargaderas, destacando con un espeton, cuya boca tiene una forma de media caña, los residuos de la destilacion, sin que importe golpear sobre ellos, porque á la alta temperatura á que se encuentran los crisoles se han hecho muy resistentes. Cuando se han destacado los residuos, el segundo ayudante los hace caer por medio de un rodillo ó paleta, cuya placa es perpendicular al vástago en el espacio Z, y el maestro procede á hacer la carga de aquella fila de crisoles, teniendo cuidado de llenarlos perfectamente: uno de los ayudantes coloca de nuevo las alargaderas y se procede á limpiar y cargar los tubos de la segunda fila. Los inferiores de todos no reciben carga y suelen tener mayores dimensiones en diámetro y grueso que los demas, llamándose *protectores* porque sólo se destinan á evitar la accion directa de la llama sobre los que están cargados: de este modo se viene á conseguir el mismo objeto que se conseguia ántes con la bóveda que separaba el hogar del horno, formando la plaza de éste. En los crisoles de la última fila se ponen todas las crasas obtenidas en la operacion anterior.

Siempre que en el horno hay crisoles nuevos, sufren en éstos una contraccion por la exposicion á la fuerte temperatura que en él experimentan y que es algo superior á la del horno de prueba;

antes de cargarlos, el maestro los empuja hacia la trasera del horno, á fin de que apoyen bien sobre las banquetas y no puedan caerse.

Al hacer la limpia de los crisoles se observa tambien si algunos de ellos están grieteados ó agujereados; en caso de que el deterioro sea grande, se tapa su boca con un pedazo de crisol ó de ladrillo y se espera á concluir la carga, para renovarlo del modo que se ha indicado anteriormente; si la grieta ó el agujero son de poca consideracion, el maestro amasa con las manos un poco de arcilla que pone sobre la abertura con la cuchara de cargar, y que oprime con el revés de la misma cuchara para introducirla en ella. Un crisol compuesto de este modo, puede servir durante doce horas como uno cualquiera que se halle en buen estado; y áun algunos duran bastantes días; pero esto es muy raro porque casi siempre al limpiarlos se agranda la abertura.

En tres horas se terminan todas las operaciones relativas á una carga, y por consiguiente, á las nueve ó nueve media el horno está en plena actividad y por el extremo de cada alargadera sale una llama azulada, que empieza á hacerse verdosa y brillante en algunos de los inferiores: á las diez y media la llama de todas las alargaderas ha tomado este carácter que indica la presencia de óxido de zinc: entónces se ponen los apéndices de palastro, por cuyo orificio *o* (*Fig. 32*), salen los gases que los obreros apagan de cuando en cuando con unos paños mojados que tienen en las manos.

El hogar debe cuidarse de modo que la temperatura no descienda del rojo blanco y sea uniforme en todo el horno, lo cual se consigue por medio de registros colocados en los tragantes de la bóveda. A las once de la mañana se retirá el segundo ayudante y el otro con el maestro empiezan la primera tirada. Este último coje los apéndices de palastro con unos paños mojados, los sacude sobre una caja cilíndrica de la misma sustancia para que suelten los polvos que puedan contener y los amontona en la proximidad del horno; cuando los ha vaciado todos tapa la caja con un disco provisto de su correspondiente mango, que evita el acceso del aire y la inflamacion del zinc que aún puede conservar bastante temperatura para arder. En seguida se apro-

xima al horno la mesilla, y subidos sobre ella el ayudante y el maestro, cada uno con un cazo calentado previamente y un rodillo semejante al empleado para limpiar los crisoles, pero más pequeño, traén por medio de éste hácia el exterior y vierten en el cazo el zinc que se encuentra fundido en la parte baja de las alargaderas. Cuando los cazos están llenos, se quitan las crasas que presenta el metal en su superficie, se ponen aparte para cargarlas en los tubos superiores durante la operacion siguiente y se moldea el zinc en lingoteras, limpiando tambien en éstas la superficie. Como el metal contenido en el cazo se oxida con bastante rapidez y siempre quedan crasas, se vierte el liquido apoyando sobre su superficie una paleta de palastro que las detiene. Esta primera tirada no suele producir más que un lingote de metal que pesa 30 á 35 kilógramos y que se forma con el contenido de los dos cazos que tienen el maestro y el ayudante, que se vierten en la lingotera uno despues de otro.

Terminado el moldeo se colocan otra vez los apéndices de palastro, y se comienza la preparacion de la siguiente carga: ésta se hace en una artesa de madera que contiene 500 kilógramos de calamina y 250 kilógramos de carbon: segun las existencias de los almacenes, se prepara la mezcla con calamina blanca ó con calamina roja, ó con las dos, en cuyo caso cada mezcla se hace en un extremo de la artesa mezclando un poco más de carbon con la roja que con la blanca. A fin de facilitar la introduccion de la mezcla en los crisoles sin que la corriente gaseosa arrastre parte de la materia en polvo, se agrega á la mena un poco de agua.

A la una se hace una segunda tirada, de la cual se obtienen ordinariamente dos lingotes; á las cuatro otra que produce otro; y otra, por fin, momentos ántes de las seis, que tambien produce otro lingote.

Inmediatamente se procede á la limpia de los crisoles y á la nueva carga, repitiéndose durante la noche las mismas operaciones que han tenido lugar durante el dia. Ademas, se reemplazan durante la noche los crisoles deteriorados, como se indicó al hablar del modo de colocarlos todos en el horno.

En las fábricas belgas los obreros reciben, ademas de su jornal, un plus por cada kilógramo de zinc que obtienen, más

de 200 á 250, interesándolos de este modo en la mayor produccion de los hornos. En general, el producto de éstos en veinticuatro horas es de 300 kilogramos de zinc metálico, y 15 á 29 kilogramos de polvos. El consumo de combustible en el hogar, es de 5.000 kilogramos por cada 1.000 de zinc obtenido, y aparte de éste hay que agregar 1.500 á 2.000, que se consumen en la mezcla con la calamina, lo cual arroja un total de carbon, cuyo peso es de 6 á 7 veces el del metal obtenido.

Uno de los gastos notables en este tratamiento, es el consumo de crisoles; se considera en las fábricas de Angleur, de Saint-Leonard, Moresnet y otras, que un horno marcha perfectamente cuando no consume más de 4 á 5 crisoles por 300 kilogramos de zinc, producidos en veinticuatro horas.

Se ha observado que los crisoles que llevan quince á veinte dias de servicio, y que están recubiertos por dentro y por fuera de una especie de barniz, formado por las escorias, dan mayor cantidad de zinc. Esto es debido á que los vapores de éste se escapan en parte de los tubos al través de sus poros. La cantidad de zinc que se pierde por este motivo es muy considerable. Según M. E. Gatellier (1), en nueve cargas iguales, hechas sobre crisoles, unos barnizados y otros sin barnizar, ha habido un exceso de produccion de 180 kilogramos en los primeros. A fin de evitar este inconveniente, y poner desde luego en los aparatos de reduccion el barniz, con que al cabo les recubre el uso, se bañan los crisoles repetidas veces con una disolucion caliente, y lo más concentrada que pueda hacerse de sal comun, con algo de goma arábiga, para darle un poco de viscosidad. Un crisol, barnizado por este medio, cuesta 5 céntimos de franco más que un crisol ordinario, y en el tiempo que dura produce más de un kilogramo de zinc de exceso sobre los que no están barnizados.

Un horno no dura, por lo comun, más de dos meses ó dos y medio. Cuando empieza á marchar mal, se van aminorando poco á poco las cargas, reemplazando la calamina con materias más ricas y más fácilmente reducibles, dejando sin reponer los

(1) *Des inconvenients de la porosité des creusets employés à la fabrication du zinc et d'un moyen d'y remédier.*—*Annales des Mines.*—6.^e série, tomo II, pág. 145.

crisoles que se rompen, y procurando que la temperatura vaya descendiendo poco á poco; una vez frio, se hacen las reparaciones necesarias, empezando por demoler la delantera.

Durante mucho tiempo se han beneficiado en los hornos descritos precedentemente, los polvos, las crasas, y todas las materias ricas en zinc que se obtienen como productos secundarios del tratamiento: en el dia, y con el fin de no destilar de nuevo el zinc, que estos polvos contienen en gran cantidad al estado metálico en glóbulos muy pequeños, se verifica este beneficio en hornos particulares, llamados, del nombre de su inventor, hornos de *Montefiore* (1). Consisten en un horno de galera, cuyo hogar se encuentra hácia uno de los extremos de la bóveda, y colocado de tal modo, que la rejilla está un poco más baja que el pavimento. A una altura de 30 centímetros, sobre la rejilla, encuentran los arranques de una série de bóvedas de 20 centímetros de radio, separados entre sí por espacios cuya anchura es creciente conforme se van alejando de la rejilla, y sobre cuyo trasdos se colocan las vasijas que han de contener los polvos que se trata de beneficiar. Los costados del horno por cima de este nivel están constituidos por dos séries de muretes, que dejan entre sí los mismos espacios que las bovedillas colocadas sobre el hogar, y por último, apoyadas en estos muretes, y en unas columnas huecas de arcilla, que insisten sobre las claves de las bovedillas citadas, cubren el horno losas que tienen unas aberturas para introducir en él los crisoles. Estos son casi cilíndricos, y tienen una altura de 46 centímetros, por 17 y 16 de diámetro, respectivamente en la boca y en la base: por fuera son perfectamente cilíndricos, puesto que su grueso es de 4 centímetros en la parte superior y de 5 en la inferior. Al nivel de su fondo y lateralmente, sale de ellos una alargadera de 11 centímetros de diámetro exterior, 3 de grueso y 34 de longitud, á partir de la pared interior del crisol. En cada uno de estos crisoles se coloca un piston de arcilla de 15 centíme-

(1) Notas sobre el tratamiento metalúrgico de los minerales de zinc en Bélgica, por de D. C. M. de Otero y D. R. Rua Figueroa.—*Revista Minera*.—Tomo IX, pág. 593.—*Revue Universelle des Mines*.—Tomo III, página 1.^a.

tros de diámetro y 18 de altura, en el cual puede colocarse un vástago de hierro que permite manejarle con facilidad. Al extremo del horno opuesto al hogar, existen dos tragantes, por los cuales sale la llama á un canal único, desde el cual va á la chimenea. En estos tragantes hay unos registros para arreglar el tiro. Todo el macizo del horno está reforzado con montantes de fundicion empotrados en el piso y sujetos por arriba con un engatillado de hierro. Cada horno contiene 10 crisoles, 5 á cada lado.

Los crisoles se introducen en el horno por las aberturas que tienen las losas de la cubierta, y se ponen de modo que insiatiendo su fondo sobre los espacios que separan las bovedillas del hogar, el piston ó alargadera salga al exterior por los huecos que existen entre los muretes de los lados; estos huecos se tabican en seguida con trozos de crisoles viejos y arcilla refractaria; el nuevo murete así formado, que une unos con otros los que ya existian, debe dejar el crisol 4 centímetros por dentro de su paramento interior. El borde exterior y superior del crisol se une tambien á las losas de la cubierta con arcilla.

En cada crisol se colocan unos 15 kilogramos de polvos que llegan hasta una altura de 40 centímetros por debajo de su borde superior y encima se coloca el piston de arcilla. Antes de poner la carga se introduce por el orificio de la alargadera una varilla de hierro y se rellena con arcilla el espacio que queda entre ésta y las paredes de aquella; despues se saca la varilla, y los polvos mismos aglomerados por el calor cierran la salida. La temperatura á que debe mantenerse constantemente el horno es la del rojo oscuro. A las dos y media ó tres horas de hecha la carga se presentan en el espacio que queda entre la superficie interior del crisol y el piston algunos vapores de zinc, y entónces el obrero coloca vertical el vástago por medio de unas barras de hierro que corren por cima del horno y que tienen unos agujeros para este objeto: coloca encima unos discos agujereados de fundicion que descansan en nudos que tienen los vástagos y que pesan en conjunto 22 ó 25 kilogramos y por medio de un travesaño que sujeta en forma de T al vástago, hace una presion sobre el piston imprimiéndole al mismo tiempo que el movimiento descendente otro giratorio de vaivén, para facilitar la bajada.

Por medio de este movimiento los polvos mal fundidos se separan del zinc que pasa por el espacio anular que existe entre el piston y el crisol á la parte superior de aquel, mientras los polvos quedan en la parte baja, porque su menor movilidad (puesto que no están líquidos) no les permite verificar el movimiento que hace el zinc. Reunido éste el obrero quita el travesaño y los pesos, y el piston sube por sí mismo ocupando el zinc la parte inferior del crisol, porque su peso específico es naturalmente mayor que el de las crasas que aún están por reducir. Entonces otro obrero (el maestro) perfora el agujero que dejó la varilla de hierro y que está obstruido por los mismos polvos, hace la sangría y recibe el metal en un cazo, moldeándole enseguida. Luego que cesa la salida del zinc, se ponen de nuevo el travesaño y los pesos, y se repite la operacion obteniéndose aún otro poco de metal. Cuando esta segunda porcion ha cesado de correr, el obrero quita el piston, echa dentro del crisol una palada de crasas frias para disminuir en lo posible el desprendimiento de los humos, limpia las paredes interiores con un espeton curvo y cortante por una de sus extremidades, reúne luego todas las crasas en el fondo y las extrae con una paleta, dejándole preparado para la nueva carga. Las crasas vuelven al horno de reduccion donde producen un 45 por 100 de su peso de zinc metálico. Cada 100 kilogramos de polvos producen de 7 á 9 de estas crasas.

En veinticuatro horas se tratan en un horno de esta clase 1.200 kilogramos de polvos, lo que es más que suficiente para unos 80 hornos de reduccion. El consumo de combustible es de $2\frac{1}{2}$ á 3 hectólitros de hulla por veinticuatro horas. En cada mes se consumen 12 crisoles y 112 pistones. El personal de un horno son dos obreros que se relevan cada doce horas: el ayudante hace la limpia y la carga y despues mueve el piston, mientras que el maestro tapa la salida de la alargadera, y luego hace la sangría.

El método belga sólo puede aplicarse á menas muy ricas y en localidades en que existen arcillas refractarias de primera calidad, porque el consumo de los crisoles es muy considerable, como puede comprenderse por el modo con que están apoyados; ademas necesitan un combustible de clase especial, pues no

se prestan bien los de llama. En las fábricas de la compañía *Vieille Montagne* se usa hulla de las inmediaciones de Lieja, que no tiene más que 11 á 15 por 100 de materias volátiles y que produce unas 7.400 calorías; cuando no se puede disponer de hullas secas, es necesario mezclar con las crasas carbones antracitosos que disminuyan en lo posible la actividad de la llama, con la cual se destruirían más pronto los crisoles.

Un grave inconveniente del método belga consiste en la dificultad de caldear igualmente todo el espacio del horno; porque siempre resulta que mientras los crisoles de la fila inferior están espuestos á una temperatura tan elevada que no pueden cargarse, los de la última fila no pueden recibir tampoco la carga normal, porque no están bastante calientes para ello.

Esta dificultad se ha logrado vencer con un sistema ideado por el ingeniero sajón Mr. Martin, y planteado por el autor en la fábrica de Arnao (Asturias): sistema que no sólo permite uniformar la temperatura de todo el horno, sino tambien aprovechar el mucho polvo de carbon que allí se produce por la naturaleza del combustible que se desmorona muy fácilmente. En la parte superior de la bóveda del horno hay una tolva, cuyo fondo está constituido por una rueda de paletas helizoidales, que gira alrededor de un eje horizontal, y recibe su movimiento de una ruedecita de cajones hecha de zinc, cuyo diámetro no llega á medio metro, y cuyo eje se relaciona con el de la otra por medio de una correa sin fin. El carbon, reducido á polvo en molinos de volandera vertical, se coloca en la tolva, y va cayendo en forma de lluvia en el interior del horno, y quemándose mientras descende. La combustion es completa ántes de que el polvo de carbon llegue á la parte baja y la temperatura casi igual en todos los puntos del horno, lo cual hace que se obtenga un producto de zinc mayor que con el sistema de calefaccion ordinario.

El consumo de crisoles en este método es tan grande como ántes se ha indicado: el de las alargaderas es mayor, naturalmente, cuando son de arcilla que cuando son de fundicion; pero no es nunca de gran importancia.

La pérdida de zinc llega al 22 ó 25 por 100 del contenido en las menas; la mitad queda en los residuos y la otra mitad se

volatiliza y es realmente perdida: pero debe tenerse en cuenta que las menas no están nunca exentas de silicatos, que no rinden zinc ninguno en este tratamiento, y que por consiguiente, el método no tiene el inconveniente de producir la gran pérdida que aparece á primera vista.

Método silesiano—(1). Ya se ha indicado en las páginas anteriores que el principio sobre que descansa el beneficio del zinc por todos los métodos hoy en uso, es la reduccion del óxido (que procede de la coadura de las calaminas ó de la calcinacion de las blendas) por medio del carbon, en aparatos cerrados.

Las menas que se benefician en Silesia son casi siempre calaminas bastante pobres, que no contienen por término medio más de 21 á 22 por 100 de zinc, y que algunas no llegan al 12. En este último caso es indispensable enriquecerlas por medio de una preparacion mecánica bastante detenida.

Los hornos *silesianos*, empleados siempre en la Alta Silesia y tambien en algunas otras localidades en que las menas y los combustibles son á propósito para aplicarse á este género de aparatos mejor que á los hornos del sistema belga, han sufrido pocas modificaciones en su construccion y casi puede decirse que se emplean hoy lo mismo que hace cuarenta años. Se construyen siempre acoplados dos á dos para ahorrar espacio y están reunidos por grupos dentro de un mismo edificio, rodeados en estos últimos tiempos de ferro-carriles, por los cuales pueden llevar á ellos con facilidad el combustible y el mineral y extraerse el zinc producido.

La disposicion está indicada en la figura 33.

La plaza tiene en su parte central una rejilla *g*, cuyo plano está próximamente un metro más bajo que el nivel de la misma plaza. Las paredes del hogar están formadas por ladrillos refractarios; pero la parte restante de la plaza y de los muros del horno se construye de un modo muy económico, formando los macizos que la han de componer con muros delgados de ladrillo ordinario y rellenándolos con una especie de hormigon compuesto con trozos de ladrillo y cemento comun. La longitud del

(1) *Mémoire sur la métallurgie du zinc dans la Haute Silesie (Prusse)*, par M. Julien.—*Annales des mines*.—5.^a série, tomo xvi, pág. 477.

horno en el sentido de la rejilla es ordinariamente de 7^m,75, y su anchura de 5^m,27. En los costados paralelos á los lados menores de la rejilla se construyen dos muros de 80 centímetros de

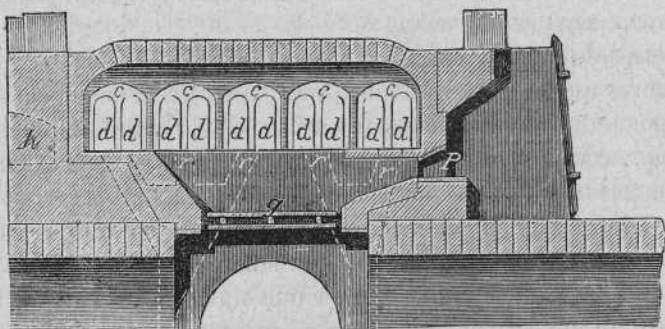
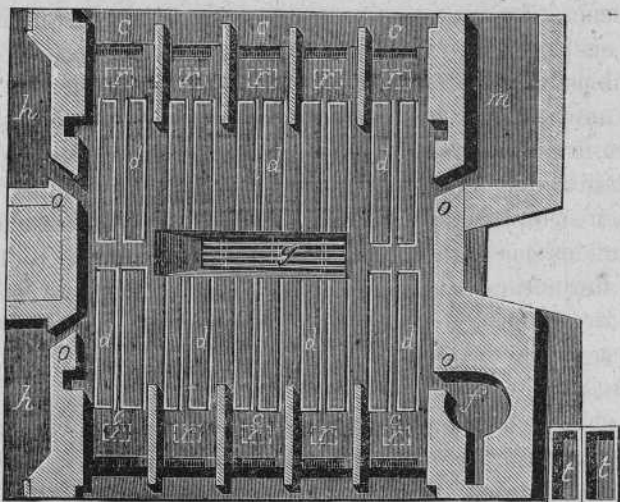


Fig. 33.



altura, en los cuales, por lo comun, existen ciertas aberturas *oo* que permiten á los productos de la combustion pasar á otros espacios unidos al horno, y en los cuales se aprovecha su calor para verificar la calcinacion de la mena, la cochura de las mufas y la refundicion del zinc, que siempre es necesaria ántes de entregar el metal al comercio cuando se hace uso de este método. En los lados largos del horno, y normales á su direccion, se

construyen otros tabiques de ladrillos, protegidos en su parte interior y en su parte exterior por placas de fundicion revestidas de arcilla, y que dividen cada uno de estos lados en compartimientos *cc* iguales, destinados á dar salida á los aparatos en que debe verificarse la reduccion del zinc. Sobre cada uno de los espacios *c* comprendidos entre dos de estos tabiques ó entre uno y el muro exterior del horno, se construye una pequeña bóveda rebajada, y sobre estas bóvedas se apoya la general del horno, que es tambien muy rebajada y tiene varios orificios para la salida de la llama, uno generalmente encima de cada bóveda *c*, á escepcion de aquéllas que están precisamente enfrente de la rejilla. El piso de los espacios *c* está recubierto por una placa de fundicion de 31 centímetros de anchura, y en la parte más interior del horno hay delante de estas placas unos orificios *r* que se reunen unos á otros y desembocan en canales practicados en la parte baja, á donde se arrojan los residuos de la destilacion cuando se sacan de las mufas. La existencia de estos canales es una de las pocas mejoras que han experimentado los hornos si-lesianos; antiguamente los residuos candentes de la destilacion se sacaban del horno por los fundidores y se echaban sobre el piso del taller, de donde los tomaban otros obreros para sacarlos fuera, lo cual era muy molesto tanto para los fundidores, cuanto para los peones que tenian que manejar aquellas materias, casi incandescentes; con el sistema empleado hoy, apénas salen de las mufas caen en las bóvedas inferiores al hogar y allí pueden enfriarse ántes de arrojarlos á los vaciaderos.

En el muro que separa uno de otro los dos hornos que constituyen cada pareja, existen dos espacios *h h*, separados entre sí por un contrafuerte de este mismo muro, y en los cuales penetra la llama por los orificios *oo*, saliendo luego por unas pequeñas chimeneas de 62 centímetros de altura: en estos espacios se verifica la cochura de las calaminas, á fin de no tener un gasto especial de combustible para esta operacion. En el muro opuesto existen tambien otros dos espacios *m* y *f*, el primero destinado á la cochura de las mufas y el segundo á la refundicion del zinc obtenido.

El combustible se carga en el hogar por la puerta *p* colocada á un nivel poco más bajo que la plaza del horno.

Los aparatos en que tiene lugar la reduccion del óxido zíncico, son unas grandes muflas de arcilla medianamente refractaria *dd*, que tienen 62 centímetros de altura por la parte exterior, y 58 por la interior, siendo el grueso, próximamente, de 2 centímetros: en el suelo tienen algo más y en la bóveda algo menos. La anchura de dichas muflas es de 22 centímetros por la parte exterior, y su longitud varía segun que se destinan á los lados del hogar ó á la parte de la plaza en que ya no existe éste. Las primeras sólo tienen 1^m,30 de longitud; las segundas llegan hasta cerca de 1^m,50. La parte anterior de las muflas está completamente abierta, y en ella existen dos repisas en las que se coloca una traviesa de arcilla cuidadosamente enlodada, que se destina á sostener el recipiente. La parte inferior de las dos en que esta traviesa divide la boca de la mufla, es la destinada á la extraccion de los residuos y durante la operacion está tapada con una placa de arcilla enlodada.

En cada horno se colocan ordinariamente veinte muflas en dos filas á un lado y otro del hogar, y en este caso los compartimentos *cc* son cinco en cada banda, y en cada uno de ellos desembocan dos muflas. El espacio comprendido entre una y otra, y el que hay entre ambas y el murete del horno, se tabica cuidadosamente para que no dé salida á la llama.

En la parte alta de la boca de la mufla se coloca el recipiente, que consiste en un tubo de arcilla, de forma angular, de algo más de medio metro de longitud en cada uno de sus brazos, y de una seccion de 18 centímetros de diámetro. La parte inferior del tubo vertical del condensador comunica con un agujero practicado en la mampostería del horno, por donde el zinc que gotea puede caer á un depósito especial para cada compartimento, y del cual se toma para reunirlo en la caldera de refundicion. La disposicion general de la mufla con el condensador *z*, está indicada en la figura 34 que presenta el aparato en una escala mucho mayor que la correspondiente á la figura 33.

Estos aparatos se han modificado en algunas partes, sustituyéndolos con tubos rectos y horizontales, unos con una depression en su cara inferior, destinada á reunir en ella el zinc, y otros ligeramente inclinados y cerrados en la parte baja de la boca, para que en este punto se reuna el zinc fundido; pero una y otra

disposicion se han desechado en Silesia, porque, segun parece, disminuyendo el tiro de las muflas quedaba más cantidad de zinc en los residuos. Sin embargo, en el establecimiento de Valentin Coq, en Bélgica, donde se sigue el mismo procedimiento silesiano, se usan recipientes de la forma de la primera modificacion indicada.

En el mismo plano del paramento exterior del horno, y por consiguiente dejando dentro de cada compartimento la mufla y el condensador, existen unas puertas de hierro, revestidas interiormente de arcilla y que pueden manejarse á voluntad

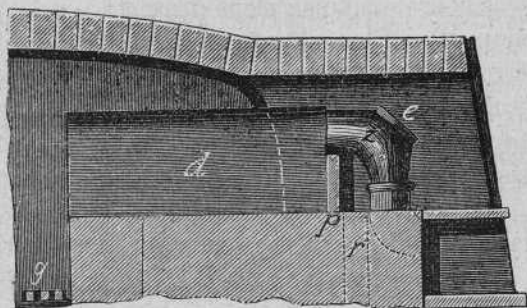


Fig. 34.

para la sustitucion de las muflas cuando éstas se deterioran. En estas puertas existen dos orificios; uno en la parte alta, por donde se puede hacer la carga, limpiar el recipiente, etc., y el otro inferior, para hacer la extraccion de los residuos y para enfriar algun tanto el recipiente cuando se eleva demasiado la temperatura.

Cuando se va á encender un horno recién construido, es preciso comenzar por dejarle secar y caldearle; para lo primero se le abandona á sí mismo por espacio de muchos dias, y para lo segundo se hace fuego sobre la rejilla; pero cuidando de interceptar bastante el acceso del aire, á fin de que la combustion se verifique con lentitud, y la temperatura no se eleve demasiado bruscamente. Las muflas deben estar ya colocadas en el horno, y sus culatas protegidas por un murete provisional, que impide la accion directa del fuego del hogar sobre ellas.

Mientras se verifica la desecacion, se colocan las traviesas en la boca de las muflas, y están casi completamente cerradas las comunicaciones con los espacios *hh*, *f* y *m*. Poco á poco se va aumentando el fuego, añadiendo combustible y facilitando el acceso del aire, y al cabo de siete ú ocho dias el horno ha adquirido la temperatura necesaria para la volatilizacion del zinc. Entonces se derriba el murete provisional construido á cada lado del hogar, se tapan bien los espacios entre las bocas de las muflas y el horno, se ponen los recipientes y se hace una carga pequeña; cuando ésta se ha volatilizado, otra mayor, y por último, á la tercera ó á la cuarta, ya se hace la carga normal y el horno puede considerarse en plena marcha.

El mineral que traen los obreros en carretillas ó en los wagoes del ferro-carril, se echa con palas en los espacios destinados á la calcinacion y allí se remueve frecuentemente con rastros. El tiro se arregla por medio de ladrillos, con los cuales se tapan, más ó ménos, las chimeneas y las comunicaciones con el horno. Los espacios destinados á la calcinacion de las menas, tienen dimensiones muy variables segun las fábricas. En algunas de ellas se calcinan á la vez, y en un solo espacio, 15 quintales métricos cada veinticuatro horas; en otras hay, con este objeto, en cada seccion de hornos dos cámaras, cada una de las cuales recibe 4 quintales métricos, que se dan por calcinados al cabo de doce horas; resultando de aquí, que el mineral calcinado en aquel tiempo es próximamente el mismo.

La pérdida que las menas experimentan por la calcinacion en las fábricas de la Alta Silesia, es de 30 á 34 por 100, y por lo tanto quedan como residuo de esta operacion unos 10 quintales. Estos se mezclan con los polvos recogidos en la operacion anterior, con las erasas de la refundicion y los demas productos ricos en zinc, y con un tercio, próximamente, de trocitos de cok, que se recogen en la parte baja de los hogares. El mineral debe estar en trozos del tamaño de nueces, y no en polvo; cuando los trozos son muy grandes, el ayudante encargado de hacer la carga los parte con un martillo. Todas estas sustancias se echan en una caja de madera, reforzada con escuadras de palastro y se remueven hasta formar una mezcla bien homogénea.

Para hacer la carga se empieza por abrir la puerta correspondiente al compartimento en que se hallan las muflas que se van á cargar, se limpian los recipientes con un espeton curvo, para hacer salir el zinc que pueda hallarse detenido en ellos y se destapa en seguida la parte inferior de la mufla. El maestro destaca con un espeton de punta los residuos, que son generalmente muy ferruginosos y están fuertemente adheridos al fondo, y el ayudante, con una especie de rastro, los deja caer en los conductos especiales *r*, si éstos existen, ó en otro caso en el suelo del taller. Verificada esta operacion, se examina si la mufla está servible ó si se ha hendido ó agujereado, siendo de advertir que esto último tiene lugar siempre que el mineral contiene una gran cantidad de plomo. Si el deterioro es pequeño, el obrero arroja sobre la grieta ó el agujero una bola de arcilla amasada, la oprime fuertemente con un espeton en forma de espátula y la espolvorea despues con un poco de arena bien refractaria.

Cuando la mufla no puede quedar útil con esta recomposicion, se quita, pero no se reemplaza inmediatamente, sino que se pasa á limpiar la próxima.

Si la mufla está útil ó si lo ha quedado despues de recompuesta como se ha indicado ántes, se tapa su parte inferior con una placa de arcilla ya preparada de antemano, en cuyos bordes se pone arcilla recién amasada para pegarla á la mufla. Cuando hay recipientes rotos se reemplazan inmediatamente. Terminadas estas operaciones en todas las muflas, en lo cual se tardan unos quince ó veinte minutos, se procede á la carga, que se verifica por un orificio *e* que tienen los recipientes en el ángulo. El maestro toma una cuchara de hierro de forma de canal y el ayudante se la llena de carga tomándola con una pala de la caja de madera en que está hecha la mezcla: cuando la cuchara está llena, el maestro la introduce en la mufla y la vuelve boca abajo. Ordinariamente se necesitan 20 de estas cucharadas para componer los 25 kilogramos que deben constituir la carga de cada aparato. Si los obreros juzgan que no hay bastante reductivo en la mezcla hecha, agregan una pequeña cantidad de hulla encima de la carga. Una vez terminada ésta, el ayudante repara los muretes que unen entre sí y con el horno las bocas de las

mufias, y miéntras tanto el maestro tapa las aberturas de los recipientes, cerrando luego las puertas, despues de haberlas recubierto de arcilla por dentro si en algun punto ésta se habia desprendido y enlodando las junturas. En todas estas operaciones se emplea próximamente una hora.

Poco despues de este tiempo empieza á destilar el zinc goteando sobre las placas de fundicion que terminan la parte delantera de la plaza en cada compartimento; y como está á una temperatura sumamente elevada, se quema en parte, lo que ocasiona una pérdida de mucha consideracion.

El maestro y el ayudante encargados de cada horno tienen que cuidar de la rejilla para la cual traen el combustible obremos especiales; y su trabajo principal se reduce á cuidar de que no se obstruyan los recipientes y de que la destilacion marche con regularidad. Cuando una mufia produce demasiado óxido de zinc, debe procurarse enfriarla, para lo cual se abre el orificio de la puerta correspondiente y se cierra en parte el de la bóveda á fin de que dirigiéndose el tiro por otro lado se rebaje algo la temperatura: si por el contrario, la mufia se enfria y da poco zinc, se debe tener bien cerrada la puerta y abrir completamente el agujero de la bóveda, construyendo á veces una pequeña chimenea con ladrillos encima de él para llamar en aquel sentido una fuerte corriente de los productos de la combustion. Sin embargo de todo esto, los obreros pueden atender bien al mismo tiempo á la calcinacion, á la refundicion del zinc obtenido, á la fabricacion de recipientes y de placas de arcilla para cerrar las mufias por la parte inferior, á la cochura y reemplazo de las mufias estropeadas y á separar con un martillo los depósitos ricos en zinc que se encuentran adheridos á los recipientes y que deben pasar á las cargas ulteriores.

El zinc obtenido en los recipientes tiene una gran cantidad de óxido que le impurifica, y ademas, como se va produciendo gota á gota, está mal fundido y no presenta un aspecto regular y homogéneo. El obrero le recoge y le refunde en una caldera de arcilla colocada en el espacio *f*, en la cual no sólo puede adquirir homogeneidad y quedar libre del óxido, que el obrero retira de su superficie por medio de una espumadera, sino que permaneciendo fundido y en reposo durante una ó dos horas, abandona

gran parte del plomo que pudiera contener, y que disminuye notablemente su maleabilidad inutilizándole para muchos usos. Para este objeto se han empleado durante algun tiempo calderas de hierro; pero no sólo se corroian con gran facilidad, sino que el zinc disolvía algo del metal de que estaban formadas y perdía una gran parte de su pureza. La única dificultad que la refundicion presenta es que siendo muy próximos los puntos de fusion y de combustion del zinc (412° y 500°) es facil que se originen pérdidas considerables por este último concepto. Al cabo de un par de horas de estar bien fundido se moldea en lingóteras *zz*, de forma rectangular y de 70 centímetros de largo por 25 de ancho y 5 de alto. Cada lingote pesa de 12 á 15 kilogramos. El fondo de la caldera no se saca sino al cabo de cierto número de operaciones: está cargado de plomo y se pone aparte para venderlo como zinc de segunda calidad.

Cuando una mufla se ha deteriorado de tal modo que es necesario reemplazarla, el maestro lleva una de las mismas dimensiones al espacio *m* del horno y la coloca en él de modo que no esté introducida más que la mitad, evitando por medio de tejas ó de ladrillos colocados en los orificios *o* que la llama actúe directamente sobre ella; poco á poco va acabando de introducirla y por último cierra la puerta para que llegue á la temperatura del rojo. Durante todo este tiempo el horno está en actividad, y el espacio que debia ocupar la mufla en la delantera del horno tapado con un tabique provisional. Cuando la mufla está bien roja, se reunen unos cuantos obreros que la llevan á su sitio por medio de espetones; se demuele el tabique con que éste estaba tapado, y se coloca, cerrando inmediatamente la puerta de hierro del compartimento para que no se enfrie demasiado y se obstruya el recipiente próximo. Por el orificio de la puerta hace el maestro luego el tabique que debe unir la mufla con el horno y con la inmediata, pone despues el recipiente y la placa de arcilla para cerrar la boca de descarga y espera á la carga siguiente para introducir en aquella mufla la que le corresponde.

Como la carga del horno es una operacion muy penosa por el calor elevadísimo á que durante ella se encuentran sometidos los obreros, se ha procurado aligerarla unas veces reuniendo para hacerla los obreros de diferentes hornos y otras cargando

alternativamente las muflas de un lado y las del otro. El primero de estos medios no se ha adoptado generalmente, para dejar á un solo maestro la responsabilidad de todas las operaciones practicadas en cada horno; y se suele usar el segundo, que tiene el inconveniente de que la destilacion no marcha con la igualdad que seria de desear, inconveniente que desaparece en mucha parte cuando los obreros tienen gran práctica y saben usar bien para modificar el tiro, los orificios de la bóveda. Generalmente se cargan las muflas de un lado á las seis de la mañana y las del otro á las dos de la tarde, cargando á un tiempo en un mismo macizo de hornos los lados que están en diagonal.

Por lo comun no se sacan los residuos á cada carga sino que se dejan pasar dos ó tres sin abrir la parte inferior de las muflas, y esto disminuye ya bastante la molestia de la operacion.

Se ha tratado de modificar el procedimiento silesiano aumentando el número de muflas contenidas en cada horno, haciendo que los agujeros de la bóveda y las chimeneas de las cámaras de calcinacion, refundicion, etc., vayan á un canal comun que les conduzca á una chimenea general, etc.; pero estas modificaciones no han dado buen resultado, porque si bien el aumento del número de muflas llevaba consigo un aumento en la produccion, tambien ocasionaba un consumo mayor de combustible por cada quintal de zinc obtenido y un rendimiento menor de las menas. El aumento del tiro con una chimenea elevada producía en el momento de cargar el combustible una combustion muy rápida que despues disminuía y ocasionaba así una série de alternativas de temperatura con las cuales el horno no marchaba bien.

Tambien se ha procurado evitar las pérdidas de zinc que se puedan ocasionar por el vapor que pase á través de los poros de las muflas, barnizando éstas por un método semejante al indicado para los tubos del sistema belga.

La duracion de las muflas es muy variable y oscila ordinariamente entre siete y diez y seis semanas: los recipientes suelen durar algo ménos, y en cuanto al horno, cada una de sus partes tiene una duracion distinta y es raro que haya necesidad de renovarlo todo de una vez. El hogar suele durar un año y la bóveda dos ó tres.

El combustible consumido en estos hornos para cada 100 kilogramos de zinc obtenido es de 1.940 kilogramos, lo cual hace ver desde luego que este método sólo puede usarse en aquellas localidades en las cuales, como sucede en la Alta Silesia, el combustible tenga un precio muy poco elevado; en este país cuesta á lo sumo 7^{fr},30 la tonelada.

El método silesiano es aplicable á menas pobres, en las cuales da mejor resultado que daría el belga, y tiene también sobre éste las ventajas de necesitar arcillas ménos refractarias y combustibles ménos escogidos, y de verificarse las operaciones en aparatos que necesitan muchos ménos gastos de establecimiento; pero en cambio tiene la desventaja de consumir una cantidad mucho mayor de combustible. Sin embargo, hay un hecho que indica muy claramente la superioridad de este método sobre el anterior, y es que al paso que en la Alta Silesia no hay establecimiento ninguno en que se beneficie el zinc por el procedimiento belga, en Bélgica, en la Prusia del Rhin y en algunos otros países, hay fábricas montadas por este sistema, si bien con algunas modificaciones.

En Borbeck, el procedimiento silesiano se ha modificado de un modo que afecta bastante á sus condiciones esenciales. En primer lugar, los recipientes acodados se han sustituido con otros rectos, de forma cónica, donde el zinc se recoge como en el sistema belga; además la carga se introduce en las muflas, poniendo en las de un lado los dos tercios, después de sacar los residuos, y en las del otro un tercio, dejando los residuos de la operación anterior; y por último, en vez de dejar que el zinc esté expuesto durante todo el día á la acción oxidante del aire, se hace una tirada cada ocho horas.

Los polvos producidos con este sistema de tratamiento, que son muchos, se cargan de nuevo en las muflas en algunas fábricas; en otras, y entre ellas en la citada de Borbeck, se benefician primero en hornos del sistema de Montefiore.

Método inglés (1).—El método inglés para la fabricación del zinc, bastante usado anteriormente en Inglaterra, á cuya cir-

(1) PERCY: *Traité complet de Métallurgie*, traduit par MM. E. Petitgand et A. Romna.—Tomo V, pág. 452.

cunstancia debe su nombre, se va desterrando de dia en dia y sustituyéndose por el belga ó por el silesiano.

Las vasijas usadas en este método, son crisoles de forma cónica, cerrados por la parte de arriba y de un metro de altura, y poco ménos de diámetro en la parte superior. Estos se colocan en círculo alrededor del hogar, en un horno semejante á los usados para fundir el vidrio ó el esmalte de cobalto. Los crisoles tienen en el fondo un orificio que corresponde á otro colocado en la plaza del horno, y al cual se adapta por la parte inferior un tubo de chapa de hierro destinado á la salida de los vapores metálicos. En la parte superior de los crisoles hay otro orificio por donde se hace la carga, y que algun tiempo despues de terminada ésta, y cuando la llama empieza á tomar un color verdoso, debido al óxido de zinc, se tapa con una placa de arcilla enlodada. Debajo de la extremidad inferior del tubo de desprendimiento se coloca una vasija, en la que se recoge el zinc que destila gota á gota, y en la cual hay agua para evitar que el metal salte fuera de ella. Antes de hacer las cargas, el orificio del fondo se tapa con un taco de madera, que se carboniza pronto y permite el paso á los vapores del zinc, impidiendo que la carga se introduzca en el tubo. Como los vapores se suelen liquidar, y aún muchas veces solidificarse en el tubo de desprendimiento, es necesario, miéntras la operacion se verifica, limpiar éste diferentes veces con una varilla de hierro doblada en ángulo recto y hecha áscua.

Cuando cesa la destilacion, se quitan los tubos de desprendimiento y las vasijas donde se recibe el zinc, y se mueven los crisoles á un lado y otro para facilitar la salida de la carga. Una vez vacíos, se vuelve á poner el tubo y otro taco de madera en el orificio del crisol y se procede á una nueva carga.

Cada veinticuatro horas se pueden obtener por este método, en un horno con ocho crisoles, 250 kilogramos de zinc, empleándose en la operacion tres obreros. El consumo de combustible en el método inglés es tan enorme, que llega á veces á 25 de carbon por 1 de zinc obtenido. En cambio el consumo de las vasijas es muy pequeño.

Métodos de Carintia y Hungria.—Tambien se ha empleado durante algun tiempo en Carintia y en la provincia hún-

gara de Banat, un método semejante al inglés, en el cual se usaban en vez de los seis ú ocho crisoles colocados en círculo alrededor de la rejilla, unos tubos verticales puestos en filas, dentro de una especie de cámara calentada por un hogar lateral. El número de estos tubos era variable, y ascendía en algunos hornos hasta 236, mientras que en otros no pasaba de 144. Los tubos estaban abiertos por un extremo, y se colocaban tapados con tacos de madera y con la extremidad cerrada hacia la parte superior, sobre otros tantos orificios que existían en la plaza del horno. La destilacion se verificaba por descenso, como en el método inglés, y en cada operacion se desechaban la totalidad de los tubos que estaban completamente deteriorados, sustituyéndolos con otros nuevos. La gran imperfeccion de este método, le ha hecho abandonar desde hace ya tiempo.

Métodos intentados para evitar el empleo de vasijas de arcilla.—Todos los métodos descritos y usados hasta el dia, presentan en su aplicacion dificultades de entidad, y son caros, porque la necesidad de poner las cargas en vasijas cerradas, lleva consigo un gran aumento en el coste de la mano de obra, y un gasto de mucha consideracion en la confeccion de estas vasijas, que se rompen fácilmente. Esto ha hecho practicar detenidos estudios para procurar el tratamiento de las menas de zinc en hornos de cuba ó por medio de la vía húmeda.

En Königshütte, en la Alta Silesia, se hicieron ensayos para beneficiar al mismo tiempo los minerales de zinc que contienen hierro, como hierro y como zinc. Para esto se usaban hornos de la forma de los hornos altos empleados en el beneficio del hierro, con la diferencia de que el tragante estaba cerrado y á cierta altura de la cuba tenian unos canales que desembocaban en aparatos de condensacion para recoger los vapores de zinc. En estos hornos se usaban las menas mezcladas con el combustible; pero esta disposicion tuvo que abandonarse porque por una parte el consumo de combustible era tal, que compensaba con exceso el gasto que hubieran podido ocasionar las vasijas y por otra se obtenian un hierro y un zinc ambos de muy mala calidad.

Tambien se ha ensayado hacer la reduccion por medio de óxido de carbono, producido en una cuba distinta de aquella en

que se coloca el mineral, llevando luego los vapores á un condensador lateral; pero tambien ha sido necesario abandonar este sistema, porque formándose ácido carbónico por la reduccion del óxido zíncico, éste, en presencia del aire atmosférico, oxida de nuevo el zinc en vapor y hay una gran pérdida.

En atencion á estas circunstancias, los métodos por la vía seca no han tenido éxito y están limitados á la categoría de ensayos.

Algun mejor resultado han producido las investigaciones para el tratamiento por la vía húmeda, bien se emplee el ácido clorohídrico ó el sulfúrico; pero sin embargo, no se emplean tampoco como métodos verdaderamente industriales. Los residuos de la destilacion en muflas, se tratan bien por este procedimiento, regándolos con ácido clorohídrico concentrado, y removiéndolos con frecuencia durante algun tiempo. Despues se destila en muflas el cloruro zíncico formado, que se introduce en el comercio, bien en su estado natural, ó bien trasformado en óxido ó en zinc metálico.

Cuando en vez del ácido clorohídrico se emplea el sulfúrico, es indispensable proceder luego á la descomposicion del sulfato, que tiene muy pequeñas aplicaciones en la industria; pero se puede obtener fácilmente óxido por el tratamiento de la sal calcinada con carbon; ó zinc metálico, destilándola tambien despues de calcinada, con carbon y con cal.

Aplicaciones.—El empleo del zinc, restringido en un principio á la sola fabricacion del laton, ha adquirido de pocos años á esta parte un grandísimo desarrollo. Se usa solo, utilizando la propiedad de poder moldearse fácilmente, para la confeccion de una porcion de objetos domésticos y de lujo, como candeleros, relojes de sobremesa, piés de lámparas, figuras para adorno, etcétera. En planchas se usa tambien para forrar las vasijas de madera que han de contener agua, y para el revestido de terrados y azoteas, para baños domésticos, tubos de gran diámetro, etc., como asimismo para forrar buques, en cuyo caso la clavazon se hace del mismo metal, para evitar la accion eléctrica que resultaria de sujetarlo con clavos de hierro ó de cobre, y que le destruiria fácilmente. Tambien se emplea con abundancia para galvanizar los hilos telegráficos.

En estado de óxido, tiene aplicacion en la pintura; y en el de

sales, se aplica al estampado de telas, á la conservacion de las maderas, en medicina, etc.

La produccion anual de zinc de Bélgica, Alemania, Inglaterra, España y Francia pasa en el dia de 1.000.000 de quintales métricos; su precio es de 58 á 67 pesetas el quintal, segun su procedencia: el belga es el más caro.

Fabricacion de los productos refractarios.—Todos los métodos en uso en el dia para el beneficio del zinc, necesitan una considerable cantidad de vasijas refractarias, que por lo comun se hacen en las mismas fábricas de zinc, y muchas veces por los mismos obreros encargados de vigilar los hornos, como sucede con los recipientes y las tapaderas de arcilla que se emplean en el sistema silesiano.

En las fábricas belgas se emplea para este objeto una arcilla de excelente calidad y exenta por completo de óxido férrico, que se encuentra en las inmediaciones de Andennes: en la Silesia una no tan refractaria, que procede de Poremba, en Polonia. Siempre se usa la arcilla mezclada, en parte cruda y en parte cocida, y por lo comun se agrega tambien otra parte de polvo de las vasijas viejas. Las proporciones de esta mezcla varían segun las fábricas: para los aparatos empleados en el sistema belga, que deben sufrir una temperatura mucho más elevada, la cantidad de arcilla cocida es mayor que para los aparatos empleados en el sistema silesiano. En Bélgica se emplean, por lo general, para cada parte de arcilla cruda, 2 de arcilla cocida, en la cual suelen entrar, regularmente, por $\frac{1}{4}$ ó $\frac{1}{3}$ los restos de vasijas viejas: la proporcion de estos últimos en la arcilla cocida es muy variable, segun los establecimientos y segun el uso á que se destine la pasta. En Silesia se hacen las mufías y los recipientes con arcilla cruda y restos de mufías, de las cuales se ha separado con esmero la escoria que pueden tener adherida; y las proporciones son de $\frac{2}{3}$ de arcilla cruda para $\frac{1}{3}$ de restos de vasijas.

Se empieza por pulverizar y tamizar las arcillas, ya estén crudas, ya cocidas, y este molido, que algunas veces tiene lugar en cilindros y más comunmente en molinos de volandera vertical, se lleva más ó más ménos adelante, segun el uso á que se destina la arcilla; para los crisoles del sistema belga, se debe reducir

completamente al estado de harina. Las arcillas que han de cocerse se pueden pulverizar ántes, y cocerse luego en unas vasijas de arcilla, que se colocan en el horno, ó cocerse desde luego y molerse despues.

La mezcla se hace en pequeños artesones, cuyo volúmen es de 10 decímetros cúbicos, y en seguida se forma con ella una especie de muro circular, en cuyo centro se vierte agua, incorporando luego poco á poco con ella, por medio de palas, las tierras que la rodean. En algunas fábricas, como por ejemplo en Angleur y en Andennes, se emplean para amasar la arcilla unos cilindros de fundicion de hierro, de 2^m,30 de altura, por 90 centímetros de diámetro, abiertos en su parte superior y atravesados por un árbol vertical, armado de ocho paletas en forma de hélice. En el fondo hay una ó más aberturas, que sirven para la salida de la masa despues que las paletas la han formado. El obrero pone la tierra por la parte superior del cilindro, agrega agua, y recoge luego la masa que sale por el fondo, la espolvorea con tierra cocida y la va poniendo en carretillas, en las cuales se lleva á las cuevas en que ha de conservarse. Se calcula que las tierras están unas tres horas dentro de este aparato.

En algunos establecimientos se someten las tierras á una sa-gelacion que dura, segun las necesidades y las existencias, de diez dias á un año; en otros no se verifica esto, sino que se guarda en montones de gran consideracion, y cuando va á usarse se extiende sobre el suelo en una capa de 10 á 15 centímetros, se riega un poco para restituirla el agua que puede haberse evaporado, y se pisa durante seis á doce horas, operacion que en el establecimiento de Moresnet se repite por tres veces.

El taller de construccion de las vasijas debe mantenerse siempre á la temperatura de 20° centígrados. Los diferentes objetos que se emplean en cada uno de los métodos, se fabrican á mano con moldes ó con máquinas. Los crisoles belgas se hacian ántes, y aún se hacen ahora en algunas fábricas, formando primero un cilindro vertical de 22 centímetros de diámetro y 30 de altura, que se espolvorea luego con arcilla seca, y se coloca dentro de un molde de fundicion ó de madera, que tiene la misma altura y el mismo diámetro por la parte interior que el cilindro tiene por la exterior, y que se abre en dos mitades por

medio de una charnela: el obrero sujeta este molde para que no pueda abrirse, con un collar de hierro, igualmente de charnela, y que se cierra con un pasador, y en seguida introduce en la parte hueca del cilindro de arcilla otro de madera, del diámetro interior del crisol, con el cual, bien mojado, golpea sobre el fondo hasta que toda la arcilla ha pasado á formar la superficie lateral, y el pison da sobre la mesa ó el piso en que está colocado el molde. Entónces toma otra porcion de arcilla, y despues de sacar el pison, la arroja con fuerza en el interior del cilindro de arcilla, volviendo á comprimirle un poco como ántes. Saca despues el pison de madera y pulimenta el interior del cilindro de arcilla formado con una especie de barrena de madera, provista en uno de sus lados de un trozo de palastro, y por último con una hoja de zinc mojada, y quita luego la parte de arcilla que sobresale del molde no dejando sobre éste más que un reborde de unos 2 centímetros.

Para fabricar la segunda parte del crisol se empieza por formar una banda de arcilla de poca anchura y de un metro á metro y medio de longitud, que se va colocando en hélice sobre la parte ya construida, teniendo cuidado de que agarre bien en el final de ésta y unas vueltas con otras. La superficie groseramente cilíndrica formada de este modo, está llena en la parte exterior de las depresiones que el obrero ha formado con el pulgar para reunir bien las juntas; se pule un poco con la mano y se coloca sobre el primer segmento del molde el siguiente, contra el cual se oprime la arcilla con la mano de dentro á fuera, y despues se golpea con un cilindro de madera, que tiene un mango de menor diámetro, colocado en el sentido de su eje. Por último se pule la superficie interior con la barrena de madera y la hoja de zinc mojada, se quita el reborde que excede de 2 centímetros, y procede á hacer del mismo modo la última tercera parte del crisol, despues de lo cual en algunas fábricas se le pone una especie de pico ó vertedero, que sale por cima del molde. Hecho el crisol y ántes de llevarle al secadero, se pone en un sitio apartado del taller, dentro de su mismo molde, y se deja en él hasta que se han construido otros dos. Cuando ya hay tres, como los obreros no disponen de mayor número de moldes, quitan el del primero, que está ya bastante seco, para

no aplastarse sensiblemente bajo su propio peso, pero que necesita se le sostenga para no torcerse; y para ello se clavan en el piso, á su alrededor, tres vástagos de madera ó de hierro, que se unen por arriba con un cincho de hierro y que le impiden doblarse. Al cabo de ocho ó diez días se les da un nuevo pulido con la mano húmeda y con una raedera; cada obrero suele marcar los que hace con una cifra especial.

El secadero está á una temperatura de 20 á 50° centígrados, y en algunas fábricas hay dos; uno á la más baja y otro á la más alta; en el primero están los crisoles unos ocho días; en el segundo se les tiene, si es posible, dos meses; pero por lo ménos quince días.

Modernamente se fabrican los crisoles haciendo un bloque macizo de arcilla de sus dimensiones exteriores, el cual, colocado en un molde, se taladra cuando está medio seco, hasta el punto conveniente para que quede un fondo de suficiente espesor.

Hay diversas opiniones entre los fabricantes y entre los ingenieros, acerca de cuál es el mejor sistema para fabricar esta clase de vasijas; en general, las fabricadas á mano pesan 36 kilogramos y las hechas á máquina 45, lo que parece indicar que éstas son más compactas, porque el espesor de las paredes y del fondo es igual en todas próximamente. Sin embargo, hay quien prefiere las hechas á mano.

Después de taladrados los crisoles de máquina, se dejan secar como los otros, y tanto los de una clase como los de otra, cuando están bien secos, se cuecen en un horno especial á la temperatura del rojo blanco muy intenso. El horno consiste en un espacio rectangular, recubierto por una bóveda de cañon seguido, y cuyo piso está formado por otra con agujeros bajo la cual está el hogar. Las dimensiones varían según el número de objetos que se quieren cocer á la vez; pero por lo demás, los hornos son de la misma clase, bien se destinen á la cochura de crisoles ó á la de alargaderas, muflas, ladrillos, etc.

Las muflas unas veces se hacen completamente á mano, y otras con moldes; se prefieren, por lo comun, en las fábricas las primeras, porque se ha observado que las otras se grietean principalmente por las junturas que presentan los moldes para unir sus diferentes piezas.

Cuando se hacen á mano, se empieza por formar una pieza maciza de las dimensiones que la mufla ha de tener y se arranca la parte interior hasta dejar las paredes del grueso que próximamente las corresponde, lo cual da la seguridad de que entre las paredes, el suelo y el fondo de cada mufla hay una perfecta adherencia. En seguida, y teniéndola colocada con la boca hácia arriba, se reviste por todo su contorno lateral con unas placas de arcilla, que ocupan próximamente su mitad, y tienen una altura, segun la longitud de la mufla, de 20 centímetros; cada una de ellas se deja el tiempo necesario para que tome bastante consistencia, y cuando está un poco seca se pone otra, teniendo cuidado para que agarren entre sí de mantener bien frescos los bordes con trapos mojados. Para que el trabajo no se interrumpa, es necesario, por consiguiente, que el obrero tenga muchas muflas en construccion á la vez. Terminado el revestimiento exterior, y no obstante que la mufla tiene ya una forma muy regular cuando el obrero es práctico, se acaba de rectificar, colocando en su superficie lateral y segun las generatrices del prisma ó del cilindro que forman las caras laterales y la superior de las muflas, una regla de madera de 10 centímetros de anchura, que se sujeta con la rodilla, y sobre la cual se aplica perfectamente la masa, golpeando con un macito de madera por la parte de dentro. De este modo se recorre la parte lateral y la superior; en cuanto al suelo, que importa que esté muy plano para que siente bien sobre la plaza del horno, porque de no suceder esto se rompe pronto, se hace con él lo mismo, usando en vez de la regla una tabla de todo el ancho de la mufla. Despues se la ponen los apéndices en que ha de descansar la traviesa para apoyar el recipiente, se deja secar y se cuece.

Cuando se emplean moldes, éstos son de madera, compuestos de tres partes, que corresponden á los tres tercios de la mufla, dividida por dos planos horizontales. La parte media tiene un asa para poder extraerla fácilmente cuando la mufla está hecha. Este molde se coloca sobre una placa de arcilla bien trabajada, de un espesor uniforme de 4 centímetros, y un poco mayor que el suelo del molde; se levantan los bordes laterales, y se pone encima del molde otra placa, que se une cuidadosamente con los rebordes de la anterior; del mismo modo se hace el fondo,

y cuando la masa tiene bastante consistencia para no aplastarse, se saca la pieza central del molde, que, resbalando sobre las otras dos, y sólo en la mufla por los costados, no la deteriora, y despues se quitan tambien las otras dos piezas; operacion ya muy fácil, porque están muy holgadas una vez quitada la primera.

De un modo semejante se construyen los demas productos refractarios, tubos, placas, ladrillos, recipientes, etc.

En la proximidad de Lieja, en el punto de donde se sacan las arcillas que emplean para sus productos refractarios casi todas ó todas las fábricas belgas, hay establecida una fábrica de estos productos, á la cual los compran algunas de las fundiciones de zinc.

Fabricacion del blanco de zinc.—Otra de las fabricaciones importantes, anejas por lo general á la obtencion del zinc, es la del óxido de este metal, conocido en la industria con el nombre de *blanco de zinc*. Esta sustancia, aplicada desde hace algunos años á la pintura, se fabrica quemando en contacto del aire los vapores del zinc, y recogiendo el producto de la combustion en cámaras á propósito.

La sociedad *Vieille Montagne*, posee una fábrica en Pont d'Asnieres, cerca de París, en la cual se procede del modo siguiente. En un horno, semejante al del sistema silesiano, se colocan formando cuatro filas, dos, una sobre otra, á cada lado del hogar, veinte muflas de forma de un semicilindro muy rebajado, hechas de tierra refractaria. La parte anterior de estas muflas está abierta, pero tiene un reborde en el suelo que impide al zinc fundido verterse. Los vapores que salen de ellas pasan á unos espacios llamados *garitas*, que por su parte inferior comunican con unas cajas de palastro, en donde se recogen las materias muy pesadas que no puede arrastrar la corriente gaseosa, y por la superior están en relacion con una especie de embudo, tambien de palastro, que conduce las materias pulverulentas y los gases producidos á una série de cámaras de condensacion; las primeras de chapa, bien unidas con clavos y redoblones, y las demas de lona gruesa y fuerte, divididas por tabiques, y que comunican alternativamente por arriba y por abajo; por este medio se obliga á los gases á recorrer un tra-

yecto de 1.200 ó más metros. Las paredes exteriores de las muflas deben estar perfectamente enlodadas á los costados del horno, para evitar que los productos de la combustion puedan mezclarse con el óxido zíncico, porque como aquellos llevan siempre consigo alguna cantidad de carbon al estado de negro de humo, se impurificaria el producto que se trata de fabricar. En la parte baja de las cámaras existen tolvas con sus correspondientes llaves, por medio de las cuales se saca el blanco de zinc, tanto más ténue cuanto más lejos del horno se recoge. La quinta parte próximamente del producto se recoge en las cajas de palastro que terminan las garitas por la parte inferior: esta parte necesita refundirse ó se destina á la fabricacion de sulfato zíncico: algunas veces se lava ántes, y la parte arrastrada por las aguas se vende con el nombre de gris-piedra.

El polvo obtenido en las cámaras próximas á las garitas es más blanco, y la pintura hecha con él cubre mejor que la hecha con el otro, que es más ténue; por esta razon se mezcla todo él para obtener productos comerciales de las mismas propiedades como colores.

Durante algun tiempo se ha creido que el blanco de zinc podria reemplazar en la pintura al albayalde, sobre el cual tiene la ventaja de que no se ennegrece cuando se somete á la accion de vapores hidro-sulfurosos; pero no sólo hay que tener en cuenta que el óxido zíncico tiene mucho más valor que el albayalde, sino tambien que es necesaria mucha mayor cantidad del primero para obtener un color blanco aceptable, porque sin duda, á causa de ser algo trasluciente, cubre ménos y se necesita aplicarle en mayor número de capas. Ademas se destruye más fácilmente que la pintura de albayalde y es ménos secante que ésta, á no usarse una preparacion especial; porque si se emplea como secante el aceite de linaza hervido con litargirio, el blanco de zinc pierde la propiedad de no ennegrecerse con las emanaciones sulfurosas. En algunas ocasiones en que no se quiere un blanco muy intenso, como, por ejemplo, cuando se preparan para dibujarse las maderas en que se han de hacer grabados, se usa el blanco de zinc con preferencia al albayalde.

Tambien se prepara una pintura inventada por Sorel, que en lugar de hacerse con aceite ó aguarrás, como las llamadas al

óleo ó al barniz, se hace desliendo el blanco de zinc en una disolucion de cloruro zincico á 38°, á la cual se ha agregado un poco de carbonato de sosa. Esta pintura es sumamente secante y cubre bien, pero sin embargo, es poco empleada.

Fabricacion del laton.—Otra de las aplicaciones del zinc, que durante mucho tiempo ha sido exclusiva, y que aún consume grandes cantidades de este metal, es el *laton*. El laton consiste en una aleacion de zinc y cobre en proporciones variables, segun las propiedades que se quieren obtener; su color es amarillo de oro más ó ménos vivo; es dúctil, maleable, se funde fácilmente y se moldea bien; á diferencia del acero, se ablanda calentándole al rojo y enfriándole de repente por la inmersion en agua: es tenaz y bastante duro y conserva algun tiempo su brillo expuesto á las influencias atmosféricas. Sin embargo, la generalidad de los objetos que deben estar al aire y que no pueden limpiarse con facilidad, se cubren con un barniz compuesto de laca disuelta en espíritu de vino, que se colora con un poco de sangre-drago. Esto le da mejor color y más resistencia á las influencias atmosféricas.

Cuando se destina el laton á objetos que deben tornearse, se hace un poco seco para que no engrase la herramienta, y se compone de 61 á 65 partes de cobre, 36 á 38 de zinc, 2,15 á 2,50 de plomo y un poco de estaño que no debe llegar al $\frac{1}{2}$ por 100,

El que se emplea para alambres debe ser más duro y por consiguiente tener más cobre; así es, que su composicion es de 64 á 65 de este metal, 33 á 34 de zinc y solamente 0,8 de estaño y plomo.

Una variedad de laton, que es muy maleable y que toma bien el dorado, por cuyas dos razones se emplea para la fabricacion de halajas falsas, se compone de 92 de cobre, 6 de zinc, y 6 de estaño. En el comercio se conoce esta variedad con el nombre de *crisocala*.

Antiguamente se fabricaba el laton fundiendo en grandes crisoles, que se colocaban en un horno semejante al inglés de beneficio del zinc, la calamina y el cobre. Como con la primera tratada de este modo no podia producirse nunca laton que contuviera más de 27 á 28 por 100 de zinc, y en muchas ocasiones esta proporcion no es bastante, se recurria á la fabricacion de

un producto intermedio llamado *arcote*, que tenia 80 por 100 de cobre y 20 de zinc, y que empleado luego en lugar de cobre, con más calamina, podia dar laton con la cantidad de zinc apeteida. En el dia este procedimiento se ha abandonado por completo, y el laton se fabrica fundiendo directamente el cobre y el zinc, ambos al estado metálico.

La fusion puede hacerse en crisoles y en hornos de reverbero. Si lo primero, los crisoles son de arcilla refractaria y de forma cónica. Su profundidad es de 31 centímetros, y tienen interiormente 20 de diámetro en la boca y 17 en el fondo. Su espesor es en el fondo de 5 centímetros y en la boca de la mitad. Cada uno de estos crisoles puede contener 38 kilogramos de laton. Para fabricarle se colocan en número de cuatro ó de ocho sobre un horno de reverbero, que unas veces, como sucede en casi todas las fábricas inglesas, es de seccion cuadrada, y otras, como sucede en Alemania, es de seccion circular. Cuando el horno está al rojo se sacan los crisoles uno á uno y se cargan volviendo á introducirlos en él y dejándoles por espacio de cinco á seis horas, en cuyo tiempo adquieren la temperatura del rojo blanco. En unas fábricas se pone en el fondo de los crisoles el zinc en trozos, recubierto por el cobre en granalla; en otras se pone sólo el cobre, y cuando se ha fundido se agrega el zinc poco á poco y con precaucion. El combustible empleado debe ser cok de buena calidad, y cuyas cenizas no sean muy corrosivas para evitar en lo posible el deterioro de los crisoles.

Cuando el metal está bien fundido, se quitan las crasas que se forman en la superficie y se moldea en lingoteras de hierro, si se destina al laminado, y en moldes de arena si se han de construir con él objetos fundidos.

En uno y en otro caso los objetos ó las planchas deben recerse, lo que tiene lugar en un horno calentado por dos hogares laterales, y en el cual permanecen algun tiempo á la temperatura del rojo oscuro, teniendo cuidado de mantenerlos bien separados unos de otros, á fin de que el aire circule libremente entre ellos.

Modernamente se aplica al forrado de buques una variedad particular de laton llamada *metal de Muntz* (ing. *Muntz-metal*), compuesto de 60 por 100 de cobre y 40 de zinc, que se fabrica

en hornos de reverbero, incorporando el zinc al cobre cuando éste se halla fundido, y recogiendo luego la aleacion en grandes depósitos de arcilla, de donde se saca con cazos para hacer las planchas; però tomando ántes muestras que se laminan y se rompen para examinar la fractura. Si esta no presenta un grano fino y unido, se agrega un poco más de zinc en el horno, y así se continúa hasta que se obtiene el resultado apetecido. El inventor de este procedimiento, obtuvo un privilegio en Inglaterra y á su muerte dejó la inmensa fortuna de 15 millones de pesetas. Sin embargo, MM. Petitgand y Ronna, en su traduccion de la obra de Percy, pretenden que esta aleacion era ya conocida. Sea de esto lo que quiera, el hecho es que se consumen hoy grandisimas cantidades para forrar los buques de casi toda la marina mercante inglesa.

PLOMO.

(Lat.) **PLUMBUM.** (Fr.) **PLOMB.** (Ing.) **LEAD.** (It.) **PIOMBO.** (Al.) **BLEI.**

I.

Sus propiedades.—Modo de obtenerle completamente puro. Menas.—Teoría del beneficio.

Propiedades.—El plomo, cuyo equivalente químico es 103,50, es un metal de un color particular gris azulado; recién cortado tiene un fuerte brillo; cuando ha estado expuesto durante algún tiempo á las influencias atmosféricas, se cubre de una película gris oscura; es sumamente blando, hasta el extremo de dejarse rayar con la uña con suma facilidad; á esta propiedad debe también la de dejar sobre el papel una mancha cuando se frota con él. Es maleable y dúctil; pero tanto las hojas como los hilos que de él pueden obtenerse, son muy poco resistentes. Su peso específico es próximamente 11,4; pero los diversos físicos no están de acuerdo acerca de las cifras exactas que le expresan; así que Karsten dice que reducido á 0° C es de 11,3888; Reich, 11,370; Streng, 11,386; Pelouze y Fremy y Regnault, le suponen de 11,445; Gerhardt sólo indica 14,4. Por el batido ó el laminado aumenta algo el peso del plomo, pero en pequeña escala. Como todos los metales que impurifican al plomo son más ligeros que él, y al mismo tiempo más duros, resulta que pueden servir de indicios para apreciar la pureza del metal, su gran peso específico y su blandura.

Cristaliza en formas del sistema regular y generalmente en cubos, aunque no suelen estar bien definidos; á una temperatura de 320° á 340° C se funde; y es sensiblemente volátil, pero no tanto que pueda destilarse.

Los ácidos sulfúrico y clorohídrico le atacan con dificultad, puesto que uno y otro forman con él compuestos insolubles en agua y ácidos (si bien el cloruro es soluble en agua hirviendo); el ácido nítrico le disuelve con facilidad formando nitrato.

Las principales impurezas que contiene el plomo del comercio son el antimonio, el arsénico y el cobre. Cuando es puro se debe disolver por completo en ácido nítrico, sin dejar residuo ninguno blanco, lo que seria señal de la presencia de alguna cantidad de antimonio; la disolucion debe ser perfectamente incolora; y si está coloreada de azul indica que existe cobre; despues de tratado el líquido con ácido sulfúrico y separado el precipitado que se forma, no debe aquel ponerse azul agregándole amoniaco; concentrado el mismo líquido y tratado con sulfuro cálcico, no debe tampoco presentar copos amarillos cuando se le agrega ácido sulfúrico; pues en caso de presentarse éstos, indicarian la presencia de alguna cantidad de arsénico.

Purificacion.—Es muy conveniente tener en algunas ocasiones en los laboratorios plomo químicamente puro; y en este caso, el modo de procurársele es poner el óxido plúmbico del comercio en maceracion con carbonato amónico, con lo cual se disuelve el cobre; el óxido bien lavado se disuelve en ácido nítrico, y á la disolucion filtrada se agrega otra de cloruro plúmbico para precipitar la plata. La disolucion de nitrato, filtrada, se hace cristalizar dos ó tres veces, y el nitrato obtenido de la última cristalizacion se reduce á polvo, se calcina en un crisol para desprender el ácido nítrico y el óxido resultante se reduce luego con flujo negro.

Menas.—La principal y casi exclusiva mena de plomo, es la *galena*, cuya composicion es sulfuro plúmbico con 86,57 de metal y 13,43 de azufre. En rarísimas ocasiones dejan las galenas de presentar alguna cantidad de plata, y es muy frecuente que ésta sea la bastante para permitir su beneficio, sometiendo á operaciones ulteriores el plomo obtenido. En general las galenas más puras, que son tambien las ménos argentíferas, presentan

una textura hojosa muy marcada; las argentíferas suelen presentar una textura más ó ménos fino granuda; las mezcladas con otros sulfuros metálicos, además del de plomo, suelen ser las más ricas: en este caso conviene no llevar muy adelante la preparacion mecánica, porque puede separarse el contenido en plata con las gangas ó con los sulfuros ménos pesados; dejando todos estos sulfuros, resultan una porcion de productos que hacen muy complicado el beneficio, pero que permiten la obtencion de todos los metales útiles contenidos en las menas. Realmente seria preferible separar mecánicamente los metales de diferente naturaleza, y beneficiar sólo las galenas como plomo y como plata, beneficiando aparte las otras menas separadas, como cobre y plata; pero en el Alto Harz, donde se benefician menas de esta clase, se prefiere someterlas desde luego al tratamiento y practicar con ellas una larga série de operaciones de fundicion y calcinacion que dan por resultado final la obtencion de los tres metales que principalmente contienen: plomo, cobre y plata.

En la costa de Levante de España, se encuentran tambien en gran abundancia carbonatos y sulfatos de plomo, que constituyen, y sobre todo han constituido en aquella localidad, un importantísimo ramo de industria. El *carbonato ó plomo blanco*, contiene 83,50 de óxido de plomo y el *sulfato ó anglesita* 70,50; ambos, y particularmente este último, proceden en la generalidad de los casos de la alteracion de la galena.

Son escasísimas las muestras de estas menas que se encuentran en estado de pureza: generalmente vienen mezcladas una con otra, como es natural atendido su origen, y tambien con otras especies minerales como la *leadhilita* (plomo sulfo-tricarbonatado: $3(PbO,CO^2)+PbO,SO^3$) y la *lanarkita* (plomo sulfo-carbonatado: PbO,CO^2+PbO,SO^3).

Teoria del beneficio.—Los sistemas de beneficio del plomo se fundan en diferentes principios, segun no sólo las menas, sino los medios que se emplean para obtener el metal de ellas. Para el tratamiento de los sulfuros se emplea en unas ocasiones el sistema llamado *por afinidad*, y en otras el llamado *por reaccion*. En el primero se separa el plomo de su combinacion con el azufre, poniendo la galena en contacto con hierro ó con ma-

terias muy ferruginosas; en el segundo se hace intervenir como desulfurante el aire atmosférico. La reaccion en el primer caso se explica sencillamente; el hierro se apodera del azufre de la galena y el plomo queda libre; en el segundo el azufre se combina con el oxígeno del aire y produce ácido sulfuroso, dejando tambien el plomo; pero esta reaccion no tiene lugar de una manera tan inmediata, sino que en presencia del aire y del ácido sulfuroso, á una temperatura elevada, se forma óxido plúmbico; y en virtud de la presencia de esta base y de la humedad que hay siempre en los gases de la combustion, se forma tambien ácido sulfúrico, y por consiguiente sulfato de plomo: éste obra luego sobre la parte de sulfuro no descompuesto, y produce, mediante una série de reacciones más ó ménos largas y complicadas (en las cuales hay que hacer intervenir muchas veces el carbon), plomo, ácido sulfuroso y crasas más ó ménos ricas en metal, que pueden someterse á un nuevo beneficio. Las diversas proporciones del sulfato formado y del sulfuro no descompuesto, modifican estas reacciones, dando lugar á diferentes sistemas, que se explicarán detalladamente, indicando las que en cada uno tienen lugar. Los diversos períodos de esta operacion pueden considerarse como una calcinacion y una fundicion; durante la primera se forma el sulfato plúmbico, y durante la segunda obra éste sobre el sulfuro no descompuesto, dando así lugar á la produccion del plomo.

En cuanto al tratamiento de las menas terrosas, es decir, de los carbonatos y sulfatos, se hace siempre en hornos de cuba, y por consiguiente poniéndolos en contacto con carbon; á la temperatura elevada á que la operacion tiene lugar, el carbonato de plomo pierde su ácido carbónico y se convierte en óxido, fácilmente reducible por el carbon; el sulfato se reduce tambien parcialmente á sulfuro; y la accion de éste sobre el sulfato no descompuesto, del mismo modo que en el tratamiento de los sulfuros, da lugar á la separacion del plomo metálico.

A fin de estudiar detenidamente los sistemas de beneficio que pueden aplicarse á cada clase de menas, conviene separar el tratamiento de las de cada una de ellas, y ocuparse primero del tratamiento de los sulfuros y despues del de las menas terrosas.

II.

BENEFICIO DE LOS SULFUROS: MÉTODO EN REVERBEROS.—Tratamiento por reaccion. Método de Bleiberg (Carintia). Método inglés: aplicacion de este método en España; reverberos españoles ó holiches: Método francés.—Tratamiento de las galenas por el hierro en hornos de reverbero.—TRATAMIENTO DE LAS GALENAS EN HORNOS DE MANGA. Sin calcinacion prévia: método del Alto Harz, de Tarnowitz (Silesia) y de Harzgerode.—Con calcinacion prévia: métodos del Bajo Harz, de Przibram, de Pongibaud, de Pisa y de Freiberg.—TRATAMIENTO DE LAS GALENAS EN FORJAS. Hornos escoceses: hornos norte-americanos.

Los sulfuros ó galenas pueden beneficiarse por *reaccion* ó *afinidad*, como ya se ha dicho; en las diferentes localidades donde se emplea el primer método, la operacion se ejecuta siempre en hornos de reverbero; el segundo método se aplica por lo comun en hornos de manga; pero tambien se ha aplicado en reverberos, aunque el éxito ha sido tan poco satisfactorio, que al fin y al cabo se ha desechado por completo. El tratamiento por reaccion, y por consiguiente los hornos de reverbero, se aplican á galenas puras que tengan pocas gangas, y sobre todo cortas cantidades de sulfuros metálicos extraños; el tratamiento por afinidad puede aplicarse á galenas más impuras; pero no produce nunca plomo de tan buena calidad como el que se obtiene de los reverberos, lo cual es fácil de comprender, porque en éstos la mayor parte del metal se obtiene ántes de que hayan llegado á fundirse las sustancias extrañas que acompañaban á la galena.

Las menas oxidadas se funden siempre en hornos de cuba, segun se ha dicho ántes.

MÉTODOS EN REVERBEROS.

Ya se ha indicado que en el método por reaccion se puede considerar la operacion dividida en dos períodos: el primero, que es una verdadera calcinacion oxidante; y el segundo, que

es una fusion en que las menas alteradas en el primero reaccionan sobre las que no han sufrido alteracion: segun el tiempo que se invierte en cada una de estas dos operaciones, pueden considerarse tres métodos distintos de tratamiento, cada uno de los cuales es más á propósito para beneficiar galenas, que si bien todas ricas, tienen algunas condiciones distintas unas de otras. En ninguno de ellos deben tener una cantidad de sílice que se eleve del 5 por 100, porque fundándose las reacciones en la formacion de óxido plúmbico durante el primer período de la operacion, éste se combinaria á muy baja temperatura con la sílice si existiera en una gran cantidad, pasaria á las escorias, y aunque luego podria obtenerse por el beneficio de éstas, seria perdido por el momento para el resultado de la operacion, originando así un gasto de combustible inútil puesto que sólo se emplearia en empeñar el metal de cuyo beneficio se trata en una combinacion de más difícil tratamiento que aquella en que le presentaba la naturaleza.

Ademas de la diversa duracion de los períodos en que cada operacion se divide, los aparatos en que ésta tiene lugar varían tambien segun el método que se aplique. Puede considerarse que los métodos de beneficio de las galenas en reverberos son tres, que toman su nombre de las distintas localidades en que se aplican: 1.º El método *carintio*, en el cual se procura llevar la calcinacion de la mena hasta que se haya descompuesto y convertido en sulfato la mitad de la galena. 2.º El método *inglés*; en el que la calcinacion dura ménos tiempo y se puede considerar que sólo se ha descompuesto durante ella la tercera parte de la mena introducida en el horno. Y 3.º El método *francés*, en el cual la calcinacion es mucho más prolongada, llegando á alterar las tres cuartas partes de la mena introducida en el aparato.

Puede tomarse como modelo del procedimiento carintio, el establecido en Bleiberg (Carintia, Austria): como modelo del procedimiento inglés, el de los condados de Flint y Derby en Inglaterra, y como modelo del procedimiento francés, el seguido anteriormente en Bretaña, en la fábrica de Poullaouen, y hoy en las inmediaciones de Marsella, Nantes y Holzappel (Nassau). El procedimiento inglés se aplica en España al tratamiento de galenas, sumamente puras en los distritos de Linares y de Sierra

de Gádor; y algun tanto modificado, constituye el método llamado de *reverberos españoles*, que es difícilmente aplicable á galenas que no tengan una gran pureza, como la tienen las beneficiadas en los referidos distritos; pero que da excelentes resultados para menas que tienen esa condicion (1).

MÉTODO CARINTIO (2).—En Bleiberg se beneficia una galena que tiene como gangas la blenda y la caliza: en muy pocos puntos de los criaderos cuyas menas van á la fábrica, se han encontrado pequeñas cantidades de cuarzo, de piritá de hierro y de arcilla. No obstante que la blenda contiene la mayor parte de la plata que se encuentra en los minerales, es necesario separarla por una preparación mecánica muy detenida, á fin de no dificultar el tratamiento. Una vez preparada la galena, da en el ensayo de 65 á 72 por 100 de plomo.

Como en casi todos los demas métodos por *redccion*, la calcinacion y la fusion se verifican en un mismo horno, que puede ser de plaza sencilla ó de plaza doble; en este último caso, los

(1) Segun Mr. Rivot (*Principes généraux du traitement des minerais métalliques*, tomo II, pág. 298), el método de Sierra de Gádor para el tratamiento de las galenas, debe referirse, mejor que al método inglés, al método carintio. Sin embargo, como por la duracion de las operaciones y por la circunstancia de no tener que agregar carbon al final de ellas, así como por verificar una calcinacion muy incompleta y en la cual queda sin descomponer la mayoría de la galena, parece asemejarse más al método inglés, que se aplica tambien á las mismas menas en aquella localidad, me ha parecido preferible considerarle como una variacion de este último. Esta idea se robustece más, si se observa que el mismo Mr. Rivot, en la citada obra (pág. 315), considera el método carintio como inaplicable á menas con ganga cuarzosa; y en la localidad ya citada de Linares, se benefician con ventaja por el método de reverberos españoles, galenas puras, sí, pero cuya ganga es eminentemente silícea. El Dr. Percy parece participar tambien de mi opinion, contraria á la de Mr. Rivot, puesto que al hacer la enumeracion de los métodos de beneficio que va á describir en su *Metallurgy of Lead*, pág. 222, pone el método español á continuacion del inglés, y dice: "*The remarks on the Flintshire furnace apply equally to the spanish.*" (Las observaciones relativas al horno del Flintshire se aplican igualmente al español).

(2) *Mémoire sur le gisement, l'exploitation, la préparation mécanique et le traitement métallurgique des minerais de plomb de Bleiberg*, par M. E. Phillips.—*Annales des mines*.—4.^a série, tomo VIII, pág. 239.

ejes de las dos plazas, que están sobrepuestas, se cruzan en ángulo recto.

La plaza del horno es rectangular, en la mayor parte de su longitud, y se estrecha hacia el final por medio de dos curvas, terminando con una anchura igual á la del tragante; la figura 35

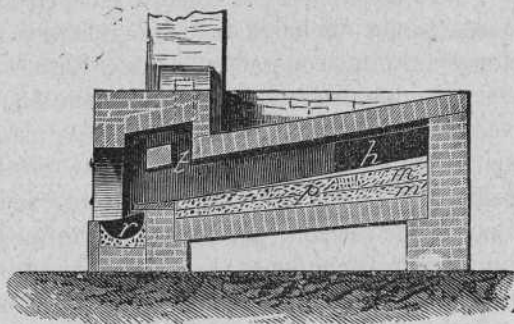
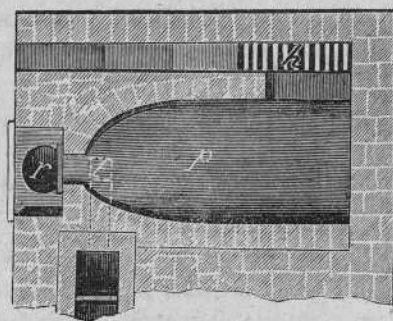


Fig. 35.



indica esta disposicion. El hogar *h* está colocado en la extremidad de uno de los lados largos de la plaza, y en la parte diagonalmente opuesta está la chimenea. Tiene 1^m,35 de longitud, por una anchura de 47 centímetros; pero la abertura, por medio de la cual penetran las llamas en el horno, no tiene más que un metro de larga y 25 centímetros de alta. La plaza *p* tiene una longitud de 3^m,47 y una anchura en el extremo donde se encuentra el hogar, de 1^m,46; en el opuesto no tiene más que 30 centímetros, que es la anchura de la puerta de trabajo *t*. Está construida sobre una bóveda hecha de arenisca roja, y for-

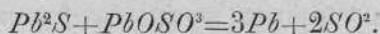
ma un cilindro compuesto de dos capas concéntricas m m' , la inferior m' de arcilla y la superior de crasas de la misma operacion fuertemente apisonadas y aglomeradas despues por una violenta elevacion de temperatura. Cada una de estas dos capas tiene 15 centímetros de espesor. El eje de la plaza presenta una inclinacion de 10° hácia el lado de la puerta de trabajo, en la cual está atravesada horizontalmente una barra de hierro, que sirve para apoyar los espetones durante la operacion. Toda la plaza es cóncava, y la flecha del arco que presenta su seccion tiene 18 centímetros. La bóveda tiene la misma inclinacion que la plaza, y dista 60 centímetros de su línea media: en la parte más baja de la bóveda, próximo á la puerta de trabajo, existe un tragante de 25 centímetros por 50 de seccion, que por medio de un canal inclinado comunica con la chimenea. Esta tiene 60 centímetros en cuadro y una altura de 8 metros, y sirve para dos hornos, que se construyen casi siempre unidos por los lados mayores de la plaza, segun indica el corte irregular de la figura. La parte inferior de la puerta de trabajo está formada por una placa gruesa de fundicion, y delante de ella se encuentra, abierto en un macizo de brasca, un depósito r , de forma de un semielipsóide, cuya seccion horizontal tiene 45 centímetros por 40, y el semi-eje vertical 25.

El trabajo en este método se verifica del modo siguiente:

Se empieza cargando en el horno por la puerta de trabajo 207 kilogramos de mineral en estado de schlich fino, que se extiende en la parte de la plaza próxima al hogar por medio de rastros. Suponiendo que el trabajo es el normal, el horno, al hacer la carga, se encuentra á la temperatura del rojo oscuro, y en el hogar no hay más que combustible casi carbonizado, que apenas produce llama. En estas condiciones la galena experimenta una calcinacion á baja temperatura, que convierte próximamente la mitad en sulfato y alguna parte en subsulfuro de plomo. Cuando se calcula que las proporciones en que se hallan la galena descompuesta y la que ha quedado sin alterar son las indicadas, se eleva la temperatura y se produce entre los equivalentes de sulfuro y sulfato la reaccion expresada en la siguiente fórmula: $PbS + PbOSO^3 = 2Pb + 2SO^2$.

La cantidad de galena que se ha reducido al estado de sub-

sulfuro produce tambien plomo metálico y ácido sulfuroso, por la reaccion que expresa esta otra fórmula:

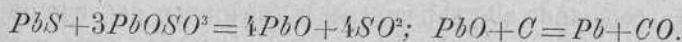


De modo que el resultado final de las operaciones es plomo y ácido sulfuroso. A las tres horas de introducida una carga, se calcula en Bleiberg que la calcinacion ha llegado al punto que se desea: entónces, para favorecer las reacciones, se eleva repentinamente la temperatura cargando tres ó cuatro leños en el hogar y se remueve la masa, lo cual produce cierta cantidad de plomo, que corre por la línea de máxima pendiente de la plaza, al reposador exterior.

Tan luego como el metal cesa de correr, el obrero deja durante una hora que un descenso de temperatura y un nuevo acceso de aire, determinen la oxidacion de parte de la mena que aún no se habia convertido en sulfato, y pasado este tiempo, aviva nuevamente el fuego y remueve otra vez las materias, obteniendo así más cantidad de plomo; y continúa de esta manera, procurando alternativamente la calcinacion de parte de la mena y la reaccion de ésta sobre la no alterada, hasta que al cabo de unas siete horas desde la introduccion de la carga la temperatura del horno ha llegado hasta el rojo casi vivo, y las materias colocadas en la plaza se empiezan á blandear. En este momento el obrero toma del hogar una palada de carbon, la arroja en la plaza, la revuelve rápidamente con las materias que hay en ella, con lo cual las hace más compactas, y en seguida las saca todas y las deja á un lado del horno para someterlas despues á un nuevo trabajo, juntamente con las sustancias análogas producidas por la carga siguiente. El plomo reunido en el reposador *r*, durante esta primera parte de la operacion, llega á unos 70 kilogramos, que se dejan en él hasta que se termina por completo la elaboracion de la segunda carga. El consumo de combustible para producir esta cantidad de plomo, es pequeño, porque como la temperatura ha de ser poco elevada, se aprovecha para la calcinacion el calor que durante la operacion anterior han adquirido las paredes del horno.

Tan luego como se han sacado las últimas crasas, el obrero introduce á paladas, lo mismo que ántes, por la puerta de tra-

bajo una nueva carga de otros 207 kilogramos, sobre los cuales opera del mismo modo; pero con la diferencia de que al introducir ésta, el horno está mucho más frío que lo estaba al introducir la anterior, y se necesita poner más combustible en el hogar. A las siete horas de la introduccion de la segunda carga, con la cual se verifica la misma série de calcinaciones y fusiones alternativas que en la primera, se han recogido en el reposador, ademas de los 70 kilogramos que en él habia procedentes de la primera operacion, otros 55 ó 60: y las materias que quedan sobre la plaza están fuertemente aglomeradas y á la temperatura del rojo cereza. Consisten en su mayor parte en sulfato plúmbico y en alguna galena sin descomponer: la reaccion que entónces se verifica por una fuerte elevacion de temperatura, produce óxido de plomo y ácido sulfuroso; y tanto para reducir aquel á plomo metálico, cuanto por la razon indicada ya de disminuir algo la licuidad de las crasas, se mezclan con carbon, que produce los dos efectos deseados. Las ecuaciones pueden escribirse de este modo:



Pasadas catorce horas desde la introduccion de los primeros 207 kilogramos de galena, y cuando ha terminado el verdadero trabajo por reaccion de las dos cargas, se vuelven al horno los residuos de la operacion primitiva y se remueven fuertemente mezclándolos con los de la segunda. De este modo vuelve á correr al reposador el plomo, y sigue produciéndose metal por la accion combinada de un aumento progresivo de temperatura, adiciones de carbon, y una fuerte y continuada remocion de las materias. Esta segunda parte de la operacion, verificada sobre las crasas de dos cargas, produce unos 100 kilogramos de plomo, y dura de seis á siete horas; cuando se termina está el horno á la temperatura del rojo vivo.

El plomo contenido entónces en el depósito, asciende á 225 ó 230 kilogramos. Se saca con cazos de hierro y se vierte sobre el suelo del taller, donde se enfria en planchas de forma irregular y de poco grueso. Cuando todo él se ha solidificado de este modo, se limpia bien el reposador y se cargan las planchas obtenidas sobre la parte inferior de la plaza; el calor que el

horno tiene basta para fundirlas y hacer que el plomo corra nuevamente al depósito, dejando en la plaza la pequeña cantidad de crasas que pudo haber arrastrado la primera vez, y que en estas condiciones no encuentran temperatura bastante para fundirse; el metal se moldea entónces en lingoteras. En estas últimas operaciones no se llega á emplear media hora, y por consiguiente en la elaboracion completa de dos cargas, ó sea de 414 kilógramos de galena, hasta quedar el plomo convertido en lingotes, se invierten veintitres horas y se consume poco más de un metro cúbico de leña de pino ó de pinabete, que es muy abundante en el país. Ademas del plomo se obtienen 56 kilógramos de crasas, que algunas veces contienen plomo en granellas y se someten á un molido y á un lavado. En otro caso, ó se guardan para la confeccion de nuevas plazas, ó se benefician en hornos de cuba bajos, para obtener el plomo que contienen, y que llega al 8 ó 9 por 100 de su peso.

Terminadas completamente las operaciones relativas á las dos cargas, se hacen en la plaza los pequeños reparos que se consideran necesarios, y que en realidad sólo tienen por objeto que el plomo encuentre fácil camino hasta el reposador, y se procede á cargar otros 207 kilógramos y á la elaboracion de otra doble carga, de la misma manera que se ha indicado ántes.

La plaza se va corroyendo con bastante rapidez por la accion de las materias fundidas, y más aún por la de los rastros y espetones empleados en el trabajo, principalmente de las crasas; al cabo de tres semanas está, por lo comun, completamente destruida en su parte central la capa superior, quedando al descubierto la de arcilla; cuando esto sucede, se interrumpe el trabajo, se arrancan las partes laterales de la plaza de escorias, y se forma nuevamente con crasas molidas y fuertemente apisonadas la capa superior; una vez hecha, se aglomera, por medio de una elevacion muy considerable de temperatura, en virtud de la cual las escorias sufren una fusion pastosa que no vuelve á producirse durante las operaciones del trabajo ordinario y que las hace formar un suelo casi impermeable al plomo producido sobre él.

Modernamente se ha introducido en Bleiberg una modificacion que facilita notablemente el trabajo, y es el empleo de hor-

nos de doble plaza. La forma de ésta es igual á la de los hornos que sólo tienen una; el tragante se bifurca á la salida de la inferior, y una gran parte de la llama pasa á la chimenea, mientras que otra pasa á la segunda plaza por medio de una abertura semejante á la que comunica el hogar con la primera, y que está provista de su correspondiente registro; de este modo la llama que sale de la primera plaza, ejerce su accion sobre las menas extendidas en la superior, cuyo eje se cruza en ángulo recto con el de la otra, á fin de facilitar el trabajo. La carga de la galena se verifica sobre la plaza superior, en cantidad de 420 kilogramos; es decir, próximamente doble de la empleada en los hornos de una sola plaza; se extiende cuidadosamente sobre ella, y durante el primer período de la operacion se mantiene casi completamente cerrada la comunicacion entre las dos plazas, procurando que la temperatura no pase nunca de 800°; y así se mantiene durante unas once horas, en las cuales corre ya al depósito superior una cantidad de plomo variable de 45 á 85 kilogramos. Las menas calcinadas, que contienen todavía más de $\frac{1}{3}$ de su peso de galena sin descomponer (lo cual corresponde próximamente á un equivalente de sulfato por uno de sulfuro), se sacan de la plaza superior y se introducen en la inferior, donde el obrero las trabaja fuertemente, aumentando leña en el hogar cada media hora, hasta que no se produce más plomo; entónces procede á mezclar con la masa, compuesta ya principalmente de oxisulfuros, un poco de carbon, y sigue trabajando hasta que la operacion termina como en los reverberos sencillos: la purificacion del plomo se verifica tambien del mismo modo que en éstos. Las menas calcinadas introducidas en la plaza inferior del horno doble, permanecen en ella algo más de once horas, durante las cuales en la superior se verifica la calcinacion de una nueva carga. En veintitres horas, pues, en vez de tratarse como en el horno sencillo 414 kilogramos de mena, se benefician en los dobles 840, con una gran economía en el combustible, cuyo consumo se reduce de 653 á 437 decímetros cúbicos por quintal de plomo obtenido. Tambien se aminora con este sistema la pérdida de plomo.

En la fábrica de Engis (Bélgica), perteneciente á la sociedad *Nouvelle Montagne*, se benefician por el método carintio gale-

nas de la misma localidad que contienen algo de blenda, de pirita de hierro, de caliza y que son muy pobres en plata (1). Los hornos son de plaza sencilla y algo más pequeños que los empleados en Bleiberg: el hogar no está colocado en uno de los extremos de los lados largos, sino que ocupa toda la anchura del horno (1^m,12) en la parte opuesta á la puerta de trabajo; además de ésta existe lateralmente otra, próximamente en el centro de uno de los lados largos, que se destina á la introduccion de las cargas.

La plaza no consta, como en Bleiberg, de dos capas sobrepuestas, sino que se hace toda ella de brasca, compuesta de $\frac{2}{3}$ en volumen de arcilla y uno de cok machacado; está fuertemente apisonada y tiene un espesor de 50 centímetros sobre la mampostería del horno. Durante el primer día de trabajo y despues de que la plaza está bien seca, se cargan por la puerta lateral 100 kilogramos de mena de segunda calidad, que se extiende sobre la plaza, especialmente en la parte más próxima al hogar, y se va aumentando paulatina y gradualmente la temperatura para producir algo de plomo, si es posible, y para fundir poco á poco las menas y tapar las grietas que hayan podido abrirse en la plaza. El segundo día se cargan ya 300 kilogramos de mena más rica, y durante los días siguientes se va aumentando la carga, primero 100 kilogramos, despues 50, despues 25 en cada día, hasta que al cabo de once se cargan en el horno 625 kilogramos de mena y puede decirse que el aparato ha entrado en su marcha normal. A las tres horas de introducida la carga se considera que la calcinacion ha terminado y se eleva de repente la temperatura, agregando combustible en el hogar, lo cual determina la corrida de un poco de plomo al reposador: se continúa luego removiendo frecuentemente la masa y aumentando gradualmente la temperatura, y á las cinco horas de hecha la carga se saca el plomo del reposador y se moldea, formando dos lingotes que pesan cada uno 47 kilogramos. Se aumenta más la temperatura y se trabajan de nuevo las materias y se va sacando

(1) *Notice sur la fabrication du plomb au four á rebervère à la société de la Nouvelle Montagne á Engis (Belgique)*, par M. V. Bouhy. — *Annales des mines*. — 6.^a série, tomo xvii, pág. 159.

el plomo tan luego como hay en el reposador el necesario para formar un lingote, produciéndose en las doce horas diez de éstos, que pesan 430 á 460 kilogramos. Los mismos obreros encargados del horno, que son dos, hacen otra carga y continúan trabajando otras doce horas, durante las cuales la operacion marcha próximamente lo mismo y produce tambien diez lingotes de plomo.

La duracion de cada campaña varía naturalmente con la duracion de la plaza; por término medio es de cuarenta y cinco dias, y se termina con la degradacion completa de aquella, que deja al descubierto la mampostería del horno. Tan luego como se advierte esto, se detienen las operaciones y se carga en el horno para secarla, la arcilla que ha de servir para construir la nueva plaza. A las diez y ocho ó veinticuatro horas está ya bien seca y se retira, y dos dias despues el horno se ha enfriado lo bastante para proceder á arrancar los restos de la antigua, cuyos trozos se mezclan con la arcilla y el carbon para fabricar la nueva.

El combustible empleado en Engis es hulla de llama larga, en trozos muy menudos en su mayor parte; al fin de la operacion, y cuando la temperatura ha de ser muy elevada, se quema algo de hulla gruesa.

Al moldear el plomo se forman en su superficie crasas oxidadas, que conviene quitar; lo cual se verifica con dos tablillas de madera dura, de forma semicircular, y que tienen en el diámetro que las limita un corte en forma de bisel; con este corte hacia adentro, se arrastran estas tablillas una hacia otra sobre la superficie del plomo que aún está fundido en el molde y las crasas quedan en el espacio en forma de V, que dejan aquellas en su parte superior cuando se reunen los dos diámetros. Los moldes suelen estar empotrados en el suelo; para levantar las barras despues de formadas, se introducen, ántes del plomo, en los dos extremos del molde, dos pequeñas barras de hierro dobladas como una escarpia; y cuando el plomo se ha enfriado, se levanta el lingote con estas barras, que se desprenden luego dando un pequeño golpe en cada una.

Método inglés.—La mayor parte de las menas sulfuradas de plomo que se tratan en Inglaterra, proceden de filones ó ma-

sas inferiores al terreno carbonífero, y tienen por gangas el carbonato de cal y la baritina. La galena de aquel país, como todas las que pueden beneficiarse económicamente por el método de *reaccion*, es sumamente pura. Estas menas se someten por los mineros á una monda y rastreo, y despues á una preparacion mecánica y se venden á los fundidores. Su riqueza media es de 70 á 75 por 100 de plomo, y rara vez pasan de 18 á 24 gramos de plata en los 100 kilogramos. El doctor Percy cita, sin embargo, algunas del Somersetshire y de Cornwall, que llegan á 36 y á 56 gramos en quintal métrico. Ademas de las menas procedentes del mismo país, se benefician tambien en Inglaterra otras importadas de diferentes comarcas, lo cual introduce una gran variedad en la produccion.

El tratamiento de las galenas empieza siempre por la obtencion de plomos llamados *de obra*, que se someten despues á diversos procedimientos para obtener de ellos la plata que contienen: el beneficio de la mena se hace siempre en reverberos, y con ligeras diferencias en el Flintshire y en el Derbyshire, pudiendo tomarse como verdadero tipo del procedimiento el del primero de los condados referidos, en el cual se benefician menas por lo comun más ricas que las tratadas en el otro.

Los hornos empleados (1) son grandes reverberos de plaza trapezoidal con las esquinas achaflanadas, representados en la figura 36. La longitud de la plaza, incluso el ancho del puente, es de 3^m,80; su anchura máxima, en el fin de los chaflanes próximos al hogar, de 3 metros, y la mínima en el principio de los inmediatos á la chimenea, 2^m,70. Debajo de ella se construye una bóveda de cañon seguido *a*, llamada *bóveda de aire* (inglés, *air-vault*), que está abierta por sus dos extremos. Esta bóveda está trasdosada de nivel, y encima de ella se extiende, á derecha é izquierda, una capa de ladrillos en la que se empotran fuertes grapones de hierro, destinados á recibir la parte inferior de los montantes de hierro fundido que han de reforzar el horno; por esta razon recibe el nombre de *capa de grapas* (*cramp-course*). Inmediatamente encima de esta capa se construye sólidamente otra de mampostería comun, unida con mortero ordi-

(1) PERCY: *The metallurgy of lead*, pág. 222.

nario, que presenta una fuerte concavidad hácia la delantera del horno, y en cuyo punto más bajo se halla colocada la piquera. Los ladrillos que constituyen la plaza se colocan de modo que

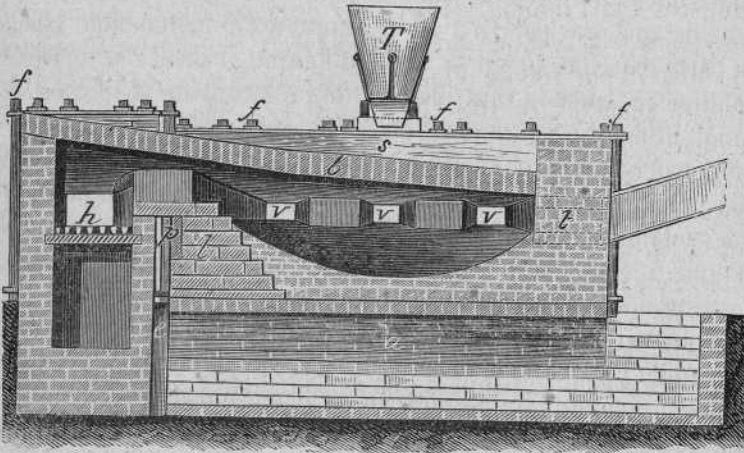
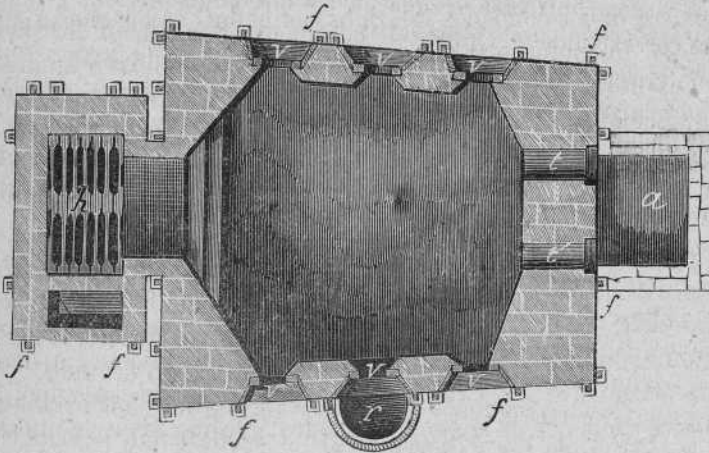


Fig. 36.



formen una especie de escalera hácia el interior, segun aparece en la parte *l* de la figura. Tanto en el frente como en la trasera del horno, existen tres ventanillas *vvv*, todas ellas de la misma forma y dimensiones, revestidas con fuertes marcos de hierro fundido y con sus correspondientes puertas tambien de hierro.

La parte superior de estos marcos está inclinada hacia el interior, y sobre ella, en un lado y otro, se coloca una fuerte plancha de hierro fundido, sobre la cual se apoya la bóveda. Las dimensiones interiores de las ventanillas son 28 á 30 centímetros de anchura, por 15 á 16 de altura, y ensanchan algo hacia la parte exterior, segun se ve en la figura. Al nivel de su parte inferior se extiende otra plancha de fundicion de 3 metros de longitud por 17 centímetros de anchura y 5 de grueso, que corre por delante de los marcos de las ventanillas á todo lo largo del horno. Los muros de éste, en la parte correspondiente á las ventanillas, están revestidos con planchas de hierro fundido que tienen diferentes formas, segun que se han de aplicar á los espacios que separan las ventanillas unas de otras, ó á los que quedan entre las dos extremas y el resto del horno. Bajo la ventanilla central de la delantera, y correspondiendo á la mayor depresion de la plaza, se coloca otra plancha de hierro, llamada *plancha de piquera (tap-hole plate)*, sujeta á la mampostería con dos fuertes rebordes, y en cuyo centro hay una pequeña abertura vertical, provista de una puerta que gira sobre sus goznes, que corresponde á la altura de la piquera. Por debajo de ésta se halla el reposador *r*, que es una gran caldera de hierro fundido, muy gruesa en su fondo, y en cuyo borde, contiguo al horno, hay una entalladura que corresponde á la piquera. La bóveda *b* es un cañon seguido, cuya directriz es un arco muy rebajado que se apoya en las planchas de que se ha hablado ántes y que se extiende desde el hogar hasta el fin de la plaza del horno, en cuyo punto termina en el muro donde se hallan colocados los tragantes. Una de las particularidades más notables de este horno, y á la cual dan excesiva importancia los constructores ingleses, es que la bóveda no es realmente un cañon seguido, sino que sus generatrices, en vez de ser rectas, forman un ángulo sumamente obtuso al llegar al plano vertical que pasa por el centro de las ventanillas más próximas al hogar. La altura de la bóveda sobre el puente es de 45 centímetros; frente á las primeras ventanillas tiene una altura de 40 sobre el nivel inferior de las mismas; en las segundas 37, y en las terceras 30. El nivel inferior de las ventanillas está 12 centímetros más bajo que el puente y la piquera cerca de un metro. En la parte trasera cor-

respondiente á la ventanilla central, hay en la bóveda un orificio que corresponde con el fondo de una tolva *T'*, por la cual pueden introducirse las cargas en la parte más alta de la plaza.

El hogar *h* tiene la puerta en la trasera del horno y el cenicero la tiene en la delantera; de modo que por ésta es por donde se limpia la rejilla y por aquella por donde se carga el combustible. En la delantera y encima del espacio por donde puede trabajarse en el cenicero, hay una pequeña chimenea que tiene por objeto absorber los gases que puedan existir en él, y que siempre están cargados de vapores plumizos. El muro posterior del hogar no está unido á la mampostería en que reposa la plaza del horno, sino que hay un espacio *e* comunicado con la *bóveda de aire*, y cuya pared correspondiente á la plaza está formada por una gran plancha de fundicion de hierro *p*, llamada por lo regular *plancha del puente (bridge-plate)*.

En la parte del horno opuesta al hogar existen dos tragantes *tt'*, de figura de prismas rectangulares y de diferente amplitud: el más próximo á la trasera *t*, tiene 30 centímetros de ancho y el otro *t'*, 25, siendo la altura de ambos 28. El objeto de esta diferencia es que la mayor parte de la llama pase por la parte alta de la plaza donde se encuentra colocada la mena, y no sobre el punto en que se encuentra reunido el plomo, que, expuesto en otro caso á una temperatura muy elevada y á una accion oxidante muy enérgica, sufriría pérdidas de consideracion. Los dos tragantes desembocan en un canal comun, del cual pasan los humos á una elevada chimenea. En el canal hay un regis'ro que permite activar ó disminuir el tiro. Los dos tragantes se abren al exterior del horno, con objeto de poder limpiarlos: mientras se trabaja está cerrada esta comunicacion con un tabique de ladrillos.

Todo el horno está reforzado con fuertes montantes de fundicion de hierro, *fff*, que pasan, segun ántes se ha dicho, por los grapones de la capa inferior de la mampostería, se introducen en el piso otro tanto como quedan al descubierto, y se unen por arriba por medio de tirantes de hierro dulce. A ambos lados de la plancha de piquera, encima y debajo de la puerta del hogar, debajo de los tragantes, en la parte baja del muro del horno, correspondiente á la ventanilla central de la trasera, y en

el suelo, en la proximidad de esta ventanilla, hay planchas de hierro, unas dulces, otras fundidas, que tienen el objeto de proteger la fábrica del horno contra la destrucción ocasionada por el roce de las herramientas, por la erosión de las escorias, etc. En algunas ocasiones toda la mampostería está recubierta por estas planchas; pero no puede prescindirse de poner por lo menos las que se indican.

El reposador está sujeto al horno por medio de un fuerte anillo de hierro dulce.

La bóveda del horno no se trasdosa de nivel, y los muros laterales tienen una altura algo mayor que la correspondiente á los arranques: el espacio que queda entre la bóveda y este trozo de los muros, representado en la parte *s* de la figura, se rellena por lo común con cenizas ó con arena, para evitar en lo posible que se pierda calor por la radiación.

Los cimientos, la parte exterior de los muros y de la bóveda, y todas las demas que no están expuestas á un calor demasiado fuerte, se construyen de mampostería ordinaria; el resto debe ser de ladrillos refractarios, y en casi todos los hornos del Norte del país de Gales se emplean los contruidos en Buckley, en el Flintshire, uniéndolos con la misma arcilla de que se hacen. Estos ladrillos, aunque son mucho menos refractarios que los de otras clases, duran más en estos hornos que los de distinta procedencia.

Sobre la capa de ladrillos, formada en escalones y que tiene ya la figura que se ha de dar á la plaza del horno, es necesario formar ésta, lo cual se verifica del modo siguiente: Las escorias producidas en el mismo trabajo, y que se conocen con el nombre de *escorias grises* (*grey-slag*), se reducen á trozos; próximamente del mismo tamaño que la grava empleada en los caminos, se introducen en el horno cuando éste se halla á la temperatura del rojo, se extienden sobre la plaza de ladrillos, y se aumenta la temperatura hasta fundirlas. De esta manera corren á la parte más baja de la plaza y allí se dejan enfriar hasta que se pongan pastosas; en este estado se extienden uniformemente por toda la plaza, por medio de rodillos ó rastros, y se dejan enfriar despues de haberlas dado la forma que se desea, y que es la que tiene la capa inferior de ladrillos; una plaza de las dimen-

siones indicadas, necesita sobre 5.000 kilogramos de escorias, dándola un espesor de unos 30 centímetros en la parte del crisol y de unos 15 en el resto. Las *escorias grises* son acaso el material más á propósito para este objeto, y el Dr. Percy manifiesta haberle llamado la atencion en la fábrica de Mr. Keates, en Bagillt, la dureza que adquirian. Como durante las operaciones de fundicion no vuelve á producirse una temperatura tan elevada como la de fusion de la plaza, ésta se mantiene perfectamente impermeable al plomo que se produce sobre ella.

El uso de los hornos, no obstante las frecuentes recomposiciones de que son objeto, los deforma y altera por lo mismo sus dimensiones; pero á pesar de esto, se sigue trabajando con ellos, sin que los resultados sean malos, durante uno y hasta dos años. La generalidad de los constructores, y aún los fundidores mismos, dan una importancia exagerada á la exactitud de las dimensiones, y cada uno de ellos guarda como un secreto importantísimo las reglas de su construccion; pero se comprende fácilmente, que si bien la forma general del horno puede influir muy notablemente en las operaciones que en él tienen lugar, esta influencia no puede extenderse hasta variaciones pequeñas de magnitud, que representan sólo unos pocos centímetros.

La carga ordinaria de un horno de las dimensiones del que se ha descrito, es de 1.058 kilogramos (21 quintales ingleses) de mena; pero siempre se pone alguna mayor cantidad, contando con la humedad que suele contener ésta, para que queden los 1.058 kilogramos despues de seca.

Suponiendo el horno en su marcha normal, está á la temperatura del rojo cuando se hace la carga; se extiende ésta uniformemente por la parte alta, procurando que no caiga ninguna á la depresion, que hace el oficio de crisol, y se la deja calcinarse durante hora y media ó dos horas, sin que la temperatura se eleve demasiado, para lo cual se mantiene casi cerrado el registro y se conservan abiertas todas las puertas. A la hora y media ó dos horas, se limpia la rejilla de la escoria que puede haber en ella, se agrega combustible y se abre un poco más el registro, á fin de aumentar la temperatura; pero cuidando de que la mena no se agrume: es necesario procurar que la temperatura sea lo más alta posible sin llegar á este término, porque

en otro caso la calcinacion se retrasa mucho, y si por el contrario la masa se funde ántes de tiempo, tampoco se verifican bien las reacciones.

Al cabo de unas tres horas la temperatura se ha elevado lo bastante para que casi toda la carga se haya puesto en un estado de fusion pastosa: se carga más combustible, se cierran todas las puertas, y en una media hora se consigue la fusion completa de la masa: cuando esto se ha conseguido, se vuelven á abrir las puertas y se echan sobre la carga unas pocas paladas de cal apagada, que produce el efecto de espesarla, y permite volverla á subir á la parte alta de la plaza; esta operacion se llama la *resubida* (*set-up*). Entónces se deja que la temperatura baje y se remueve bien la masa, que cada vez es ménos fluida, calcinándola por espacio de otra hora á baja temperatura y con un gran acceso de aire; despues se vuelve á cargar el hogar, se abre todo el registro y se cierran nuevamente las puertas, fundiendo de este modo la carga en cosa de un cuarto de hora. Se repiten las operaciones agregando más cal y haciendo una nueva resubida; pero como la masa es la segunda vez mucho más pequeña que la primera, no se necesita más que media hora para calcinarla.

Terminada la última calcinacion vuelve á avivarse el fuego, se cierran otra vez las puertas y se deja el horno durante media hora, en cuyo tiempo se funde perfectamente toda la masa, agregando algunas veces un poco de carbonilla del hogar, con objeto de reducir algo del óxido de plomo que haya podido formarse. Cuando la fusion es completa, se abren de nuevo las puertas del horno, se traban las escorias con cal y se hace la sangría del plomo, retirando por la puerta central de la trasera las escorias que han quedado en la plaza, despues de apagarlas con un poco de agua.

Durante la operacion, y en los intervalos de otras faenas, los obreros han llenado de mineral la tolva *T'*: apénas se hace la sangría, se vierte sobre la plaza su contenido y se extiende uniformemente sobre ella, sin agregar más combustible en el hogar, y dejando que la calcinacion se verifique con el calor que tienen las paredes y la plaza del horno. Si el combustible que ha quedado en la rejilla es demasiado poco y hay miedo de que

la temperatura se rebaje más de lo necesario, se agrega algo de carbón, pero teniendo siempre presente que la temperatura en este período debe ser bastante baja.

Mientras se verifican las faenas últimamente descritas, se forma sobre la superficie del plomo que se encuentra en el reposador una capa de crasas muy ricas en sulfuro de plomo, y que contienen mecánicamente mezclada una gran cantidad de metal. Para separarle empieza el obrero por introducir en el baño líquido una paleta, con la cual le remueve vigorosamente: arroja luego un poco de carbonilla sobre la superficie y la incorpora con el metal por medio de la misma pala, dando lugar de esta manera á que se forme un gran volúmen de gases que se encienden con una palada de brasa y ceniza caliente tomada del cenicero. De este modo se calienta muy bien la superficie del baño y se separan las espumas, volviéndolas al horno, donde se deja que escurran un poco de metal que se reúne en el crisol, y que luego se sangra para reunirlo al que ya se encuentra en el reposador. Despues se vuelve á tapar la piquera y se moldea el plomo.

Para la elaboracion completa de una carga de 1.058 kilogramos, se emplean de 600 á 800 kilogramos de combustible, segun la mayor ó menor potencia calorífica de éste y la naturaleza de aquella.

El servicio de un horno requiere dos obreros y un peon. Los primeros, que se llaman *maestro* y *ayudante*, atienden al cuidado del horno y del hogar; el otro llena la tolva, aproxima el combustible y el agua, retira las escorias que ya se han sacado del horno, etc.

Una carga de buena mena de Flintshire, produce 730 kilogramos de plomo; de éstos, 664 se obtienen directamente en el horno y los 66 restantes se pueden obtener luego de las escorias y de los humos. La cantidad de aquellas es de 187 kilogramos por cada fundicion y su riqueza de 55 por 100 de plomo.

El combustible empleado debe ser ligero y de fácil combustion, á fin de que puedan obtenerse sin dificultad las alternativas de temperatura que requieren la calcinacion y la fusion de las menas.

Segun parece, la solidificacion de las escorias por medio de la

cal, depende principalmente de la disminucion de temperatura que se produce al evaporarse el agua con que está combinada aquella.

El doctor Percy refiere minuciosamente las observaciones hechas por él mismo durante la elaboracion de una carga en el horno inglés de Flintshire, en una de las principales fábricas del Norte del País de Gales. Hé aquí su relacion:

"La carga era de 21 quintales (1 quintal=112 libras) de mena seca ó de 21,5 quintales, teniendo en cuenta que medio quintal corresponde á la humedad. Dos obreros estaban encargados del horno, uno á cada lado; es decir, en la delantera y en la trasera. El horno estaba en plena marcha y se habia enfriado mucho, como sucede siempre que se concluye de elaborar una carga.

A las 3 y 40 minutos de la tarde se dejó caer la carga por medio de la tolva, á través del agujero de la bóveda y se extendió sobre la parte superior de la plaza. Todas las puertas, inclusa la del hogar, quedaron abiertas.

5 horas 10 minutos.—El primer período ó *calcination*, terminó á esta hora: durante todo el tiempo invertido en ella el registro se mantuvo casi cerrado. Entónces se cerraron las dos puertas más distantes del hogar, quedando abiertas las otras dos de cada lado: se avivó el fuego y se cerró la puerta del hogar. Se observaba ya que corria algun plomo.

6 horas 35 minutos.—Volvió á avivarse el fuego: las dos puertas más próximas al hogar se dejaron abiertas, removiendo la mena con espetones, primero por una puerta y luego por otra. Poco después de empezar este período, el plomo corria en bastante abundancia.

7 horas 8 minutos.—Se cerraron todas las puertas de uno y otro lado: se avivó el fuego y se levantó completamente el registro. La carga presentaba una fuerte efervescencia, acompañada de un ruido crepitante, y el plomo corria en abundancia.

7 horas 50 minutos.—Se abrieron todas las puertas por ambos lados, inclusa la del hogar y se removiò bien la carga, cerrando despues la puerta de cada lado próxima al tragante. La carga, enteramente fundida, corrió toda al crisol.

7 horas 54 minutos.—Se arrojó en éste palada y media de cal apagada, mezclándola bien con la masa fundida sobre la superficie del plomo por la puerta central de la delantera, que se cerró despues. El obrero, colocado en la trasera, destacaba con la paleta las materias adheridas á la plaza, colocándolas en las inmediaciones del puente. Las dos puertas de los tragantes se mantenian cerradas; la del hogar abierta y el registro alzado.

8 horas.—Se introdujo por la trasera una paleta para destacar con ella las masas mal fundidas que habia en la plaza; y otro tanto se verificó por la delantera, en la cual el obrero usaba de un rodillo. Las materias desprendidas y las escorias trabadas con la cal sobre la superficie del

baño metálico en el crisol, se *resubieron* á la parte alta, junto al puente. Despues de esta resubida se dejaron abiertas la puerta del hogar y las dos próximas á él por uno y otro lado.

8 horas 18 minutos.—Se bajó el registro y se cerró la puerta del hogar, dejando abiertas las otras dos.

8 horas 47 minutos.—Se volvió á levantar el registro, se avivó el fuego y volvieron á cerrarse todas las puertas.

8 horas 54 minutos.—Al través de la puertecilla de la piquera se observó en la masa una fuerte efervescencia, que ya parecia una verdadera ebullicion.

9 horas 12 minutos.—Se volvieron á abrir la puerta del hogar y las dos inmediatas del horno y la carga estaba ya bien fundida; se introdujeron por la puerta central de la delantera dos paladas de cal que se mezclaron bien con la masa líquida: se limpió la superficie del plomo quitando las materias trabadas que habia sobre ella y echándolas sobre la plaza por medio de una pala introducida por la puertecilla estrecha que corresponde á la piquera.

9 horas 17 minutos.—Se rompió la piquera, y despues que el plomo corrió al reposador, se sacaron por la puerta central de la trasera las materias sólidas ó *escorias grises*, arrojándolas sobre la plancha que hay en el suelo con este objeto. Se volvió á levantar el registro y se dejó enfriar el horno para prepararlo á la nueva carga.

9 horas 25 minutos.—Se vertió en la plaza otra carga, extendiéndola sobre ella el obrero de la trasera: despues se bajó el registro. (Parece que esto se hizo demasiado pronto; los obreros hallaron que el horno se enfriaba más de lo regular y le volvieron á levantar por un poco de tiempo. Esto es contrario á lo que debe hacerse, porque cuando hay corriente demasiado fuerte, arrastra la mena que está en polvo muy fino.)

9 horas 29 minutos.—Se espumó el plomo del reposador con una paleta plana y agujereada, echando luego sobre él carbonilla y carbon encendido del hogar y revolviéndolo bien con la masa metálica.

9 horas 32 minutos.—Se quitó del crisol la carbonilla, volviendo al horno las escorias, de las cuales se desprendió todavía alguna cantidad de plomo, que se sangró pocos minutos despues. La piquera se cerró con un trozo de mortero fuerte de cal, introducido por la puerta del reposador y que se hizo entrar en el conducto de la piquera por medio de una herramienta curva.

Debe comprenderse que la manipulacion varía con la naturaleza de las menas, y que yo no hago más que recordar lo que he observado minuciosamente en circunstancias determinadas.

Examinemos ahora lo que ha sucedido en los diversos períodos de esta operacion. Durante el primer período, expuesta á una temperatura no muy elevada y á una accion oxidante muy enérgica, puesto que el aire penetra por las ventanillas abiertas,

una parte de la galena, próximamente la tercera parte, se oxida, trasformándose en sulfato plúmbico. Cuando en virtud de la apertura del registro y del aumento de combustible en el hogar se aumenta la temperatura, el sulfato y el sulfuro de plomo obran uno sobre otro y se forman plomo metálico, subsulfuro de plomo y ácido sulfuroso, en virtud de la reaccion expresada en la siguiente fórmula:



En este período empieza á correr con abundancia el plomo metálico, pero queda siempre una porcion de subsulfuro no descompuesto, cuyo plomo necesita beneficiarse, si no en totalidad, en su mayor parte al ménos. Por esta razon las crasas que han venido al crisol arrastradas por el plomo metálico y semifundidas, se traban con cal y se vuelven á la parte superior de la plaza, abriendo de nuevo las ventanillas, tanto para rebajar la temperatura, cuanto para hacer entrar una nueva corriente de aire que permita la oxidacion de parte del azufre y del plomo. La accion de la cal parece puramente fisica y mecánica; por una parte, la evaporacion del agua que contiene, favorece el enfriamiento de la masa y por otra la mezcla de una sustancia infusible con las que se hallaban fluidas en el horno, determina la aglomeracion de éstas, y permite que, volviendo á ponerse sólidas, puedan estar en condiciones de sufrir la segunda calcinacion: la cantidad de sulfato plúmbico va creciendo á medida que la operacion avanza, y llega á su máximo despues de la resubida, en cuyo período la reaccion del sulfuro no descompuesto es más enérgica y da lugar á la formacion de mayor cantidad de plomo, de subsulfuro y de ácido sulfuroso, segun la ecuacion indicada en las líneas anteriores.

Se ocurre desde luégo, que si la calcinacion se prolongase hasta convertir en sulfato la mitad de la galena, como sucede en el método carintio, podria obtenerse mucha mayor cantidad de plomo; pero entónces habria de elevarse mucho la temperatura despues de la primera corrida de la carga al crisol, y podria, segun Mr. Dick, fundirse parte de la plaza, por lo cual es preferible hacer la calcinacion sólo hasta este punto y repetirla por medio de las resubidas.

En la obra ya citada del doctor Percy, pueden verse mucho mayores detalles de este método.

Las frecuentes reparaciones que necesitan las plazas de los hornos, no permiten que se pueda trabajar en ellos más de trescientos días al año.

Segun Mr. Rivot, la pérdida de plomo por volatilizacion, es muy notable y no baja de 6 á 8 por 100 del que contienen las menas.

En el Derbyshire se benefician comunmente menas cuya ganga es la baritina, y que por esta causa no pueden enriquecerse por la preparacion mecánica como las de Flintshire, y resultan más pobres al someterse al tratamiento. Los hornos son enteramente semejantes en su forma á los de este último condado, aunque un poco más pequeños, y por esta razon tambien la carga es más pequeña y no pasa de 800 kilógramos. El primer período es más corto que en el método descrito anteriormente, porque las menas suelen contener bastante carbonato de plomo, el cual facilita la oxidacion del resto de la mena y la formacion del sulfato. No obstante cerrarse las puertas y darse por terminada la primera calcinacion ántes de las dos horas, apenas queda una cantidad de sulfuro sin descomponer, bastante á facilitar las reacciones ulteriores; despues de la primera elevacion de temperatura, se remueven frecuentemente las materias que están sobre la plaza, y se obtiene una gran cantidad de plomo, que, separándose de sus acompañantes á una temperatura relativamente baja, experimenta muy pocas pérdidas por volatilizacion. Las calcinaciones y las fusiones alternativas, vuelven á verificarsé y duran cosa de una hora, al cabo de la cual ha terminado por completo el período de las reacciones, y sólo quedan sobre la plaza crasas, que, ademas del sulfato de barita (que no ha sufrido alteracion química, ni se ha fundido hasta aquel momento), contienen sulfato, óxido y sulfuro de plomo en un estado de aglutinacion que no permite que se reuna en el crisol alguna cantidad de plomo metálico que está mezclado con ellas. Estas crasas se extienden sobre la plaza, al rededor del crisol, y se arrojan sobre su superficie algunas paladas de espato fluor (54 kilógramos), y otras de caliza (146 kilógramos), mezclando las materias íntimamente por

medio de rodillos, y activando en seguida la combustion para elevar la temperatura. De este modo se forman en presencia del azufre, del sulfuro de plomo y de los gases oxidantes, plomo metálico y sulfato de cal, que se funde con el espato fluor, y queda sobrenadando. Cuando está bien fundido todo se sacan con rastros, por una de las puertas, los compuestos térreos; se sangra el plomo y se procede á tratar las crasas que sobrenadaban en el reposador, del mismo modo que se ha indicado que se tratan en el Flintshire.

Lo mismo que en esta localidad, la operacion dura en total unas seis horas; pero en este tiempo se trata en Derbyshire ménos cantidad de mena y se obtiene ménos plomo. El consumo de carbon es por el contrario algo mayor en este punto, y generalmente pasa de 2 toneladas; pero relativamente á su riqueza, las menas tratadas en esta localidad producen más plomo, sobre todo en la primera parte de la operacion, cuyas primeras reacciones favorece notablemente la presencia del carbonato plúmbico. Con menas de 70 por 100 se obtiene en el primer trabajo de las menas, á las dos horas y media de la carga, 60 por 100 de metal.

En Cornwall se sigue un procedimiento enteramente análogo, con la única diferencia de que el primer período, ó sea la calcinacion, se verifica en un horno separado, llevando luego las menas calcinadas á otros iguales á los ya descritos, en los cuales se verifica la fusion y el trabajo de las crasas.

En nuestros distritos de Linares y Sierra de Gádor, se ha adoptado el procedimiento inglés. Las galenas, lo mismo que las de Inglaterra, son muy puras, y las del último distrito tienen tambien ganga caliza; las de Linares la tienen cuarzosa, lo cual dificulta algo este tratamiento; y en atencion á esto, allí se usan, más que los hornos ingleses, otros llamados *boliches*, que se construyen con un poco más de esmero que en Sierra de Gádor.

Los hornos ingleses de uno y otro distrito carecen de tolva, y la carga, que es de 1.250 kilogramos, se hace por los cuatro obreros del relevo entrante y del saliente, que, con palas ó con espuelas, ó con un aparato particular llamado *cebadera*, que es una especie de caja de palastro sin tapa y sin uno de los costa-

dos, la introducen por una ventanilla de la delantera y dos de la trasera, extendiéndola luego con cuidado en toda la plaza. Esta es casi plana, y tiene una ligera inclinacion hácia la ventanilla central de la delantera, en la cual está colocado un verdadero crisol. Una vez hecha la carga se deja el mineral calcinarse durante dos horas, removiéndole frecuentemente; y pasado este tiempo, se limpia bien la rejilla, operacion que los obreros llaman *descuescar la zabaleta*. Se carga el hogar y se cierran todas las ventanillas. A las tres horas casi todo el plomo y alguna parte de la mena sin alterar han bajado al crisol, y entónces, para evitar que la temperatura se siga elevando, se deja de añadir combustible (á lo que llaman *plantar* el horno), se sacan del crisol en una pala las crasas y las menas que sobrenadan en el baño de plomo, se vuelve á elevar la temperatura sin cerrar la puerta de la delantera, y se continúa de este modo por espacio de dos horas más, procurando que la temperatura siga cada vez más alta. Despues se arroja cal sobre las escorias, y, ó se sacan éstas por las ventanillas, ó (como sucede en la fábrica de San Andrés), se practica un segundo orificio de sangría, á una altura tal que permita la salida de la escoria y no la del plomo. Despues se sangra éste, se limpia su superficie de las crasas que pueden haber pasado al reposador, y se moldea.

Cada 50 quintales métricos de mena, que es la carga de veinticuatro horas, producen, término medio, de 32 á 34 de plomo, consumiendo 20 de carbon y $\frac{1}{2}$ metro cúbico de cal. El menor consumo de combustible que se observa en estos puntos, respecto del de Inglaterra, procede de la gran pureza de las menas y de las pocas gangas que contienen.

En muchas de las minas de Linares y Sierra de Gádor, cuyos propietarios no tienen grandes capitales y quieren, sin embargo, beneficiar por sí las galenas en lugar de venderlas, se usan para la fundicion los hornos llamados reverberos españoles, que aún conservan en algunos puntos la denominacion de *boli-ches* (1). La plaza de estos hornos, representados en la figura 37,

(1) Durante el tiempo en que el plomo constituia en España un producto estancado, y por lo tanto no podia beneficiarse más que por el fisco, se hacia un gran contrabando que facilitaba extraordinariamente

es circular, y por medio de un muro, que rellena un arco α , llamado *arco de las cruces*, está separada de otro espacio, de

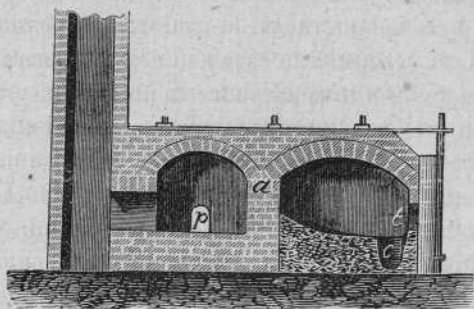


Fig. 37.

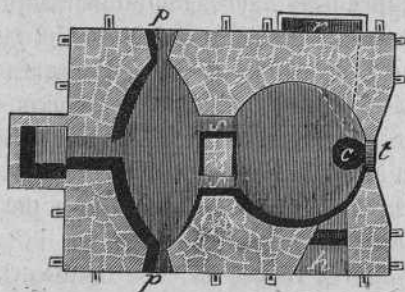


figura elíptica, que tiene dos puertas laterales pp , colocadas en los extremos del eje mayor, y que pueden servir para limpiarle y tambien para arreglar el tiro, y un tragante en el extremo del

la pureza de las menas tratadas. La mayor parte de los hornos, que eran de muy pequeñas dimensiones, se llevaba á lomo en machos, de unas á otras minas por los fundidores contrabandistas: cuando llegaban á un sitio á propósito, donde tenían mineral que fundir y no temian la visita del resguardo, armaban el horno, que entónces se llamaba propiamente *boliche* por su pequeñez, y verificaban su fundicion, para lo cual no les faltaba nunca combustible, que abunda, y sobre todo abundaba entónces, en los puntos de la Sierra en donde se encuentran las minas. Cuando acababan de fundir el mineral preparado, ó cuando tenían noticia de que los agentes del fisco les iban á los alcances, desarmaban el horno, volvian á cargar en los machos sus partes más esenciales, abandonando aquellas que podian reponer fácilmente y en cualquier punto, y se marchaban á buscar otra mina donde hubiese mineral que fundir.

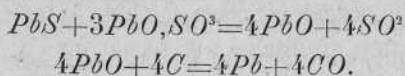
menor, que comunica con la chimenea. El diámetro de la plaza es próximamente 2^m,50, y la altura que sobre ella tiene la bóveda en su punto más alto, 75 á 80 centímetros. La bóveda es hemisférica, y está construida de granito ó de pizarra, que no necesitan ser muy refractarios, porque la temperatura á que se han de someter no es muy elevada. El arco de las cruces, construido de la misma manera, se rellena con un muro, que en Almería deja en todo su contorno un espacio anular para el paso de los productos de la combustion, y en Linares sólo deja dos aberturas próximas á los arranques, con objeto de obligar á la llama á pasar más cerca de la mena colocada sobre la plaza. No existe verdaderamente hogar, sino un espacio lateral $\frac{1}{2}$ á la altura de la plaza, por el cual se introduce el combustible, que es siempre muy ligero; monte bajo, ramas de la poda de los olivos, esparto, etc. En la delantera del horno hay una puerta de trabajo *t*, y delante de ella, en el interior, el crisol *c*, hácia el cual está inclinada toda la plaza. La chimenea tiene una altura de unos 8 metros sobre la plaza del horno. La piquera comunica por el lado opuesto al hogar con un recipiente exterior *r*, llamado *reposador*, donde se recoge y purifica el plomo una vez hecha la sangría.

En cada operacion se cargan en el horno 50 arrobas (575 kilogramos) de galena, que se extienden uniformemente por toda la plaza, empezando por darle una temperatura muy moderada, para evitar que decrepita y para facilitar la calcinacion, y aumentando el calor gradualmente hasta que al cabo de hora y media ó dos horas ha llegado la temperatura al rojo. Entonces empiezan á correr á la pileta algunas gotas de plomo y el obrero aumenta la temperatura rápidamente introduciendo unos haces de combustible por la puerta del hogar y por la de trabajo, y luego remueve la masa con frecuencia, volviendo á colocar en la plaza los trozos de mena que el plomo al correr sobre ella ha arrastrado al crisol, y que sobrenadan dentro de éste en el metal fundido. A las cinco horas ó cinco y media la operacion ha terminado y se sacan los residuos que aún quedan en la plaza á que se da el nombre de *cenizas*, y que no producen ya más plomo. Mientras esta operacion se verifica, el plomo que está en el crisol se mantiene cubierto con brasa que se toma del

hogar. Sacadas las cenizas, se echa tambien brasa en el reposador, se hace una nueva carga, despues se suelta el plomo, se mezcla bien en el reposador con la brasa y con ramaje para dulcificarle y se moldea.

Las condiciones económicas de este método son muy ventajosas por la baratura del combustible empleado en él; pero sólo puede aplicarse á galenas de una grandísima pureza. El consumo de combustible es de unos 25 quintales métricos por fundicion, ó sea 100 en veinticuatro horas; el producto en plomo es de 310 á 330 kilogramos de plomo en cada operacion, que allí se llama un *quinto*, aunque realmente se debiera llamar un *cuarto*. Se obtienen, ademas del plomo, más de 210 kilogramos de escorias, con 20 á 25 por 100 de metal.

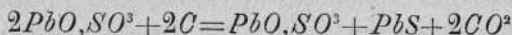
Método francés (1).—Cuando la galena se expone durante mucho tiempo á una temperatura baja y á una accion-oxidante muy enérgica, la mayor parte se convierte en sulfato plúmbico, quedando una corta cantidad sólomente en estado de sulfuro. Aumentando despues el calor, sin llegar no obstante al necesario para fundir la masa, y mezclando íntimamente el sulfato en exceso con el sulfuro no descompuesto, se forma óxido de plomo y se desprende ácido sulfuroso; el primero de estos cuerpos se reduce luego fácilmente con carbon, y se obtiene plomo metálico, desprendiéndose óxido de carbono. Las reacciones indicadas se manifiestan en las ecuaciones siguientes:



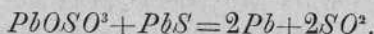
Seria difícil, al aplicar prácticamente el principio enunciado, llegar con precision á las proporciones de tres equivalentes de sulfato plúmbico para uno de sulfuro; pero no hay inconveniente en que la calcinacion produzca un poco más del primero, porque al tratarse con carbon en exceso, se producen tambien

(1) *Mémoire sur le travail au fourneau á réverbère á double sole, par Mr. Replat.*—*Annales des mines.*—3.^a série, tomo XVIII, pág. 161.= RICHTER: *Vorlesungen über allgemeine Hüttenkunde von Karl Friedrich Plattner.*—Tomo II, pág. 60.= *Berg-und Hüttenmännische Zeitung.*—1854, pág. 177.—1859, pág. 341.

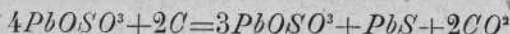
sulfuro y ácido carbónico, en proporciones distintas segun la cantidad del reductivo empleado. Si se ponen 6 partes de carbon para 152 de sulfato, lo cual corresponde á equivalentes en igual número, se descompone únicamente la mitad de la sal



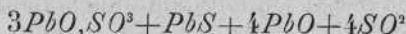
y por consiguiente se puede obtener luego de ella plomo, segun la reaccion que tiene lugar en el método carintio



Si se emplea una cantidad más pequeña de carbon, correspondiente sólo á un equivalente para dos de sulfato (6 partes del primero para 304 del segundo), se forma á baja temperatura medio equivalente de sulfuro



y cuando la temperatura se eleva, se vuelve á producir óxido plúmbico,



desprendiéndose ácido sulfuroso

Esta série de reacciones se puede verificar á una temperatura relativamente baja, sobre todo las dos primeras, y por lo tanto permiten el tratamiento de galenas más impuras que aquellas á que puede aplicarse el procedimiento inglés, cuya calcinacion, verificándose á una temperatura bastante elevada, puede dar lugar á la escorificacion de una parte del óxido plúmbico formado si las menas contienen sílice. Sin embargo de todo, cuando las menas contienen una cantidad de cuarzo superior al 5 por 100, por baja que la temperatura sea, hay siempre una parte más ó ménos considerable de óxido de plomo, que se convierte en silicato miéntras la calcinacion se verifica; así es que no se someten nunca al tratamiento indicado menas que lleguen al 7 por 100 de ganga cuarzosa.

La existencia en las menas de pirita de hierro, no puede decirse realmente que perjudique, porque si bien es cierto que aumenta la cantidad de los residuos de cada operacion, no dificulta las reacciones. Tampoco es muy perjudicial la blenda,

porque con ella se forma un silicato de zinc, bastante refractario que, pasando á la plaza, impide las filtraciones del plomo, y ademas da ménos fusibilidad á la masa, y manteniéndola más

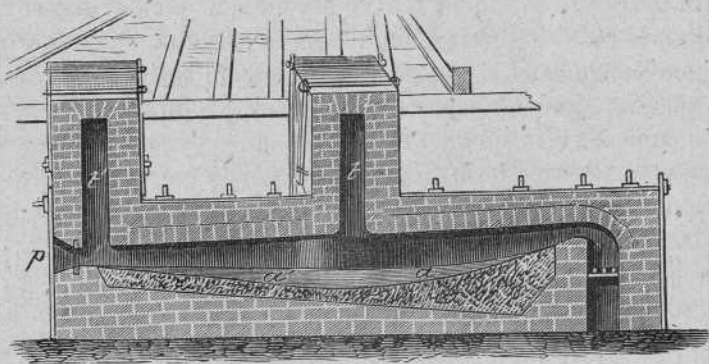
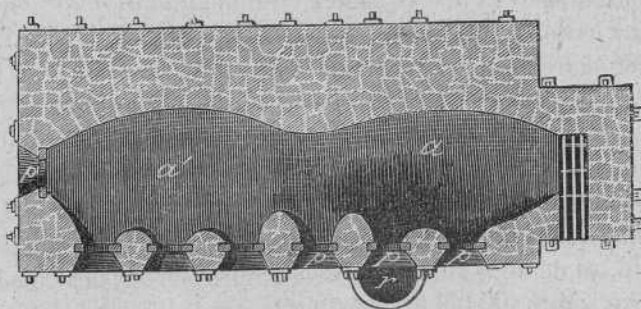


Fig. 38.



tiempo en estado sólido, permite que la calcinacion se haga con más facilidad y más completamente.

En Poullaouen, en Bretaña, se hizo uso hace tiempo de este procedimiento, con muy buen éxito para el tratamiento de galenas de la misma localidad y de Huelgoet, que tienen por término medio $5\frac{1}{2}$ por 100 de plomo. Hoy está cerrada esta fábrica, pero se aplica el mismo método en algunas otras, por ejemplo, las de Saint-Louis y de l'Escalette, cerca de Marsella, la de Nantes, la de Pessey (Saboya) y la de Holzappel (Nassau). Las menas se someten á una preparacion mecánica muy detenida, que eleva bastante su riqueza, para no empezar el tratamiento

hasta que tienen de 65 á 70 por 100 de plomo y 30 á 40 gramos de plata en 100 kilogramos.

El horno en que la operacion se verifica está representado en la figura 38. La plaza *a* tiene la forma de una elipse irregular, cuya curvatura es mucho mayor por un lado que por el otro; el lado más recto es macizo, sin que en él exista ninguna abertura; en el otro existen tres puertas de trabajo *ppp* muy próximas la una á la otra, y debajo de la central, y empotrado en parte en la mampostería misma del horno, hay un reposador *r*, generalmente hemisférico formado de un bloque de granito. La disposicion de los lados de la plaza, y lo mismo la de la bóveda que se eleva más hácia el lado macizo, tienen por objeto dirigir la corriente gaseosa lo más lejos posible de las puertas, á fin de no someter á una temperatura demasiado elevada y á una accion oxidante muy enérgica el plomo que se reúne cerca de ellas.

La plaza se hace de arcilla refractaria crasa, y tiene una fuerte inclinacion hácia la puerta central. Su longitud es de 3^m,30 y su anchura es de 1^m,30 en la proximidad del hogar, de 1^m,90, 1^m,95 y 1^m,80 enfrente de cada una de las puertas de trabajo, y sólo de 85 centímetros en el final. La bóveda se eleva sobre el puente 60 centímetros; en el tragante sólo 50, relativamente al punto más bajo de la plaza, y 30 respecto al otro extremo que corresponde á la pared maciza. El espesor de la plaza, que descansa sobre una bóveda hecha, como todo el horno, de sillería de granito, es de 40 á 70 centímetros. El puente se eleva 10 centímetros sobre ella en la proximidad de la pared maciza; y á esta misma altura se encuentra el centro de las puertas. El punto más bajo de la plaza donde se halla practicada la piqueta, que comunica con el reposador, está 25 centímetros más bajo que la ventanilla central, y para sostener la arcilla que la constituye entre este punto y hasta el nivel del reposador, existe una plancha de fundicion que tiene un agujero en el punto correspondiente á la piqueta.

La plaza de estos hornos sufre á cada operacion las pequeñas reparaciones que el trabajo hace necesarias, pero dura por lo comun año y medio, despues del cual se quita y se beneficia en hornos de cuba el plomo que contiene, en su mayor parte al estado de sulfuro. La calcinacion de las menas en estos hornos

no se verifica en el mismo espacio en que tiene lugar la fusion, sino que á continuacion de la primera plaza, y comunicando con ella, sin más intermedio que un estrechamiento producido por la convexidad de los muros laterales en esta parte, existe otra *a'* de dimensiones un poco mayores, sin crisol y más plana; pero que presenta una ligera inclinacion hácia la comunicacion con la otra, lo cual facilita el trasporte de las materias que se hallan en ella á la primera; trasporte que se hace por medio de rastros y palas. En la parte opuesta al hogar hay otra puerta de trabajo *p'*.

La plaza de calcinacion debe tener 4 ó 5 metros cuadrados y con esta superficie la carga de mena ocupa en ella un espesor de 8 á 10 centímetros.

Todo el horno se sujeta con un fuerte engatillado de hierro. La comunicacion de ambas plazas con la chimenea, se hace por medio de dos canales inclinados *t*, *t'*, provistos de sus correspondientes registros. Estos canales tienen una seccion de 16 centímetros por 60 y la chimenea una altura de unos 8 metros.

Las dimensiones del hogar varían segun el combustible que ha de emplearse. Cuando la hulla es cara en la localidad, no hay inconveniente en emplear leña durante aquella parte de la operacion en que la temperatura no necesita elevarse demasiado. Así se hacia en la antigua fábrica de Poullaouen, en la cual, atendidos los muchos bosques que hay en el país, no pasaba el precio de la leña, segun Rivot, de 7 francos la tonelada. En este caso la rejilla es muy baja y el puente más estrecho que en el caso en que pueda emplearse exclusivamente la hulla.

Cada horno está servido por cuatro cuadrillas compuestas cada una de un maestro y dos ayudantes, que trabajan en él dos á dos durante diez y seis horas y descansan otras diez y seis: ademas, para las cuatro cuadrillas hay tres fogoneros.

Cuando se ha puesto una plaza nueva, que como se ha dicho está formada de arcilla crasa y refractaria, se deja secar poco á poco durante dos meses y despues se empieza á calentar con cuidado. Cuando está al rojo oscuro se introduce una carga de 500 kilogramos de mena que se funde en parte y sirve para empapar la plaza de sulfuro plúmbico y evitar en lo posible las filtraciones del plomo; á las veinticuatro horas se sacan los residuos y se introduce otra carga de 600 kilogramos que produce

ya un poco de plomo; la siguiente se hace con 100 kilogramos más, y así se va aumentando sucesivamente hasta llegar al cabo de nueve cargas á la normal del horno que consiste en 1.200 kilogramos. Durante algunos dias siguen las cargas rindiendo una cantidad de plomo que no es la regular, pero que se va aproximando á ella, y al cabo de trece ó quince cargas, el rendimiento de plomo es el que corresponde á la riqueza de las menas y el horno entra en su marcha ordinaria.

Terminada una operacion, los cuatro ayudantes que tienen á su cargo el cuidado de las dos plazas del horno, hacen en la primera las reparaciones necesarias por las tres puertas de la delantera, y en seguida introducen en la segunda los 1.200 kilogramos de mena que han de constituir la nueva carga: 750 por la puerta más próxima al hogar y 450 por la más próxima al tragante, extendiéndola uniformemente por la plaza y arrojando encima algunos trozos de leña, despues de lo cual se retiran y entregan el horno á la cuadrilla que los releva. En esta operacion se emplea una media hora. Cuando se ha concluido, la cuadrilla que hace el relevo examina si la carga está bien hecha, activa el fuego agregando leña en el hogar y mantiene las puertas abiertas, procurando que la temperatura no pase del rojo vivo. Al cabo de hora y media ó dos horas de terminada la carga, se ha formado ya sobre la capa de mena una costra de 3 á 5 centímetros de espesor, que consiste principalmente en sulfato de plomo y que indica el principio de la calcinacion. Entónces se encuentra el horno al rojo oscuro, y ambos obreros, con los espetones y los rastros, rompen la costra formada y la incorporan con la masa de sulfuro que habia debajo, exponiendo así nuevas superficies á la accion oxidante de la llama, y procurando la mezcla íntima del sulfato y el sulfuro para producir despues la reaccion entre ambos y la formacion consiguiente del óxido plúmbico. Este trabajo dura tres horas ó tres y media y la remocion y mezela de las materias se debe hacer durante este tiempo con mucha frecuencia, cerrando todas las puertas, á escepcion de la más próxima al hogar, que se deja abierta para observar el estado del horno: la duracion depende naturalmente de la naturaleza de los minerales: en Poullaouen la experiencia habia demostrado que la más conveniente para producir las

cantidades oportunas de sulfato y sulfuro era la de cinco horas desde que se hacia la carga. De todos modos, puede considerarse que este segundo período de la calcinacion ha concluido, cuando la masa empieza á experimentar una fusion pastosa, formando grumos, y cuando en virtud de la accion de un equivalente de sulfato sobre uno de sulfuro plúmbico, se producen como en el procedimiento carintio, algunas gotas de plomo.

Unas siete horas despues de empezada la carga, se ha terminado la fusion en la primera plaza, y se traslada á ella por medio de rastros la carga que habia en la segunda, haciendo otra carga en ésta sobre la cual se procede del mismo modo. Se mezcla con la masa alguna cantidad de monte bajo ó de ramajes delgados, y si es preciso, tambien algo de carbon menudo; se vuelven á cerrar las puertas y se aumenta la temperatura gradualmente, trabajando las materias de cuando en cuando, mientras que la presion de los espetones las hace soltar algo de plomo. Al cabo de cuatro ó cinco horas de trabajar las materias, el metal ha cesado de producirse, y la parte baja de la plaza contiene todo el que se ha formado durante aquel tiempo. Como á partir de este punto la temperatura tiene que elevarse mucho, se hace la sangría del plomo al reposador, se introduce en el hogar hulla en vez de la leña que se habia usado hasta entónces, se cierran las puertas para elevar bastante el calor, y vuelve á trabajarse la mena, sangrando de nuevo á la hora y media. Luego se repite la misma operacion, llevando á la proximidad del puente las menas que estaban próximas al tragante y se hace una tercera suelta. Las crasas que quedan sobre la plaza, se encuentran ya en un estado pastoso y no pueden dar más plomo; se sacan por las puertas extremas y se guardan para someterlas á un beneficio ulterior, porque contienen 20 á 30 por 100 de plomo, y alguna, aunque poca, plata.

El plomo recogido en el reposador queda cubierto con algunas crasas, que se quitan por medio de espumaderas, y despues se le hace sufrir una purificacion, introduciendo en el baño metálico ramajes que, sometidos á la alta temperatura de éste, se descomponen y producen una ebullicion, en virtud de la cual las impurezas que puede contener suben á la superficie y se quitan ántes de moldear el metal.

Los 1.200 kilogramos de mena trabajados de este modo, y que contenian por lo general en Poullaouen, segun los ensayos, 858 de plomo, producian 670 de metal, 350 de escorias y 8 kilogramos de humos, cuyo contenido en plomo era de 40 por 100. En la elaboracion total de una carga se consumian 5 metros cúbicos de leña y 300 kilogramos de hulla. El tiempo empleado en el trabajo de la primera plaza es de siete á ocho horas, trascurridas las cuales se hacen las reparaciones necesarias. La operacion total dura unas diez y seis horas, y termina con la nueva carga de la segunda plaza, despues de haber pasado las materias que contiene á la primera. Cada ocho horas se hace una carga de mineral. Antes de introducir la mena calcinada en la primera plaza, se arrojan sobre ella algunos cubos de agua para rebajar su temperatura.

Las crasas obtenidas en este procedimiento, pueden tratarse en hornos de cuba ó en reverberos, agregándolas 10 por 100 de hierro, algunas menas argentíferas y cuarzo. Pueden fundirse en veinticuatro horas 4.300 kilogramos de crasas, obteniéndose un plomo de obra de 30 gramos de plata en 100 kilogramos. Los humos se reservan para tratarlos en los mismos reverberos, y del mismo modo que las menas, con la sola diferencia de que cuando se trabaja sobre humos dura algo ménos el período de calcinacion.

La pérdida de plomo en este procedimiento varía segun la carga del horno, la naturaleza del combustible, etc., y oscila entre 3,8 y 6,6 por 100 del contenido en las menas segun el ensayo.

En el Harz superior se ha tratado de aplicar este tratamiento á galenas ricas que contenian ganga cuarzosa. El resultado no ha sido satisfactorio, porque á causa del contenido en cuarzo de las menas, no podia evitarse la escorificacion de parte del plomo.

Método del Perú.—En la provincia de Conchucos Altos (Perú), se benefician galenas de bastante riqueza en plomo y muy argentíferas, por un método que se puede referir al de reverberos, y que si bien no puede recomendarse de modo alguno por la imperfeccion de los aparatos, por la poca produccion de plomo y por las inmensas pérdidas á que da lugar, sigue allí usándose atendida la dificultad de verificar una buena calcina-

cion de las menas en las grandes altitudes en que se encuentran las minas en aquella República. El horno se construye adosado á un escarpe del terreno para evitar la construccion de una chimenea sólida; de esta manera, para dar salida á los humos, basta hacer un canal apoyado en el escarpe, que no requiere las condiciones de estabilidad de una chimenea. El horno está hecho de adoves, es decir, de ladrillos de arcilla secos, pero sin cocer: la plaza, de forma ovoide y muy pequeña, se hace de la misma arcilla y tiene 1^m,50 de longitud, 90 centímetros de anchura en su centro, 55 en el puente y 45 en el final donde empieza el canal que sirve de chimenea. En uno de los lados mayores del horno hay una puerta que se mantiene cerrada durante la operacion. La rejilla del hogar es de ladrillos: la bóveda, que tambien es de adoves, tiene por directriz, no un arco de círculo, sino una línea quebrada, formada por tres cuerdas, la del medio horizontal y las otras dos igualmente inclinadas. En el centro tiene una pequeña abertura para introducir sal durante la operacion. El combustible empleado es monte bajo.

La galena tratada en Conchucos produce en el ensayo 56 por 100 de plomo y 1.250 gramos de plata en los 100 kilogramos. La carga de un horno es 120 kilogramos de mena, que se ha reducido al tamaño de huevos de gallina, y que se ha colocado en la plaza antes de hacer la bóveda, que no sirve más que para una operacion. A las tres de la tarde se enciende el hogar y á las seis ya está fundida toda la masa: entónces se aviva el fuego y á media noche se encuentra la plaza llena de una masa fluida en estado de ebullicion. Durante toda la operacion se agrega sal á la masa fundida por el orificio de la bóveda. Se mantiene una elevada temperatura hasta las cuatro de la mañana, y á esta hora se saca por la puerta la mitad de la escoria, volviendo á fabricar y enlodar aquella, y agregando más combustible en la rejilla. A las cuatro y media de la madrugada se saca más escoria con un rodillo de hierro y vuelve á cerrarse la puerta, dejando enfriar el horno.

Cuando está frio se derriba la bóveda y el plomo reducido se encuentra en granallas de más ó ménos volúmen diseminadas en una masa de litargirio. Se tritura la plaza, recogiendo del mejor modo posible el plomo, que se pierde en gran cantidad, y

que no llega nunca á más de 9 kilogramos. Este plomo se copea y se obtienen de él unos 1.080 gramos de plata, perdiéndose en la fundicion y en la copelacion más de 300.

Se comprende fácilmente la imperfeccion de este método que tan grandes pérdidas origina: sin embargo, el doctor Percy, ocupándose de él y refiriéndose á una correspondencia que le habia dirigido desde el Perú Mr. Ratcliffe, enumera las dificultades que este último ha encontrado queriendo introducir en aquel país el horno reverbero de Flintshire, atendida la imposibilidad de oxidar bien las menas en este aparato, por el enrarecimiento del aire á las elevadas altitudes de aquellas comarcas (1).

Tratamiento de las galenas por el hierro en hornos de reverbero.—

Durante algun tiempo se han fundido en Vienne, á las orillas del Ródano, algunas menas sulfuradas de plomo, en reverberos, empleando como desulfurante el hierro. En el dia esta fábrica no existe, porque se agotaron las minas que la sostenian, y este procedimiento se abandonó igualmente en Poullaouen, donde tambien se empleó algun tiempo, ántes de cerrarse la fábrica. Algunos autores dan á este método, por la localidad en que se empleó primero, el nombre de método *vienés*. Los hornos en que tenia lugar la operacion eran reverberos ordinarios, cuya plaza, de forma ovoide, tenia una inclinacion de 15° hácia el lado opuesto al hogar, en el cual formaba una especie de crisol. Estaba construida de arenisca y sus dimensiones eran 2^m,68 de longitud por 80 centímetros de anchura en el hogar, 1^m,35 en el centro y 40 centímetros en el tragante. En uno de los lados largos, y correspondiendo á la mayor anchura de la plaza, habia una puerta destinada á la carga. La bóveda se elevaba 20 centímetros sobre el principio de la plaza, y no existia verdadero puente, sino que la inclinacion de aquella empezaba desde el mismo paramento interior del muro que limitaba el hogar. La altura de la bóveda sobre el extremo inferior de la plaza era de 45 centímetros.

(1) Pueden verse detalles de los estudios hechos con este objeto en la obra ya citada del doctor Percy.—*The Metallurgy of lead*, pág. 274.

La carga consistia en 400 kilogramos de galena en estado de schlich, que se introducía por la puerta de trabajo y se colocaba en la parte más próxima al hogar, mezclada groseramente con 35 por 100, ó sean 130 kilogramos de hierro viejo ó de fundicion. Tan pronto como la elevacion de temperatura habia producido un principio de fusion en la galena, se removian y mezclaban bien las materias durante unas cuatro horas, al cabo de las cuales el hierro habia desaparecido y la carga se habia fundido por completo, encontrándose el plomo en la parte inferior de la plaza, debajo de una mata formada de sulfuros ferroso y plúmbico, y de una escoria algo rica en plomo. Hecha la sangría se recibía el plomo en un receptáculo exterior al horno, y se dejaban verter sobre el piso del taller la mata y la escoria que se recogian luego para tratarlas de nuevo en hornos de manga, operacion indispensable cuando se trataban plomos argentíferos. Ambas contenian por lo ménos 4 ó 5 por 100 de plomo.

Este método aplicado á galenas ricas con ganga cuarzosa, presenta el inconveniente de su carestía, y de que no apura bien el plomo que contienen los minerales. Es imposible evitar que parte del plomo se oxide ántes de que se logre fundir la galena, y esta parte no se reduce bien luego con el hierro; el costo de éste es bastante considerable y el plomo obtenido retiene algunas veces una cantidad que es preciso quitarle, para lo que se necesita una refundicion á baja temperatura. La mano de obra y el consumo de combustible son muy considerables, y todas estas circunstancias han hecho que se abandone, sustituyéndole por el tratamiento de las mismas menas, tambien con hierro, pero en hornos de cuba.

TRATAMIENTO DE LAS GALENAS EN HORNOS DE MANGA.

Todos los métodos precedentemente descritos para el beneficio de las galenas, exigen que éstas tengan una gran pureza, que su contenido en sulfuros extraños al de plomo, no pase de ciertos límites, y sobre todo, que la cantidad de sílice en las cargas no exceda del 5 por 100. Cuando las galenas no presentan estas condiciones, no pueden someterse económicamente al tratamiento *por reaccion*, y es necesario acudir al trata-

miento *por afinidad*; es decir, á buscar un medio de precipitacion del plomo distinto de la reaccion entre el sulfuro no descompuesto y los sulfatos y óxidos formados durante la calcinacion. La sustancia empleada para el objeto, es el hierro, bien empleándole directamente al estado metálico, bien en combinaciones ricas en él, que puedan darle con facilidad; y las menas se emplean bien crudas ó bien calcinadas, en cuyo último caso se funden tambien algunas veces sin adiccion de hierro, y si sólo de productos ferruginosos.

MÉTODOS SIN CALCINACION PRÉVIA.

En el Alto Harz y en Silesia, se verifica la fundicion de las menas sin prévia calcinacion; pero las menas sometidas al tratamiento en una localidad y en otra son muy distintas, y mientras las del Alto Harz son menas muy complejas, de las cuales se obtienen, por un tratamiento largo y complicado, plomo, plata y cobre, las de Silesia son pobres en plata, y ménos ricas en plomo, por regla general, que las beneficiadas en reverberos; pero sumamente puras respecto á sulfuros metálicos extraños.

Las galenas más á propósito para el trabajo crudo ó sin calcinacion prévia, llamado en Alemania *trabajo de precipitacion* (*Niederschlagarbeit*), son las que contienen gangas térreas, pero no gran cantidad de sulfuros metálicos extraños; porque éstos, descomponiéndose con el hierro lo mismo que la galena, no sólo exigen una cantidad de este metal más grande, y ocasionan por consiguiente mayor gasto, atendida la carestía relativa de la sustancia que ha de servir para la precipitacion, sino que reduciéndose producen metales que se alean al plomo obtenido, y le hacen naturalmente ménos puro y de ménos valor comercial. Cuando en las menas existen plata y cobre, ademas del plomo, se reducen con el hierro, al mismo tiempo que la galena, los sulfuros de los otros dos metales; el plomo obtenido se hace cuprífero, y al proceder á su copelacion para obtener la plata, los litargirios resultan de mal color y se venden difícilmente y á bajo precio, lo cual representa una dificultad industrial de muchísima consideracion, y que necesita grandes precauciones para vencerse.

El trabajo de esta clase de menas en este procedimiento, se hace por lo comun en hornos semialtos, porque en los más bajos la temperatura no es tan elevada, y se forman matas muy ricas en plomo, en virtud de que el sulfuro de hierro y el de este metal se combinan á una temperatura inferior á la necesaria, para que el hierro precipite el plomo de la galena. Además, en los hornos bajos no se puede conseguir, por la poca temperatura que en ellos se produce, la completa escorificacion de las gangas que acompañan á las menas. Los productos que se obtienen son plomo, ordinariamente argentífero, matas y escorias. En las matas se encuentra cierta cantidad de plomo, y cuando hay en las menas sulfuros extraños, se encuentra tambien la mayor parte de estos sulfuros. Por este motivo no es siempre conveniente que las matas queden muy pobres en plomo; el sulfuro argéntico que pueden contener los minerales pasa en parte á estos productos, y para beneficiarle luego, si no hay en ellos plomo bastante para arrastrar la plata, es preciso introducirle en las operaciones ulteriores.

Las escorias obtenidas tienen la composicion de un bisilicato de bases térreas: sirven en general de fundentes en la misma operacion y en las de beneficio de las matas, y cuando son muy pobres, se moldean en forma de pequeños sillares ó ladrillos, que se destinan á la fortificacion de las minas, ó se emplean en las mismas fábricas como materiales de construccion.

Método del Alto Harz.—En las fábricas de Clausthal, Altenau, Lautenthal y Andreasberg (Alto Harz), se funden galenas con 40 á 70 por 100 de plomo, y 50 á 308 gramos de plata en cada 100 kilógramos. Los schlichs destinados al tratamiento, contienen como gangas térreas, espato calizo, cuarzo, pizarras y baritina, y como sulfuros extraños, blenda y piritas de hierro y cobre: especialmente en Lautenthal, tienen una gran cantidad de blenda, que durante mucho tiempo ha establecido en esta fábrica algunas diferencias notables en el tratamiento; pero en el dia, sometidos los schlichs á una preparacion mecánica muy escrupulosa, se consigue separar la casi totalidad de la blenda y el procedimiento queda casi idéntico en todas las fábricas. Tambien en Andreasberg la gran cantidad de arsénico modifica algo el sistema de beneficio.

Una de las circunstancias esenciales en el procedimiento del Alto Harz, es la uniformidad en la composicion de las menas; uniformidad sin la cual no seria posible obtener resultados favorables, en operaciones cuya duracion y cuyas condiciones generales no han podido deducirse sino de una larga experiencia. Con este objeto se anota escrupulosamente en las fábricas la procedencia de cada partida de mineral, se hace de ella un ensayo docimástico, y se apunta en los libros de registro al lado de cada partida su contenido en plomo y plata. Despues se hacen las mezclas de schlichs de diferentes procedencias, poniéndolos por capas horizontales de la altura que corresponde á cada uno, segun la cantidad que se quiere mezclar (y que depende de la media que se lleva á la fábrica durante el año, de schlich de aquella procedencia): despues se toman diferentes trozos, cortando verticalmente el monton, con lo cual resulta en todos la misma proporecion de cada especie de menas.

Un cuidado muy semejante hay que tener con la adiccion de las fundentes que han de constituir cada lecho de fusion, para que las materias sometidas á las operaciones sean siempre las mismas. El lecho de fusion consta de schlich, litargirios impuros y plazas de copelas procedentes de la copelacion de los plomos de obra, abstrichs de la misma procedencia, escorias de la fundicion de las matas, escorias de las fundiciones anteriores del schlich y fundicion de hierro granulada, ó ferralla en trozos pequeños. Las proporciones en que estas sustancias entran á formar el lecho de fusion, no son exactamente las mismas en las diferentes fábricas del Harz, aunque varían poco de unas á otras. En el *Manual de Metalúrgia general* de Kerl (*Handbuch der Metallurgischen Hüttenkunde*), ó en las *Lecciones de Metalúrgia general* de Plattner, publicadas en Freiberg por Richter (I), puede verse una tabla en que está expresada detalladamente la composicion de las cargas en Clausthal, Altenau, Lautenthal y Andreasberg. Limitándose á las fábricas de Clausthal y Altenau, en las que son las mismas, estas proporciones son las siguientes:

(1) *Vorlesungen über allgemeine Hüttenkunde*.—Freiberg, 1863.—Tomo II, pág. 66.

	Quintales métricos
Schlich.....	26,64
Litargirios y copelas.....	2,66
Abstrich.	0,88
Escorias de la fundicion de las matas.....	11,80
Idem de la id. del schlich.....	9,74
Hierro fundido granulado.....	2,66
	54,38

Esta cantidad de materias pasa por el horno en unas catorce horas.

Las circunstancias especiales, industrialmente hablando, en que se encuentran situadas las fábricas del Harz, determinan un sistema de tratamiento cuya complicacion le haria inaplicable á una industria cualquiera, que no podria nunca hallarse en aquellas condiciones. Si los lechos de fusion y el combustible, el viento, etc., se dispusieran de modo que la mayor parte del plomo se obtuviera desde luego, seria imposible que éste no retuviera una notable proporcion de cobre, que, como ya se ha dicho, impurificaria los litargirios obtenidos en la copelacion y disminuiria bastante su valor: en este caso, ciertamente las escorias serian más pobres en plomo; pero esta ventaja no compensaria, ni con mucho, el citado inconveniente. Si por el contrario, se hiciera obrar poco enérgicamente al hierro y al carbon, el cobre pasaria en parte muy notable á las escorias, en vez de concentrarse en las matas, y no podria obtenerse luego de éstas. Es necesario, por consiguiente, tomar un término medio entre estos dos inconvenientes, y obtener plomo de obra ligeramente cargado de cobre, que da sólo litargirios impuros en el último período de la operacion, y escorias suficientemente pobres que permiten la concentracion del cobre en las matas.

La operacion, aún no considerada en toda la extension que se la da en las fábricas donde alcanza al beneficio de la plata y del cobre (de los cuales no hay que ocuparse por el momento), es sumamente compleja, y consta de una primera fusion de las menas crudas que produce plomo de obra, matas y escorias; y una série de calcinaciones y fusiones alternativas de las matas, en las cuales se sigue obteniendo plomo de obra, cada vez más impu-

ro, matas en las que se va concentrando el cobre y escorias cuya riqueza en plomo y en cobre va creciendo tambien. Cuando el contenido en cobre de las matas es tal que ya no puede obtenerse de ellas un plomo susceptible de copelarse sin producir litargirios muy impuros, se detienen las operaciones relativas á la obtencion del plomo y empieza el tratamiento por cobre.

Las reacciones que se verifican son las siguientes: Una parte de los sulfuros metálicos introducidos en el horno, y el óxido férrico que recubre siempre la fundicion ó la ferralla, empiezan á reducirse (y lo mismo las materias plomizas oxidadas que en presencia de los gases que hay en aquel punto, producen un poco de plomo), en la parte superior de la cuba, donde la temperatura es poco elevada, porque el viento se lanza á una presion muy débil para evitar que arrastre mecánicamente los schlichs, que están en su mayor parte en polvo fino: todo esto sucede ántes de que las materias lleguen á fundirse. Cuando la fusion empieza, las escorias que forman parte de la carga, disuelven las gangas terrosas que acompañaban á las menas y los óxidos metálicos que no se habian reducido en la parte superior: el hierro metálico se apodera del azufre de la galena, y precipita tambien parcialmente el plomo que habian disuelto las escorias al estado de silicato, ejerciendo una pequeñísima accion sobre el cobre, por la gran afinidad que este metal tiene con el azufre que aún existe en cantidad muy notable en el lecho de fusion. Si la proporcion de hierro agregada en éste fuera más considerable de 10 por 100 del schlich, que es la adoptada en Clausthal, se producirian muchos metales regulinos precipitados por el hierro de sus sulfuros y el plomo se impurificaria demasiado. Por esto, en las fábricas del Alto Harz no se pasa de la cantidad indicada, que es la necesaria para desulfurar únicamente la mitad de la galena contenida en la carga. Cuando las menas se han fundido, se mezclan naturalmente con el carbon que en la parte más próxima al tragante se encuentra separado de las menas, puesto que éstas se arrojan por la trasera del horno mientras aquel se arroja por la delantera; y á fin de que no ejerza una accion reductiva muy enérgica, que precipitaria el cobre al mismo tiempo que el plomo, se emplea carbon vegetal. La pirita y la blenda que existian en el mineral, son las que pre-

cipitan el plomo y el cobre contenidos en las escorias, el segundo de los cuales se disuelve con facilidad en la mata formada por el sulfuro de hierro y los demas sulfuros metálicos que no han sido descompuestos.

Las primeras matas contienen por lo tanto mucho hierro y zinc; arsénico, antimonio, etc., y es necesario privarlas por la calcinacion de todas estas materias, y despues obtener por una nueva fusion plomo de obra, matas y escorias; pero no puede obtenerse de una vez todo el plomo para evitar que sea demasiado cuproso. Esto explica la série de calcinaciones y fusiones que tienen lugar en el tratamiento de las matas: durante las primeras se separan en parte los cuerpos volátiles, y se oxidan tambien parcialmente el plomo y el cobre: durante las segundas, como existe una cantidad bastante considerable todavia de azufre, el cobre vuelve á sulfurarse, el hierro pasa á las escorias y se obtiene un poco de plomo. La calcinacion es muy dificil y necesita hacerse con un gran cuidado y siempre en circunstancias idénticas para que los productos obtenidos sean uniformes; esta es una de las razones que explican la necesidad de obtener lechos de fusion que tengan siempre la misma composicion química, y de todas las demas precauciones que se toman, entre otras, la de calcinar las matas en cobertizos bien cerrados, porque la sola diferencia del estado atmosférico bastaria á dificultar ó tal vez á impedir el buen resultado de las operaciones ulteriores.

Los hornos en que se verifica la fusion del schlich son muy parecidos y de casi las mismas dimensiones en todas las fábricas del Harz; su forma es la indicada en la fig. 39. La cuba *c* se hace de grauwaacka y la camisa de ladrillos. La plaza *p*, que descansa sobre unas piedras de arenisca ó de grauwaacka, se construye con una brasca compuesta de $\frac{2}{3}$ de carbon y $\frac{1}{3}$ de arcilla pulverizada. En algunas fábricas, especialmente en Lautenthal, se han empleado con buen éxito como materiales de construccion de los hornos, ladrillos hechos de escorias del trabajo del schlich. La meseta *m* tiene lateralmente un reposador, vaciado en un macizo de brasca, que se sostiene por los lados con placas de fundicion. Con objeto de desprender las materias que puedan aglomerarse en la delantera del horno, existe en ella un

orificio *o* que de ordinario está cerrado con un ladrillo. El cargadero *n* se encuentra en la parte posterior, y á fin de que el maestro que trabaja en el horno pueda ver fácilmente el estado

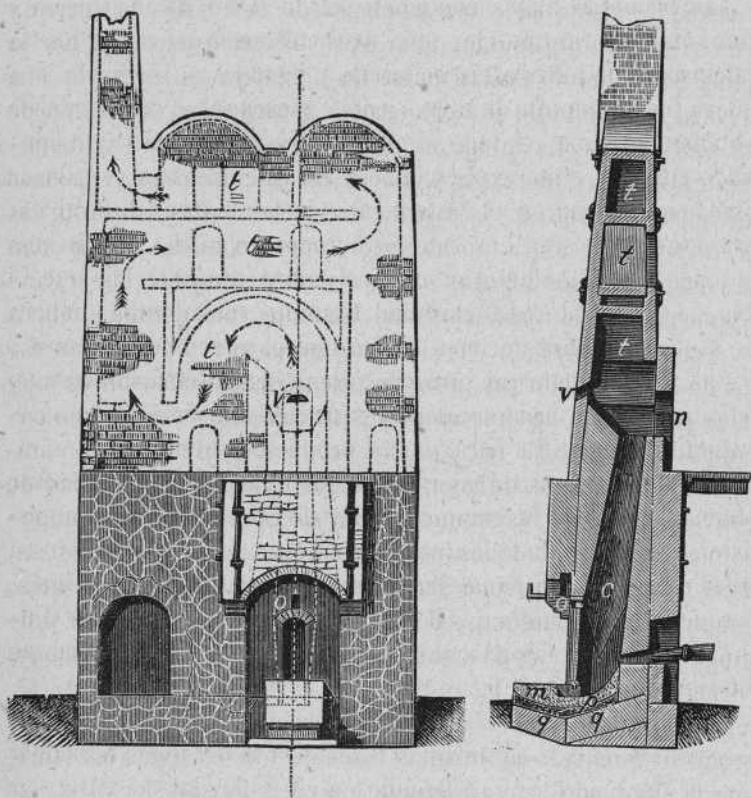


Fig. 39.

de los gases que por él se desprenden existe en la delantera y un poco más alto, otro orificio *v*. Los gases, al salir del horno, atraviesan una série de cámaras de condensacion *t*. Unas veces los hornos tienen una sola y otras veces dos toberas. Las dimensiones varían poco; en el segundo caso la altura de las toberas y la anchura de la trasera del horno es un poco mayor que en el primero y las toberas están separadas por un espacio de 18 centímetros. La altura total desde la plaza es de 5 á 6 me-

tros: á 36 centímetros se encuentra la tobera; cuando hay dos, están un poco más altas, á 40. La trasera tiene 56 centímetros de anchura en los de una tobera y 70 en los de dos. La delantera en todos ellos, 46, y la profundidad del horno es de 98 centímetros, lo mismo en unos que en otros. A 1^m,40 de altura alcanzan su anchura máxima que es de 70 centímetros en los de una y 84 en los de dos toberas. La delantera es inclinada y la vertical bajada desde el cargadero, se separa de su parte inferior 32 centímetros. La tobera es de fundicion de hierro con corriente de agua y tiene una pequeña inclinacion hácia el interior del horno. Cuando en la fábrica de Lautenthal no se llevaba la preparacion mecánica tan adelante como en el dia, los hornos se construian más bajos y más anchos á fin de evitar que la aglomeracion de materiales mal fundidos en la plaza pudiera estrecharla demasiado: en el dia no se construyen diferentes á los de las otras fábricas, porque la desaparicion de la blenda no hace temer que las materias se fundan con demasiada dificultad.

Cuando se ha de trabajar en un horno nuevo, se deja secar convenientemente, y despues de haberle calentado, se cargan escorias solas con el carbon por la trasera; cuando llegan al nivel de la tobera se empieza á dar viento y se continúa cargando sólamente escorias hasta que se haya formado una nariz de 20 centímetros. Cuando se ha conseguido esto, se empiezan á cargar cortas cantidades del lecho de fusion siempre arrojándolas arriadas á la trasera y el carbon por la delantera, aumentando progresivamente la cantidad de aquellas y la de viento á medida que la fundicion se va haciendo con más facilidad. En dos ó tres dias se consigue que el horno entre en su marcha normal. La nariz se ha alargado entónces y llega á tener de 35 á 42 centímetros, conduciendo el viento hasta el combustible y sin que atravesase apénas la capa de mena, lo cual impide que se arrastren mecánicamente muchos polvos. La presion á que el viento se introduce para evitar este inconveniente, es pequeña y no pasa de 2 centímetros de azogue; la cantidad de aire inyectada es próximamente de 9 metros cúbicos por minuto.

Conforme van descendiendo las cargas va haciendo otras nuevas un obrero colocado en el cargadero, miéntras el maes-

tro va dando salida á las escorias en la parte inferior y moldeándolas en ladrillos que reciben despues el uso que ya se ha indicado. Cuando entre las escorias empieza á presentarse gran cantidad de mata, se hace la suelta del plomo y de la mata al reposador. Ambos salen recubiertos de cierta cantidad de escorias que se dejan solidificar y se levantan con garfios rompiéndolas con un martillo y reservándolas para fundente de las operaciones posteriores. Como no bastan para este objeto, pues ya se ha visto que hay una cantidad muy notable en los lechos de fusion, se dejan de moldear y se trocean del mismo modo algunas de las que corren por la meseta ántes de hacer la suelta.

Una vez quitadas las escorias, se deja solidificar la mata, que se saca de una sola vez y del mismo modo, quedandó sólo en el reposador el plomo que se toma de él con cazos y se moldea. En veinticuatro horas pasan por el horno cuando la fundicion marcha bien, 100 quintales métricos de cargas y se consumen 20 quintales métricos de carbon vegetal, obteniéndose 25 de plomo de obra y unos 20 de mata. El horno está servido por dos fundidores y dos cargadores, que se relevan cada doce horas. En general se hace una sangría cada cuatro.

El plomo de obra obtenido, tiene una riqueza de 84 á 400 gramos de plata en 100 kilógramos, y sólo contiene de $\frac{1}{2}$ á 1 por 100 de cobre, 3 á 4 por 100 de antimonio é indicios de hierro y de azufre.

La mata tiene un aspecto exterior semejante á las galenas de grano fino; pero muchas veces presenta una extructura radiada, que la diferencia bastante de aquellas, y sobre todo es mucho más porosa. Contiene de 28 á 60 por 100 de plomo, y una cantidad de plata que llega á 70 gramos por 100 kilógramos. El contenido en cobre de estas matas es aún muy pequeño y raras veces llega al 1 por 100.

Las escorias son silicatos simples, dobles ó triples, de alúmina, óxido férrico, cal, magnesia y algo de óxido de plomo.

Al cabo de unos quince dias de marcha empieza á alterarse la regularidad en el descenso de las cargas: las escorias se hacen ménos fluidas, y es necesario poco despues interrumpir la fundicion y terminar la campaña. Generalmente la duracion de cada

campaña es de tres semanas: concluida, se rehace la plaza y la camisa del horno, y los restos de la plaza antigua se reservan para pasarlos con hierro y escorias por el horno mismo cuando va á terminar la campaña siguiente.

Desde el año 1865 se ha instalado en la fábrica de Altenau para la fusion de las menas el horno ideado por el general Raschette, que es conocido en todos los idiomas por el nombre de su inventor (1). El horno Raschette, establecido en Altenau, aparece representado en la figura 40. Es un horno de cuba, de 5^m,84 de alto, y su base rectangular tiene 2^m,14 de longitud por 80 centímetros de anchura. Los lados cortos del horno son verticales; pero los largos van separándose á partir de las toberas, de modo que en el tragante la anchura llega á ser de 1^m,38. La plaza del horno está formada por dos planos *pp*, que presentan una inclinacion de unos 8° hácia dos antecrisoles abiertos *aa*, colocados cada uno en uno de los lados cortos. A 73 centímetros de altura sobre estos planos inclinados, y de modo que la línea quebrada que une sus ejes sea paralela á la traza de aquellos sobre los lados largos, están colocadas las toberas *tt*, que son cinco á cada lado, distantes entre sí 38 centímetros de eje á eje, y correspondiendo las del uno á los intervalos comprendidos entre las del otro. La plaza reposa, como en los hornos antiguos, sobre una gran piedra de grauwacka *g*, encima de la cual hay una capa de arcilla bien apisonada *m*. La parte superior es de brasca, que se mantiene en su sitio por medio de un revestimiento de palastro. A un lado de cada antecrisol, se encuentran dos reposadores *rr*, de fundicion de hierro. Las toberas son de circulacion de agua, y están dispuestas de modo que el obrero vea cómo corre ésta, para poder acudir inmediatamente á cualquier entorpecimiento. Las busas tienen 42 milímetros de diámetro, y el viento se lanza con una presion de 16 milímetros de azogue, que se eleva hasta 20 cuando al fin de la campaña se ha ensanchado mucho el crisol. Lo mismo que los antiguos, estos hornos están provistos de sus correspondientes cámaras de conden-

(1) *Note sur les modifications récemment introduites dans le traitement du plomb au Harz et à Freiberg, par A. Massange.*—*Revue Universelle des Mines*, de Ch. Cuyper.—Tomo xxviii, pág. 339.

sacion, en las cuales desembocan dos campanas de chimenea colocadas sobre los dos crisoles, con objeto de evitar en lo posible la accion deletérea de los vapores plomizos sobre los obre-

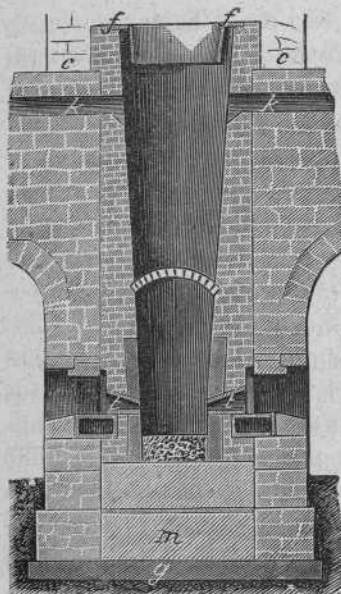
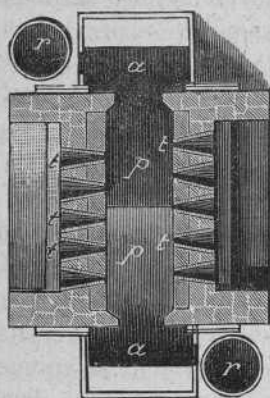


Fig. 40.



ros. Un poco más abajo del tragante se encuentra el piso del cargadero *cc*. La disposicion de éste es bastante ingeniosa: como los humos plomizos salen de preferencia lamiendo las paredes del horno, se ha colocado en el cargadero un marco de hierro fundido *f*, que está separado de aquellas 6 á 8 centímetros, y que recoge los vapores para conducirlos por medio de canales *kk*, á las cámaras de condensacion.

Al principio se cargaban estos hornos de un modo análogo al empleado en los antiguos, arrojando el mineral por los lados largos del horno y el combustible por el centro, y se agregaban en los lechos de fusion escorias de las fábricas del Bajo Hárz y cal, con objeto de ver si se podia reducir el hierro que aquellas contienen en gran abundancia, y aprovecharlo para reduccion del plomo; pero la manera de hacer las cargas se prestaba muy mal al objeto, porque los gases reductivos que se producian se escapaban por el centro del horno á través de la masa de combustible,

mucho más esponjosa que la de mena, y no ejercian su accion sobre ésta. Posteriormente se ha cambiado el método de carga, y combustible y mineral se introducen en el aparato por capas alternantes, como en los hornos altos: el efecto de esta modi-

ficacion ha sido tan satisfactorio, que han podido suprimirse no sólo el hierro, sino la cal que se agregaba al principio para facilitar la reduccion de las escorias de Oker.

En la campaña de 1868, en que aún no se habia suprimido el empleo de la cal, el horno recibió por término medio en cada veinticuatro horas, el lecho de fusion siguiente:

Mena (con 60 por 100 de plomo).....	6.124 ^k ,2
Cal.	97 ,2
Abstrich (rico en plata).....	139 ,6
Litargirios impuros y ricos.....	243 ,2
Crasas ricas de la desplatacion.....	50 ,9
Escorias de la fábrica de Oker (Bajo Harz).....	5.416 ,0
Id. del horno antiguo.....	2.443 ,7
Id. del trabajo de las matas.....	2.860 ,2
Id. del trabajo de las matas cobrizas.....	1.054 ,6
	18.431 ^k ,5

El combustible consumido diariamente fué, por término medio, en veinticuatro horas, 2.745^k ,2 de cok, y 17^k ,8 de carbon vegetal, produciéndose:

Plomo de obra (con 133 gr. Ag. en 100 ^k).....	3.905 ^k ,5
Matas (32 gr. Ag. 8 ^k Pb. 4 ^k ,5 Cu).....	3.283 ,4
Humos (77 gr. Ag. 51 ^k Pb).....	57 ,4
Trozos del crisol (10 gr. Ag. 9 ^k ,5 Pb).....	8 ,14
Pegados de las paredes (15 gr. Ag. 45 ^k ,5 Pb).....	37 ,2

Las escorias producidas son tan pobres, que no llegan al 1 por 100 de plomo, y tienen una riqueza de 0^{gr} ,64 de plata en quintal métrico.

El horno se sirve, lo mismo que el antiguo, por dos fundidores y dos cargadores, que se relevan de igual manera que ántes. Las campañas son mucho más largas, y un horno puede trabajar sin interrupcion durante un año. No obstante el buen resultado que al parecer da esta clase de aparatos, debe tenerse en cuenta un notable hecho histórico que cita en su obra el Dr. Percy, tomándole del *Diario de los mineros* de Freiberg, (*Bergmännisches Journal*), correspondiente al año 1788. En aquella época habia establecido en el Harz un horno de forma rectangular, de 36 piés de alto (10^m), por 14 de longitud (3^m ,92) en

el cargadero: la plaza era casi cuadrada, de 7 piés por 6,5 (1^m,96 por 1^m,87): tenia siete toberas y cuatro fuelles, de los cuales pasaba el aire á otro grande, carga lo por la parte de arriba, y que de este modo hacia el oficio de regulador: el resultado era muy satisfactorio, y la produccion anual pasaba de 160 quintales (7483 kilogramos) de plomo, obteniéndose mucha ménos mata que ántes, con sólo 6 á 8 por 100 de plomo, y escorias que no pasaban del 2 por 100 de plomo y sin ninguna plata; pero la dificultad de producir un viento adecuado y de construir el crisol bastante refractario, le hizo abandonar por completo.

En Clausthal se emplea, desde hace muy poco tiempo, en vez del horno Raschette, un horno de forma cónico-truncada, cuya base inferior tiene 88 centímetros de diámetro, y la superior 1^m,40. La altura es la misma que la del horno Raschette, 5^m,84: tiene cuatro toberas de circulacion de agua y un antecrisol con su correspondiente reposador; pero segun los ensayos, y segun la opinion de Mr. Beerman, ingeniero de Altenau, es más fácil la inspeccion y la manipulacion en el horno Raschette (1).

La mata que se va obteniendo en el reposador, y que contiene como ya se ha indicado, una notable cantidad de plomo, se trocea en pedazos del grueso de un puño y se calcina en montones de 800 á 1.500 quintales métricos, debajo de grandes espacios murados y cubiertos, para sustraerla de las influencias atmosféricas que pueden alterar la marcha de la calcinacion. Los montones se forman del modo ordinario, sobre una capa de leña de 10 metros de longitud por 5 de anchura, en la cual hay unos 25 quintales métricos y tienen una altura de 1^m,5, formando las caras laterales de la pirámide que constituye el mon-

(1) Los hornos redondos, de forma cónico-truncada, se han aplicado con buen éxito en nuestro país para la fundicion de galenas argentíferas y ménos ricas en plomo que las de Sierra de Gádor y Linares. En el valle de Aleudia (provincia de Ciudad-Real), se han empleado en otras épocas, y en la Carolina (provincia de Jaen) se usan para beneficiar las cenizas ó escorias grises de los reverberos, permitiendo aprovechar en una sola fundicion casi todo el plomo que contienen, pues las escorias que resultan no pasan de 1 por 100 de plomo.

ton, un talud inclinado á 45° . Cuando el monton está hecho, se enciende la leña, y despues que está bien prendida, se tapan las chimeneas que se habian dejado entre los trozos de mata y se abandona el monton á sí mismo por espacio de tres á cuatro semanas. Terminado el fuego se deshace el monton y se forma con los trozos gruesos uno nuevo, que es más pequeño naturalmente, y que se coloca sobre una capa de leña proporcionalmente mayor que el anterior; y así se continúa dando á las matas cinco, seis y hasta siete fuegos, para conseguir que queden bien calcinadas todas ellas. Cuando lo están tienen un color gris azulado, un aspecto térreo y una estructura algo correccionada.

La mata calcinada se funde en hornos bajos representados en la figura 41. Sobre una piedra de arenisca *p* se encuentran una capa de arcilla *a* y otra de brasca *b*, que forman la plaza; *m* es la meseta, *r* el reposador, *h* el tragante. Lo mismo que los hornos para el tratamiento de los schlichs, están provistos de sus correspondientes cámaras de condensacion. La altura es de 1^m,40: á 30 centímetros sobre la plaza se encuentra la tobera, y á esta altura la delantera tiene un ancho de 30 centímetros y la trasera de 48: en la parte superior la anchura es de 48 centímetros á 56, y la profundidad es de 48 á 90.

Los lechos de fusion para estos hornos se disponen en Clausthal de la manera siguiente:

	Quintales métricos.
Mata calcinada.....	23,00
Fondos de copelas	4,00
Abstrichs.	0,26
Escorias de la fusion de las matas y de la fusion de los schlichs.	22,00
Fundicion de hierro granulada.....	0,66
	49,92

Esta cantidad se funde en doce horas ó doce y media del mismo modo que los schlichs y tambien con nariz; el consumo de carbon es de 8,5 quintales métricos de cok. Los productos son 9 quintales de plomo de obra y 8 ó algo más de mata, que es rica en plomo y aún en plata, y que contiene ya por lo ménos 4

por 100 de cobre. Con estas matas se procede del mismo modo que con las primeras, y despues de calcinarlas cuatro ó cinco veces y de fundirlas otras tantas, se llega á obtener una mata con 20 á 35 por 100 de cobre, que no puede, aunque le contenga, dar ya plomo susceptible de copelarse produciendo buenos

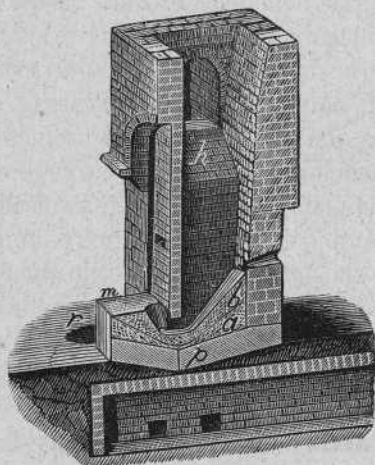


Fig. 41.

litargirios, y que se destina, por lo tanto, al tratamiento como cobre.

Los humos, que representan un tanto por ciento muy elevado, del contenido del mineral, se benefician como los schlichs y en los mismos hornos con crasas de los hornos de fundicion, copelas, plazas, abstrichs, matas calcinadas de la misma fundicion, escorias de toda clase de operaciones y alguna cantidad de hierro: los productos son plomo de obra, matas que vuelven al horno, y escorias que tambien se refunden en parte, teniendo cuidado de elegir para este objeto las más ricas. Ultimamente se han hecho algunos ensayos para refundir las matas en el mismo horno Raschette que se emplea para los minerales, y los resultados han sido bastante satisfactorios.

Fácilmente se comprende por esta descripcion que el procedimiento del Alto Hartz no podria aplicarse por ninguna em-

presa industrial para beneficiar menas como las que allí se trabajan. El beneficio de una corta cantidad de cobre que existe en las menas, y que es tan pequeña que no puede apreciarse en ellas por el ensayo, no puede producir verdaderas ventajas económicas; pero la poblacion entera del Harz vive del trabajo de las fábricas y de las minas, que pertenecen al Gobierno, el cual más bien que realizar beneficios procura buscar trabajo á aquellos obreros; y por consiguiente, con tal de que los resultados cubran los gastos hechos, importa poco que se obtenga una ganancia mayor ó menor. Esto explica esa larga y complicada serie de operaciones que no producen seguramente un beneficio mayor que la obtencion directa del plomo perdiendo el cobre, y la copelacion de la plata, seguida de la revivificacion de los litargios; pero en cambio el número de obreros empleados es mucho mayor, y por consiguiente, el Gobierno atiende con el procedimiento establecido al resultado que se propone. Por esto, como ántes se ha dicho, el procedimiento del Alto Harz no puede considerarse aplicable al tratamiento de las galenas, por una empresa verdaderamente industrial.

Método de Tarnowitz (Alta Silesia).—Las menas de plomo que se benefician en Tarnowitz son, como se ha indicado en la página 267, galenas sumamente puras, que sufren una primera monda á mano para separarlas de las gangas térreas que las acompañan y que se someten despues á una preparacion mecánica. Los trozos gruesos tienen una riqueza en plomo de 56 á 70 por 100; los schlichs no pasan de 30 á 35. Contienen siempre, ademas de la galena, una fuerte proporcion de sulfato y carbonato de plomo que en la mina principal llamada *Friedrich-Grube* asciende á 23,6 por 100 de carbonato y 11,5 de sulfato y en la mina llamada *Paul-Richard* á 45 por 100 del primero y 9 del segundo.

Las reacciones que tienen lugar en la operacion no son naturalmente tan complicadas como las del Alto Harz, en atencion á la mayor sencillez de estos minerales; la galena en estado pastoso próxima á la tobera del horno se encuentra en este punto en contacto íntimo con los trozos de fundicion granulada ó de ferrallas que se ponen como desulfurante y se forman sulfuro de hierro y plomo metálico; pero como la precipitacion de este

último tarda algun tiempo en verificarse, es necesario que el hierro no esté en trozos demasiado menudos, para que no descienda en el horno con mucha velocidad y si solo al paso que se va consumiendo el combustible. De este modo las materias fundidas que descienden con más rapidez por entre los intersticios de la carga, pasan sucesivamente por los trozos diseminados en toda la altura de ésta, y la accion es más continuada que lo seria si el hierro cayera al crisol del horno al mismo tiempo que las materias con que habia sido cargado y en el instante en que éstas se fundieran. No es, sin embargo, ni nula ni despreciable la accion que el hierro ejerce en el crisol del horno, nadando en el plomo y mezclado con la mata de la cual puede todavía precipitar alguna cantidad de metal. El tamaño de los trozos no puede determinarse sino á consecuencia de tanteos, y debe ser tal, que manteniéndose éstos mezclados con la cargas durante mucho tiempo, lleguen al crisol ya muy reducidos de volúmen y acaben de ejercer su accion precipitando el plomo de las matas.

El empleo de escorias de forja tiene la ventaja, sobre todo para el caso de fundicion de minerales menudos, de que separa las cargas en la parte superior del horno é impide que se formen fácilmente aglomeraciones de mineral que entorpezcan la marcha. A una altura pequeña sobre la tobera, se funden y se reducen parcialmente por la accion del combustible, resultando que precipitan una porcion del plomo, produciendo sulfuro de hierro que pasa á las matas, y escorificando las gangas térreas. Cuando se emplean en muy gran cantidad, se reducen en la parte baja, y no teniendo ya posibilidad de reducir sulfuro, forman masas aglomeradas, con mucho hierro metálico, que obstruyen los hornos.

Durante algun tiempo no se ha empleado en Tarnowitz otro fundente que el hierro fundido y las escorias de forja; en el dia se agregan tambien escorias del mismo trabajo que facilitan la escorificacion de las gangas y hacen más difícil la formacion de *lobos* (1).

(1) Se da el nombre de *lobos*, *cuéscos* y algunas veces de *marranos* á las aglomeraciones de materias bastante refractarias para no fundirse

Las operaciones no son exactamente las mismas en todos los casos, sino que varían según los productos que se tratan: así es que se pueden considerar tres procedimientos distintos: uno para la fundición de las menas gruesas; otro para la de los schlichs y otro para la de los residuos. Todos ellos tenían lugar hasta hace poco tiempo en un horno semi-alto, muy semejante al empleado en el Alto Harz que se ha descrito en la página 272 y representado en la figura 39.

Fusion de las menas gruesas.—La fusion de las menas gruesas se verifica del modo siguiente. Cuando toda la camisa de un horno se ha puesto nueva, se empieza por dejarle secar y se va calentando enseguida gradualmente elevando poco á poco el combustible cargado hasta que llega á un nivel dos metros más alto que la tobera. Cuando se ha conseguido esto, se puede suponer que el horno está ya bien seco y se empieza á formar la nariz, arrojando por la trasera del horno, y bien arrimadas á ella, unas cuantas paladas de escorias y se principia á lanzar aire en cantidad de 2 á 3 metros cúbicos por minuto. Cuando la nariz ha llegado á una longitud de 20 á 25 centímetros, se carga más combustible contra el pecho del horno y se va aumentando la cantidad de viento hasta 10 metros cúbicos al minuto, disminuyendo al mismo tiempo la proporción en que el combustible estaba hasta entónces relativamente á la carga. Esta se compone del modo siguiente:

Menas.....	100 quintales métricos.
Hierro fundido en trozos.....	15 "
Escorias de forja.....	15 "
Escorias del mismo trabajo.....	40 "

Cada treinta y seis ó cuarenta horas se pasa por el horno

con el calor que se produce en el horno, que se forman á consecuencia de una mala marcha de éste, de defectos en las cargas ó de otras circunstancias; y que obstruyendo el paso de las demas materias, detienen las operaciones. Cuando estos lobos empiezan á formarse, se pueden corregir en algunas ocasiones aumentando la cantidad de viento ó la de combustible en el punto donde se presente el entorpecimiento. En otros casos es imposible fundirlos y entónces se necesita parar la campaña y recomponer el aparato, arrancando el lobo á pico y á veces hasta por medio de pequeños barrenos.

esta cantidad de materias, consumiéndose 12,5 toneladas de carbon de piedra: éste es hulla seca de muy mala calidad procedente de las minas del mismo país; no da cok pero no estalla al fuego y puede emplearse cruda en el horno; tiene muchas cenizas y da poco calor; pero su extremada baratura permite usarla porque no cuesta más que 24 rs. la tonelada de grueso y 12 la de menudo.

Las escorias corren con regularidad por la meseta y se dejan caer al suelo de la fábrica donde se enfrían y se rompen con martillos para volverlas al horno, tanto en las fundiciones sucesivas de la misma clase, como en las de los residuos. Cada cuatro horas se sacan las materias contenidas en el crisol del horno al reposador, donde se separan bastante fácilmente en tres capas: la superior de escorias, la intermedia de mata y la inferior de plomo: la primera se saca de una vez tan luego como está fría, y lo mismo sucede á su vez con la mata: en cuanto al plomo, se toma con cazos y se moldea en lingoteras de fundicion de hierro. De cuando en cuando se recompone la brasca del reposador y se seca bien ántes de introducir en él el plomo.

Al cabo de siete á ocho dias de marcha del horno, las escorias empiezan á ser muy pastosas; hay necesidad de aumentar de nuevo la proporcion del combustible para mantenerlas fluidas, y aún así y todo, al fin del octavo dia apénas puede conseguirse que no obstruyan el horno. Entónces se dejan bajar las cargas sin añadir más menas, y si sólo algo de hulla y algunas escorias ricas, y cuando éstas llegan á la tobera, se interrumpe el viento y se deja enfriar el horno.

De cada lecho de fusion, compuesto del modo indicado, se obtienen 70 quintales métricos de plomo, con 18 á 60 gramos de plata en quintal, y 30 á 35 quintales métricos de mata, con 8 á 9 por 100 de plomo. El trabajo exige la presencia de cinco obreros que se relevan cada ocho horas; dos de ellos están al cuidado del crisol, y los otros tres se ocupan en la carga, el transporte de las materias, etc.

Fusion de los schlichs.—Cuando en vez de menas gruesas se funden schlichs, la composicion de los lechos de fusion varia algun tanto. Se empieza por mezclarlos con una lechada de cal, cuyo objeto es evitar que la corriente gaseosa arrastre mucha

cantidad de polvos. Cada 100 quintales de schlichs necesitan dos ó tres toneladas de cai viva, y los jornales empleados en hacer la lechada y la mezcla ascienden á unas 2 pesetas. Preparado así el schlich se forma el lecho de fusion del siguiente modo:

Schlich mezclado con la cal.....	100 quintales métricos.
Hierro fundido.....	6 "
Escorias de forja.....	21 "
Escorias del mismo trabajo.....	100 "

El trabajo se verifica poco más ó ménos como el de las menas gruesas; las campañas duran próximamente el doble, porque la camisa del horno padece poco en atencion á la naturaleza silicea de las escorias y á su mucha cantidad. Un lecho de fusion compuesto del modo arriba indicado, pasa por el horno en setenta horas y el trabajo exige seis obreros.

Se obtienen de 30 á 40 quintales métricos de plomo de obra, 12 á 13 de matas y 4 á 5 de crasas formadas en el bigote. El consumo de combustible es de 20 toneladas de carbon. Lo mismo en este caso que en el anterior, parece enorme el consumo de combustible; pero debe tenerse en cuenta que éste es de muy mala calidad.

Fusion de los residuos.—La fusion de los residuos es una parte importante del tratamiento de Tarnowitz. Se entiende por residuos las escorias ricas obtenidas en la fusion de las menas y de los schlichs, las crasas, los humos recogidos en las cámaras de condensacion, las matas obtenidas en el trabajo de las menas y ademas de todo esto las escorias antiguas. Hace algunos años se sometian las matas á la fundicion crudas y con fundente calizo; pero se volvian á obtener casi en la misma cantidad, y en el dia se calcinan en montones bajo cobertizos, con lo cual, no sólo marcha mejor el horno, sino que la produccion de plomo aumenta considerablemente. Los montones se construyen como de ordinario. Sobre un área fuertemente apisonada, se coloca una capa de monte bajo y de hulla, y encima se ponen las matas formando una pirámide truncada de bases rectangulares y de una altura de 1^m,80; próximamente á la mitad de la altura se coloca otra capa de combustible y todo el monton se cubre con otra de los menudos producidos por la trituracion. Cada monton contiene de 40 á 60 toneladas de mata, y sus di-

menciones varían segun la existencia de éstas en los almacenes. Cuando el monton está hecho, se enciende la capa inferior de combustible, y despues que está bien encendida se tapan las bocas de las chimeneas y se abandona el monton sin cuidar de otra cosa sino de restaurar la cubierta cuando se grietea. La duracion de la calcinacion es muy irregular, y se conoce que ha terminado cuando empieza á enfriarse la cubierta. Ordinariamente no es necesario dar á las matas más de un fuego, el cual no altera su peso.

Una vez calcinadas las matas, los lechos de fusion para los residuos se componen como sigue:

Escorias ricas, restos de hornos, etc...	35 quintales métricos.
Crasas.....	5 "
Humos mezclados con cal viva.....	5 "
Matas calcinadas.....	25 "
Escorias antiguas.....	30 "
Hierro fundido granulado.....	2 "

Esta carga necesita para fundirse un consumo de 10 toneladas de hulla. En cada veinticuatro horas se funden de 12 á 13 toneladas de estos lechos de fusion, obteniéndose de 20 á 22 quintales de plomo de la cantidad de materias arriba indicada.

Como era muy natural, dada la naturaleza de las menas tratadas en Tarnowitz, se ha sustituido desde hace pocos años el método anteriormente descrito con la fundicion en reverberos, por el método de reaccion. Los hornos empleados en Tarnowitz para este objeto, son reverberos semejantes á los ingleses de plaza trapezoidal, pero de mayores dimensiones. El hogar tiene una extension de 2^m,50 por 60 centímetros; la longitud de la plaza es de 3^m,60 y la anchura la misma en la proximidad del puente, teniendo sólo 3 metros en el extremo opuesto. Por lo demas, lo mismo que en los hornos ingleses, hay tres puertas de trabajo en cada lado; pero el crisol interior, en vez de hallarse en frente de la central, está en la inmediacion de una de las próximas á los tragantes, cuya disposicion tiene la ventaja de que el plomo no está expuesto á tan alta temperatura, y por lo mismo se oxida ménos (1).

(1) *Mémoire sur l'état actuel de la Métallurgie du plomb, par Gruner.*—*Annales des mines.*—6.^a série, tomo XIII, pág. 342.

La carga consiste en 2.300 kilogramos de galena, que se se extienden en una capa de 8 á 10 centímetros. Si se tratara de galenas más puras, y en las cuales no hubiera, como en las de Tarnowitz, una fuerte proporcion de carbonato y de sulfato de plomo, esta cantidad sería ciertamente exagerada, y necesaria mucho más tiempo para calcinarse; pero en aquella localidad se encuentra naturalmente hecho una parte del trabajo que debia hacer la calcinacion, y ésta, aún en una cantidad tan grande, puede considerarse terminada en unas cuatro horas. Durante las cuatro horas que dura la calcinacion, la temperatura no debe pasar del rojo oscuro, y de veinte en veinte minutos se trabaja la masa con palas; cuando se han hecho ocho ó diez de estas remociones, se eleva la temperatura para que se verifique la reaccion entre el sulfato y el sulfuro no descompuesto, removiendo las materias y haciendo, como en Inglaterra, alternativamente, tres ó cuatro elevaciones rápidas de temperatura y tres ó cuatro calcinaciones, rebajando aquella y dando mayor acceso al aire. Para terminar se recogen las crasas que hay en el crisol, se mezclan con algun poco de cok y se vuelven al horno; pero se apuran poco, porque es preferible tratarlas en el horno de manga. Consisten en óxidos de plomo, hierro y zinc, combinados en parte con un poco de sílice y mezclados con cal más ó ménos sulfatada. La riqueza en plomo de estos residuos asciende á 40 ó 50 por 100, y su peso llega á 250 ó 300 kilogramos por carga; es decir, poco más del 10 por 100 de la mena introducida en el horno. La operacion completa se termina en unas doce horas y se obtienen por cada 100 kilogramos de mena 63^k,80 de plomo, 15^k,90 de crasas, con 38,8 por 100 de plomo y 2^k,75 de humos. La pérdida de metal es, por consiguiente, en cada 100 kilogramos 1,7 de plomo.

Método de Harzgerode.—En la ciudad de Harzgerode, en el Harz, se benefician tambien por el método de precipitacion con hierro galenas que se clasifican, segun su tamaño, en tres clases: gruesos, arenas y schlichs. El grueso, que constituye la mitad de las menas tratadas, y al cual llaman allí *Rohschmelzer*, tiene de 22 á 29 por 100 de plomo. Se suelen distinguir el grueso *espático* que contiene hierro espático como ganga y se funde con facilidad y el *blendoso*, que contiene por gangas el cuarzo y la

pizarra y mucha blenda. Esta variedad es difícilmente fusible, y aunque carezca de blenda no es tampoco tan fácil de tratar como la que tiene por ganga el hierro espático.

Hay ademas las arenas *mezcladas*, que contienen como mezclas extrañas fahlerz y piritas de cobre argentífera; y que no llegan nunca á una riqueza de 30 por 100 de plomo.

Las cargas se hacen separadamente de gruesos y de menudos, y como aquellos predominan, se hacen dos cargas por cada una de éstos, añadiendo á ambas clases de mena alguna cantidad de arenas pobres.

El lecho de fusion se compone del modo siguiente, segun que es de gruesos ó de menudos:

	Carga de gruesos.	Carga de menudos.
Mena...	50 quintales.	50 quintales.
Hierro.....	2,50	3
Escorias de la misma fundicion...	12,50	12,50
Id. de la fundicion de matas.	12,50	12,50

Cuando las menas son muy blendosas, se agregan tambien 10 quintales de matas plomizas calcinadas.

La fundición se verifica en hornos de cuba, muy semejantes á los antiguos usados en las fábricas del Alto Harz, y se carga alternativamente con cok y carbon vegetal, poniendo siempre, para cada medida de combustible, que pesa 6 á 7 kilogramos, 1 $\frac{1}{4}$ ó 2 de mena que pesan cada una, cuando es de gruesos, 30 kilogramos, y cuando es de menudos, 33 á 35 kilogramos.

La cantidad de viento inyectada en el horno es de 7 $\frac{1}{2}$ á 8 metros cúbicos por minuto, á una presión de 24 milímetros de azogue.

En veinticuatro horas pasan por el horno 5.000 kilogramos de mena, consumiéndose 630 kilogramos de carbon vegetal y 950 de cok. El resultado son 1.000 á 1.200 kilogramos de plomo de obra, 1.500 á 1.600 kilogramos de mata, con 22 á 29 por 100 de plomo, 600 á 700 kilogramos de escorias ricas que se refunden, y 7.500 á 8.000 kilogramos de escorias, que no pasan de 3 á 4 por 100 de plomo. La campaña de un horno dura de diez y ocho á veinte semanas.

Se obtienen ademas speis, humos, restos de plazas, etc., que

se benefician mezclándolos sucesivamente con las matas en las diferentes fusiones que éstas sufren. Las matas se calcinan en montones al aire libre, generalmente á 5 ó 6 fuegos, y despues de bien calcinadas, se refunden en los mismos hornos empleados para el schlich, con adición de menas blendosas ó de restos de hornos. En el primer caso se agrega 4 por 100, y en el segundo sólo 3 por 100 de hierro como desulfurante.

La fundicion produce algun plomo de obra, escorias y nuevas matas, que vuelven á calcinarse y se funden por segunda vez, añadiéndoles arenas *mezcladas* y la misma cantidad de hierro que ántes. Las matas obtenidas en la segunda fusion se calcinan tambien y se funden con adición de copelas, de abstrichs impuros y de hierro; las operaciones se repiten todavia otras dos veces, pero en la cuarta y la quinta fundicion no se añade ya ninguna especie de mena y el hierro se reduce al 2 por 100.

En todas las fundiciones de las matas se agregan al lecho de fusion escorias de la fusion de las menas y del mismo trabajo; las primeras en cantidad de 70 á 90 kilógramos para cada 100 de mata y las segundas en cantidad sólo de 25 á 30. En veinticuatro horas se funden 450 kilógramos de matas, consumiéndose 750 kilógramos de carbon vegetal y 10 toneladas de cok.

A las cinco fusiones, las matas no dan ya un plomo susceptible de copelarse y se benefician como cobre, calcinándolas y lexiviando la caparrosa azul formada.

Este procedimiento se diferencia del seguido en el Alto Harz en que en esta última localidad se benefician completamente separados los gruesos y los menudos, miéntras que en Harzgerode se benefician alternativamente unos y otros en los mismos hornos; pero comparando los resultados económicos de uno y otro procedimiento, resulta que es más beneficioso el del Alto Harz, no obstante las circunstancias desfavorables de exigir combustible exclusivamente vegetal en las primeras operaciones, de necesitar mayor cantidad de escorias y de hacer campañas de menor duracion (1).

(1) El resultado de la comparacion entre ambos métodos puede verse en el *Handbuch der metallurgischen Hüttenkunde*, de Bruno Kerl, ya citado en diferentes ocasiones.

MÉTODOS CON CALCINACION PRÉVIA.

Cuando las galenas sólo tienen una pequeña riqueza en plomo, y sus mezclas extrañas consisten principalmente en sulfuros metálicos, es preferible al trabajo crudo, fundirlas despues de calcinadas, bien por sí solas, bien con adición de hierro ó de sustancias ferruginosas. Una parte de los sulfuros extraños á la galena, ó se volatilizan por la calcinacion ó se descomponen, convirtiéndose en óxidos, y en este último caso pasan, combinados con la sílice, á las escorias. Queda, sin embargo, en los minerales bastante cantidad de sulfuros para que se originen matas y se forman tambien escorias cuya composicion es muy semejante á la de las del trabajo crudo. Es conveniente agregar como fundentes escorias ácidas ó menas silíceas, que faciliten la escorificacion de las sustancias básicas formadas por la calcinacion y de las contenidas como gangas en las mismas menas.

Método del Bajo Harz.—En las tres fábricas situadas en Goslar (Bajo Harz), se benefician las menas explotadas en Ramelsberg, las cuales, ademas de la galena, contienen mucha piritita de hierro, algo de piritita de cobre, blenda, piritita arsenical, combinaciones antimoniales, baritina, espato calizo, cuarzo y pizarra. El contenido en plomo de estas menas, aún despues de calcinadas, no pasa del 4 al 10 por 100.

Se clasifican, segun su tamaño, en gruesos, granzas, arenas y schlichs, de los cuales se benefician los cobrizos en las fábricas llamadas Sophie-hütte y Oker-hütte, y los plomizos en la Julius-hütte.

La calcinacion de las menas se verifica en montones á tres fuegos; el primero, al aire libre y los otros dos bajo cobertizos con sus muros. El monton de primer fuego se dispone colocando sobre el área destinada á la calcinacion una capa de leña que ocupa un espacio cuadrado de 9 metros de lado, y sobre la cual se cargan unos 1.520 quintales métricos de mena dejando entre sus trozos canales horizontales y chimeneas, y así se ele-

va el monton hasta una altura de 2 metros: el cuadrado que forma la base superior tiene unos 3 metros de lado. La camisa se forma con tierras que ya han sufrido una calcinacion, y en cuanto el monton está hecho, se le da fuego abandonándole á sí mismo por espacio de diez ó doce dias.

Al cabo de este tiempo empieza á presentarse en la superficie alguna cantidad de azufre, que se condensa al contacto del aire frio y entónces se procede á preparar el monton para beneficiar este azufre, que aún cuando se recoge en una cantidad muy pequeña relativamente al que contiene el mineral, produce, sin embargo, lo bastante para costear la formacion de los montones y el combustible que se quema en ellos. En la página 87 se ha indicado ya la manera de hacer este beneficio.

Si las galenas calcinadas eran muy blendosas, se lavan luégo los residuos, obteniéndose así una cantidad de sulfato zíncico.

Cuando el fuego se ha extinguido á las diez y ocho ó veinte semanas, se deshace el monton, se parten los trozos gruesos y se llevan bajo los cobertizos, donde se construye con ellos un segundo monton, sobre una nueva capa de leña. Estos segundos montones, que son naturalmente más pequeños, puesto que sólo se ponen en ellos los trozos que no se han hecho deleznales con el primer fuego, tienen la forma de una pirámide de base rectangular, pero se construyen del mismo modo que los otros. Su combustion dura cinco ó seis semanas, al cabo de las cuales se deshacen y se forma con los trozos que se mantienen enteros un tercer monton, que se calcina del mismo modo. La mena calcinada á tres fuegos tiene un color pardo amarillento, un aspecto marcadamente térreo y está algun tanto aglomerada, pero presenta muy poca coherencia.

Como el resultado de la calcinacion ha sido la oxidacion de mucha parte de la pirita de hierro, es necesario emplear en la fundicion una sustancia muy silicea, para cuyo objeto son muy á propósito las escorias ácidas del Alto Harz. La cantidad en que se agregan es un poco ménos de la tercera parte de las menas y ademas se añaden en los lechos de fusion algunos litargirios y fondos de copelas, á fin de aumentar el contenido en plomo y arrastrar bien la plata.

El lecho de fusion se forma por lo tanto del modo siguiente:

Mena calcinada.....	17	quintales métricos.
Escorias del Alto Harz.....	5	"
Litargirios y fondos de copela.....	0,25 á 0,50	"

Una carga formada de este modo contiene unos 2 quintales métricos de plomo y se funde en hornos de cuba, cuya disposicion aparece en la figura 42. Entre la piedra que forma la plaza *p* y la brasca en que está practicado el crisol *b*, queda un espacio de 6 á 8 centímetros relleno de arcilla apisonada; *m* es la

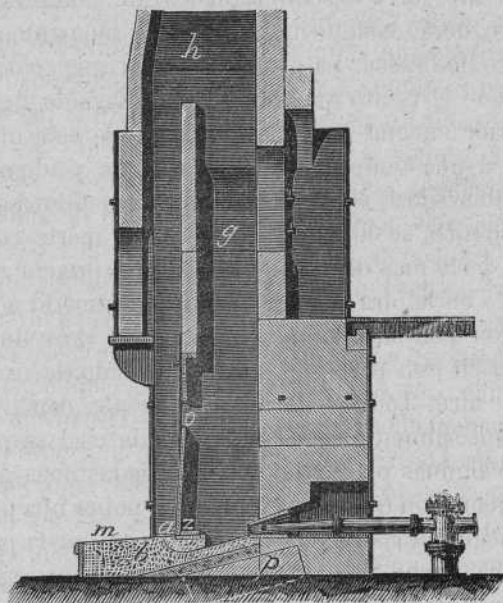


Fig. 42.

meseta, *a* el antecrisol, *g* el cargadero y *h* la chimenea para dirigir los humos, que no desembocan en cámaras de condensacion.

La parte más característica de estos hornos es la delantera, que en un principio estaba dispuesta para obtener el zinc que se producía á consecuencia de la blenda que contienen las menas. Sobre la parte del antecrisol se disponía una placa de pizarra de 30 centímetros de longitud que cubría la salida de las escorias en una extension de 10 á 12 centímetros y que estaba recubierta de arcilla por ambos lados; sobre ésta, y en posicion un

poco oblicua respecto de ella, se colocaba otra pizarra igualmente recubierta de arcilla por sus dos caras, y que se unia lateralmente á los costados del horno por uno de los lados en toda su longitud, y por el otro en su mayor parte, dejando solamente en la proximidad de la otra placa un espacio triangular, por el que podian estar en comunicacion el interior del horno y el exterior. En la arcilla que cubria la primera placa se practicaba una reguera que al través del referido orificio triangular pasaba á la meseta y desembocaba en un molde destinado al zinc. Esta reguera, cuando no habia zinc, se mantenía cerrada con un poco de brasca. La primera pizarra *z* se colocaba á una altura tal, que el viento que salia de la busa sólo llegaba á su parte superior en una pequeña cantidad; de este modo no se encontraba á una temperatura muy elevada y ademas el carbon que habia sobre ella, no estando sometido á una fuerte corriente de aire, se convertía en su mayor parte en óxido de carbono. A poco más de un metro sobre la pizarra *z* se dejaba un orificio *o* en la otra pizarra vertical, destinado á introducir algun carbon por la delantera, con objeto de reducir el zinc aglomerado en esta parte del horno en estado de óxido por la corriente de aire. Todo el horno se reforzaba con traviesas de hierro, y especialmente la delantera, en la cual se ponian generalmente algunas placas de pizarra pegadas unas á otras con arcilla y sujetas con traviesas en lugar de poner una piedra sola. La disminucion de las blendas en las menas por la preparación mecánica, ha hecho abandonar esta disposicion ingeniosa sin duda alguna, pero tambien bastante complicada.

Las dimensiones principales de estos hornos, son las siguientes:

Altura desde el piso del taller al cargadero.....	3m,50
Idem de la tobera sobre la plaza.....	0 ,12
Profundidad del crisol, por bajo de la meseta.	0 ,29
Anchura del horno en toda la delantera....	0 ,29
Anchura de la trasera.....	{ en el cargadero..... 0 ,49
	{ en la plaza 0 ,50
	{ en la tobera. 0 ,58
Profundidad del horno.....	0 ,83

La fundicion se verifica con nariz corta y con cargadero en-

cendido. Como las menas contienen siempre alguna cantidad de blenda, y ésta produce compuestos muy refractarios, los hornos se obstruyen con facilidad y no pueden ser muy largas las campañas. Ordinariamente á los diez ó doce dias es necesario interrumpir la fundicion y renovar el revestimiento interior del horno.

En el caso de existir la disposicion indicada para beneficiar el zinc, éste, oxidado por la corriente gaseosa en la parte superior del horno, se reúne en la delantera sobre la pizarra *z*, en cuyo punto es mucho ménos enérgica la columna ascensional de los gases; allí, en contacto con el carbon, y rodeado de una atmósfera reductiva de óxido de carbono, puesto que en aquella parte del horno la cantidad de carbon es muy grande con relacion á la de aire que llega del inyectado por la tobera, se reduce y pasa á la reguera: cuando se advierte su presencia en ésta, se quita la brasca y se le da paso á los moldes, pudiendo reunirse 2 á 2 $\frac{1}{2}$ kilogramos por carga cuando éstas son muy blendosas. Este zinc está muy impurificado por el plomo, del cual se separa fundiéndole y dejándole en reposo, con lo cual el plomo se deposita en el fondo y el zinc se moldea tomándole con cazos de la parte superior.

De cada carga se obtienen de 150 á 175 kilogramos de plomo de obra y una cantidad muy variable de matas (de 86 á 300 kilogramos) compuestas de sulfuros de hierro, cobre, plomo y zinc. Estas, unas veces se calcinan y se funden para formar nuevas matas más ricas en cobre, y otras se calcinan á tres fuegos y vuelven á fundirse por plomo, agregándolas escorias de la primera fundicion de las fábricas del Alto Harz.

En la fundicion de las matas, y alguna que otra vez en la de las menas, se obtienen speis, cuya composicion, sumamente compleja, se aproxima siempre á la indicada por el siguiente análisis:

<i>Cu</i>	<i>Pb</i>	<i>As</i>	<i>Sb</i>	<i>Fe</i>	<i>Co</i>	<i>Ni</i>	<i>Ag</i>	<i>S</i>
44,56	26,11	12,98	5,21	5,54	1,63	0,71	0,13	2,86

Las escorias contienen sólo, segun un análisis de Ullrich prac-

ticado sobre una escoria de la fábrica de Oker, 2 por 100 de plomo y se desechan.

En algunas localidades la calcinacion prévia no supone, como en el Bajo Harz, la supresion de desulfurantes ferruginosos en la fusion de las menas; por el contrario, éstos se emplean, si bien en menor cantidad que en el trabajo crudo, porque la calcinacion ha volatilizado parte del azufre que, combinado con el hierro, habia de pasar á las matas. En unas ocasiones las sustancias ferruginosas consisten en hierro viejo, fundicion de hierro, escorias de forja, etc.; en otras se usan matas calcinadas, que tienen bastante hierro para precipitar el plomo, puesto que la calcinacion ha deshecho la combinacion de una gran parte de este metal con el azufre convirtiéndole en óxido.

Método de Przibram.—En Przibram, en Bohemia, se benefician por este método galenas argentíferas muy cargadas de antimonio. Ademas contienen como gangas, unas veces blenda, espato calizo y cuarzo, otras cuarzo y hiebro espático, y algunas piritas de hierro, en cuyo caso van tambien acompañadas de fahlerz. Su riqueza en plomo varía de 13 á 82 por 100, y tienen de 84 á 660 gramos de plata en 100 kilógramos. El término medio es de 35 por 100 de plomo y 196 gramos de plata en los 100 kilógramos.

Anteriormente se verificaba la calcinacion de las menas en plazas muradas: en el dia se calcinan en reverberos ingleses, con carbon de piedra. Cada uno de ellos recibe por carga 10 quintales métricos de mena, que se calcinan en seis horas. Hora y media ántes de terminar, se empieza á aumentar la temperatura, y la última se da un golpe de fuego muy fuerte para aglomerar la mena. Una vez aglomerada, se saca del horno para destinarla á la fusion en hornos de cuba. En la calcinacion de 100 quintales métricos de mena, se consumen 24 de carbon de piedra.

La mena calcinada se mezcla en cantidad de 100 quintales con 6 ú 8 de fundicion de hierro, 10 á 12 de productos plomizos, como abstrichs, fondos de copela, litargirios ricos, etc., y 36 á 40 de escorias de forja.

Los hornos son hornos de cuba con bigote abierto, de los cuales corre constantemente la escoria. La forma de su seccion

trasversal, es un trapecio de 65 centímetros de anchura en la trasera y 62 en la delantera: la profundidad del horno de 90 centímetros, y su altura, desde la tobera al cargadero, de 3^m,50. La altura de la tobera sobre el principio del crisol, que forma la plaza, es de 31 centímetros: á 6 centímetros bajo el principio del crisol, se halla abierto el bigote. En la marcha normal del horno se arrojan por la trasera dos ó tres medidas (*Trögen*) de carga, cuyo peso es de 21 á 33 kilógramos para cada una, y una medida de carbon (*Korb*) cuyo peso es de 12 kilógramos, que se echa por la delantera. De tiempo en tiempo se sangran el plomo y la mata, separándose ésta para el trabajo que ulteriormente debe sufrir, y moldeándose aquel para copelarlo.

A los diez y ocho ó veinticuatro dias, el horno empieza á ensancharse irregularmente, en virtud de la corrosion de sus paredes por las escorias, y se empieza á entorpecer la marcha, formándose muchos cuescos constituidos por grandes cantidades de silicato de zinc. Entónces se pasan una ó dos cargas, compuestas de 12 quintales métricos de crasas, 4,5 á 5 de productos plomizos, 0,5 de fundicion de hierro y 4,5 de escorias de forja, y en seguida se pára la fundicion para reparar el horno. En una campaña se pasan 370 quintales métricos de mena, 114 de crasas, y 65 de productos plomizos con 25 de fundicion de hierro y 175 de escorias de forja, consumiendo 380 toneladas de carbon y obteniendo 113 quintales métricos de plomo de obra.

Las menas más ricas no se someten á este procedimiento. Durante algunos años se han fundido en hornos norte-americanos, del modo que se indicará más adelante al describir especialmente esta clase de trabajo; pero la gran insalubridad que este método lleva consigo para los obreros, ha hecho abandonarle, no obstante el gran ahorro de combustible que proporciona. En el dia se benefician por el verdadero trabajo de *precipitacion*, es decir, tratándolas con fundicion de hierro (17 ó 18 por 100) y escorias de forja (67 por 100), sin calcinacion prévia. La fundicion se verifica con carbon vegetal, del cual se consumen 98 á 100 toneladas para 50 quintales métricos de mena.

Método de Pontgibaud.—En Pontgibaud (departamento de Puy de Dôme, Francia), se benefician tambien por un pro-

cedimiento análogo, galenas que producen 25 á 36 por 100 de plomo con 350 á 500 gramos de plata en los 100 kilogramos, y que contienen como gangas cantidades de diferentes sustancias, que no sólo varían segun el filon de que la mena procede, sino que en uno mismo se diferencian en cantidad y calidad, segun la profundidad de que han sido estraidas (1).

Estas galenas, despues de preparadas mecánicamente, van á la fábrica al estado de schlichs ó de lamas, y sufren una calcinacion y una aglomeracion que permita el tratamiento ulterior en hornos de cuba, tratamiento que seria imposible practicar sobre minerales finamente divididos. Antiguamente el horno de reverbero para la calcinacion tenia cuatro plazas, colocadas todas á un mismo nivel, y dos á dos á ambos lados de un hogar, único para las cuatro. En las dos más separadas del hogar, se verificaba la calcinacion en su mayor parte, y ésta se terminaba en las más próximas, en las cuales tenia lugar tambien la aglomeracion de las menas calcinadas. Cada plaza tenia la forma de un rectángulo con las esquinas achaflanadas y las dos primeras eran algo más pequeñas que las otras dos. Al fin de cada una habia en la bóveda un tragante con su registro correspondiente, que conducia los humos á un conducto subterráneo, del cual, y á través de cámaras de condensacion, los aspiraba un ventilador que los arrojaba á la atmósfera.

La operacion en estos hornos era difícil de conducir, y ocasionaba un consumo innecesario de combustible: por estas razones se han desechado, sustituyéndolos con los llamados hornos *Zeppenfeld*, del nombre de su inventor. Los hornos *Zeppenfeld* tienen sólomente dos plazas colocadas á diferentes niveles. Aprovechando la configuracion del terreno en que el horno se ha construido, esta diferencia de nivel es de 4 metros. El hogar tiene una rejilla de 75 centímetros por 1^m,20, colocada 75 centímetros por bajo del nivel del puente, cuya anchura es de 20 y su largo el mismo de la rejilla. Inmediatamente despues del puente se encuentra la plaza inferior, destinada á la aglomeracion de la mena despues de calcinada. Su longitud es de 2 me-

(1) *Description des mines et usines de Pontgibaud, par Rivot et Zeppenfeld.*—*Annales des mines.*—4.^a série, tomo XVIII, pág. 391.

tros y su anchura de 1^m,60. Tiene una forma rectangular, pero uno de los lados largos es un poco curvo: en el opuesto existen dos puertas de trabajo; la bóveda se eleva 60 centímetros sobre la plaza.

A continuacion de esta plaza se encuentra un espacio de poco más de un metro de largo y un poco ménos de un metro de ancho con una puerta en el centro de cada uno de los lados largos, en cuya bóveda existe la chimenea de comunicacion entre ambas plazas, que tiene una seccion de un metro por 60 centímetros, y una altura, como ya se ha dicho, de 4 metros.

La segunda plaza, destinada á la calcinacion, tiene 10^m,12 de longitud y 1^m,80 de anchura. La bóveda está á 45 centímetros sobre ella. En cada uno de los lados largos de esta segunda plaza existen siete puertas de 40 centímetros de longitud en el interior del horno; la más próxima á la chimenea de comunicacion está á 1^m,10 de ésta; la última dista medio metro del fin de la plaza.

Por medio de dos tragantes horizontales de 62 centímetros por 40, desembocan los humos en una cámara de condensacion, la cual comunica con el ventilador absorbente que determina el tiro de todos los hornos de la fábrica.

La parte interior de la primera plaza es de ladrillos refractarios; los que forman el piso están recubiertos de una capa de cal y arena de 10 centímetros de espesor, que presenta una ligera inclinacion hácia las puertas. De los mismos ladrillos, pero sin recubrir, se hacen el hogar y la chimenea de comunicacion; el piso y la bóveda de la segunda plaza son de ladrillos ordinarios rojos, y la parte exterior de todo el horno de piedra de las canteras de Volvic.

El mineral se carga en estos hornos por una tolva situada en la extremidad de la segunda bóveda. Cada dos horas ó poco más, se introducen 690 á 700 kilogramos, de modo que en veinticuatro horas pasan por el horno unos 7.200, distribuidos en 10 ó 11 cargas, seis de las cuales están á la vez sobre la plaza superior. En ésta los trabajan los obreros removiéndolos fuertemente con palas y avanzándolos progresivamente hácia la comunicacion, pero sin acumularlos en diferentes puntos, sino por el contrario, cuidando siempre de que estén bien repartidos

por toda la plaza, y presentando distintas superficies á la accion de los gases. De otro modo, una parte del mineral no se calcina y se forman en los hornos de fundicion matas que entorpecen el trabajo, exigiendo una refundicion, innecesaria si la calcinacion está bien conducida. Al cabo de doce horas el mineral cargado en la extremidad de la segunda plaza ha llegado al conducto de comunicacion por el cual se arroja sobre el espacio que hay á continuacion de la primera, introduciéndose para reemplazarle otra nueva cantidad del contenido en la tolva. Este trabajo se hace por cuatro obreros que se relevan cada ocho horas y descansan diez y seis, lo cual hace necesarios tres relevos; pero no puede hacerse de otro modo porque las faenas son muy penosas.

El mineral reunido en el espacio en que termina la primera plaza, se extiende por los obreros sobre ésta, que está á la temperatura del rojo vivo. La mena se aglomera con facilidad, fundiéndose en la superficie, y uno de los dos obreros destinados al trabajo de la plaza inferior, la remueve por medio de un espeton para mezclar la parte fundida con la que aún no lo está. Cuando las materias se han aglomerado lo bastante para que el espeton se maneje con dificultad, se dejan salir por la puerta de trabajo más próxima al hogar las materias fundidas que se reunen en el piso del taller formando un sólo bloque que pesa unos 300 kilogramos. Inmediatamente que esta cantidad de materias ha salido del horno, se vierte sobre ellas cierta cantidad de agua para enfriarlas, y entre los dos obreros las llevan á un sitio algo distante, donde otros las parten para destinarlas á los hornos de reduccion.

Inmediatamente despues de separado el bloque de mena aglomerada, vuelven los obreros á remover las materias que hay en la plaza y hacen una suelta de las que se han fundido, casi de hora en hora. El trabajo en esta plaza es muy penoso, y los dos obreros necesitan alternar muy frecuentemente en el manejo del espeton. El que no le tiene, cuida de la rejilla y va á buscar el agua necesaria para enfriar los bloques de mineral calcinado.

De los 7.200 kilogramos de mena que se calcinan en veinticuatro horas, se obtienen 6.300 á 6.500 de bloques aglomerados. La pérdida de peso es por lo tanto de 11 á 12 por 100. El

consumo de combustible es de 1.900 á 2.000 kilogramos (30 á 31 por 100 del mineral calcinado) de hulla de la Vernade, que es de mala calidad y produce poco calor y una gran cantidad de cenizas.

Los bloques de mineral calcinado y aglomerado son de un verde oscuro, casi negro; tienen brillo vítreo y su textura es porfídica, presentándose en su masa granos de cuarzo ó de sulfato de barita que no han experimentado descomposicion. Cuando la calcinacion no se ha hecho bien, las menas aglomeradas tienen ménos brillo y una textura esponjosa, presentando en su masa laminillas brillantes de galena.

En estos hornos es ménos activa la corriente gaseosa que lo era en los antiguos; pero sin embargo, una parte de las materias pulverulentas es arrastrada al conducto subterráneo por donde aspira los humos el ventilador.

Un horno de esta especie puede durar mucho tiempo sin interrumpir su marcha; en Pontgibaud se interrumpe, porque los tres hornos de manga que hay en la fábrica no bastan á consumir la cantidad de mena que se calcina en él. La plaza de aglomeracion se degrada fácilmente, pero se forman al mismo tiempo subsulfuros que permanecen en ella, y con los cuales se reemplazan la cal y arena que la formaban. Estos subsulfuros se arrancan cuando se pára el horno porque son muy ricos en plomo y en plata y deben pasar á los hornos de cuba.

Comparando los análisis de las materias recogidas en ambas plazas, es decir, de las menas calcinadas ántes y despues de la aglomeracion, puede deducirse que las materias sometidas á la accion oxidante de los gases en la segunda plaza, se convierten principalmente en una mezcla de óxidos y sulfatos de plomo, zinc y hierro con cuarzo, y que en la primera plaza la fusion determina la formacion de una notable cantidad de silicatos metálicos, entre ellos el de plomo, con desprendimiento de ácido sulfúrico, desprendimiento que se puede observar si se sigue atentamente la marcha de la operacion.

Las materias calcinadas y aglomeradas se reducen á martillo á trozos del tamaño de un puño y se mezclan con otras sustancias para fundirlas en hornos de cuba, de seccion rectangular, de 90 centímetros por 60 y de una altura de 1^m,45 desde la to-

bera al cargadero. La mayor profundidad del horno por debajo de la tobera es de 45 centímetros. El bigote está abierto y desemboca en un antecrisol formado en un macizo de brasca de un metro de altura sobre el piso del taller, y al cual puede subirse por medio de unos cuantos escalones. El cargadero está cerrado y los humos van á parar á la galería subterránea en combinacion con el ventilador.

La parte interior de estos hornos se construye de ladrillos ordinarios y la exterior de piedra de Volvic, manteniendo el todo por medio de un engatillado de hierro. El pecho es todo él de ladrillos y está construido de modo que á tres alturas distintas tiene tres arcos del grueso de dos ladrillos, lo cual permite deshacer cuando es preciso la parte inferior sin que la superior se resienta. Cuando la marcha es regular, y cuando varía poco la naturaleza de las menas, un horno puede durar de cuarenta á cincuenta dias; pero en general duran ménos, porque como ántes se ha indicado, la proporcion de las gangas es muy variable.

Los lechós de fusion se componen del modo siguiente:

Mena calcinada.....	1.000	kilógramos.
Espato fluor.....	100	"
Caliza.....	240	"
Ferralla.....	100	"
Plazas de copela, abstrichs, abzugs, restos de hornos, etc.....	500 á 600	

Se tiene un cuidado especial de no aumentar mucho la proporcion de espato fluor, porque si bien este fundente favorece la fluidez de las escorias, favorece tambien la pérdida de plomo por volatilizacion y escorificacion. Las materias ferruginosas, por el contrario, favorecen el empobrecimiento de las escorias; pero dan lugar fácilmente por la reduccion del hierro á obstrucciones que hacen aminorar considerablemente la duracion de las campañas. Tanto ménos hierro se necesita en la fundicion, cuanto mejor se ha hecho la calcinacion que la precede.

En Pontgibaud existen tres hornos que se sirven por cuatro obreros. Cuando un horno es nuevo ó está recién compuesto, es necesario darle fuego con mucha precaucion, aumentando muy poco á poco la cantidad de carga respecto á la de combustible. Al cabo de seis ó siete dias ha entrado en la marcha nor-

mal, en la cual puede fundir en veinticuatro horas 3.000 y hasta 4.000 kilogramos de mena, y las materias correspondientes que deben agregarse para constituir los lechos de fusion. Las cargas se deben hacer á intervalos regulares, y de modo que no descendan nunca de la arista superior del pecho. Las escorias salen continuamente por el bigote al antecrisol, sobre cuyos bordes corren y se vierten en el suelo del taller, donde se enfrían en placas. Las que contienen cierta cantidad de plomo, se vuelven al horno; las pobres se desechan. El plomo se hace correr al reposador cada doce ó cada seis horas, segun la riqueza de las menas que se funden. En los casos en que la calcinacion no ha sido bien completa, se forma tambien alguna cantidad de mata.

El producto de cada horno en veinticuatro horas, es de unos 850 á 1.000 kilogramos de plomo, con un consumo de 150 de cok por cada 100 kilogramos de plomo obtenido. Se moldea en lingotes de 20 kilogramos de peso, que se destinan á la cope-lacion.

Método de Pisa (1).—En Pisa se funden tambien galenas de diferentes procedencias, por el método de calcinacion y reduccion. La primera de estas operaciones se verifica en grandes reverberos de plaza plana y rectangular, de 8 á 12 metros de longitud por 2 de anchura, que sólo tiene puertas en uno de los lados. La temperatura se eleva gradual y progresivamente hasta la aglomeracion de la mena, indispensable puesto que ha de hacerse luego la reduccion en hornos de cuba.

Los primeros que se usaron para este objeto, fueron hornos castellanos de forma cilindrica, y de 2 metros de altura por un metro de diámetro interior; pero las grandes pérdidas á que daban lugar en estos hornos los arrastres mecánicos y la facilidad con que se corroian en la parte baja de la cuba, ha hecho sustituirlos con otros más altos y de paredes de fundicion refrescadas por agua en la parte baja.

Sobre un zócalo de brasca, sostenido por un anillo de fundicion de hierro, que tiene 1^m,90 de diámetro por 90 centímetros

(1) *Memoire sur l'état actuel de la metallurgie du plomb, par Mr. G u-*
ner.—Annales des mines.—6.^a série, tomo XIII, pág. 325.

de altura, se coloca una corona de ladrillos refractarios, encima de los cuales se ponen cuatro placas de fundicion, de forma de cilindros, cuya directriz es un arco de círculo algo menor que un cuadrante, que constituyen por su conjunto la pared cilíndrica del horno, pero que no están unidas inmediatamente unas á otras, sino que dejan intervalos que se llenan con ladrillos refractarios. En tres de estos espacios se colocan las toberas, y en el otro el bigote para la salida de las escorias. Las planchas tienen 80 centímetros de altura y 1^m,15 á 1^m,20 de diámetro interior; los muretes de ladrillos que se construyen entre ellas tienen una anchura de 25 centímetros y un espesor de 22. Las toberas están colocadas á 25 centímetros sobre el zócalo. El bigote está inmediatamente sobre éste.

Las planchas tienen por la parte exterior dos rebordes longitudinales para unirse con los muretes de ladrillos, uno trasversal sobre el que descansa la parte superior de la cuba, y tres regueras horizontales constantemente llenas de agua, y de las cuales se vierte ésta siguiendo la longitud de la pared; en la base de las planchas hay una cubeta con su vertedero, por el que sale el agua que no se vaporiza con el calor del horno. En veinticuatro horas se gastan 4 á 5.000 litros de agua.

Sobre el reborde superior de las planchas se colocan de plano ladrillos refractarios, hasta una altura de 1^m,80 por cima de aquellas; el muro circular, formado por estos ladrillos, está rodeado con una armadura de palastro, cuya prolongacion forma el último trozo de la cuba. Encima hay una plancha horizontal de fundicion, y en el centro de ésta un orificio donde se coloca la tolva para hacer las cargas, que descende hasta cerca de la pared de ladrillos. Los gases salen lateralmente por dos conductos que nacen en el espacio comprendido entre la tolva y la pared de palastro. En totalidad, el horno construido de este modo tiene 3^m,25 de altura.

La figura 43 da una idea de la construccion de este horno, notable por la disposicion de su parte inferior. *Z* es el zócalo de brasca, en el cual está practicado el hueco del crisol *c*: *mm* los muretes de ladrillos que unen las planchas de fundicion *ff*, y en los cuales están practicadas las toberas *tt* y el bigote. *K* el muro anular de ladrillos que forma la cuba; *T* la tolva de carga

y *g* el conducto por donde salen los gases. Las regueras por donde corre el agua para refrescar la pared de fundicion están representadas en *rr* y en *a* la caja donde se recoge el agua sobrante. En *s* aparece el canal provisto de su llave por donde aquella viene á la reguera superior.

Antes de darle fuego, cuando se va á empezar la campaña, se enlucce el interior de las planchas con una capa de yeso de 2 centímetros de espesor, que salta en pedazos durante las primeras horas de marcha; pero en su lugar se forma una capa ligera de escoria y de galena regenerada, que protege perfectamente la fundicion durante mucho tiempo. En dos ó tres meses no hay necesidad de hacer más reparaciones que algunas de poca entidad en los ladrillos que rodean las toberas.

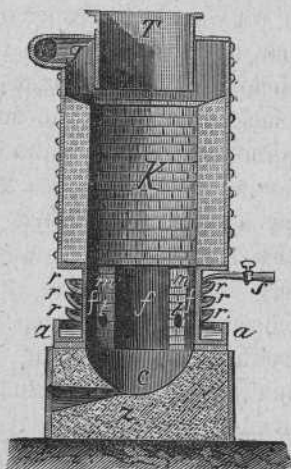


Fig. 43.

La marcha de la operacion se verifica como de ordinario; el combustible se carga por el centro del horno y el mineral hacia la delantera y los costados, formando una media luna. La presion del viento es de 3 á 4 centímetros, y no se sopla generalmente más que por dos de las tres toberas. El tiro se arregla por medio de una válvula colocada en el canal que conduce los humos á la cámara de condensacion.

Los lechos de fusion se componen del modo siguiente:

Mineral calcinado.....	1.000	kilógramos.
Caliza (convertida en parte en cal)...	200 á 250	"
Mineral de hierro rico.....	30 á 40	"
Fundicion de hierro.....	20 á 30	"

En veinticuatro horas se funden 8 á 10 toneladas de mineral con un consumo de 25 por 100 de cok. En este mismo tiempo se sangra el plomo dos ó tres veces á una caldera de fundicion, donde se deja reposar un poco y de donde se toma despues para moldearle.

Las escorias producidas de este modo no deben contener más

de 1 por 100 de azufre ni de 2 á 3 por 100 de plomo al estado de óxido.

Segun Mr. Gruner seria preferible al método seguido, que es ya muy perfecto respecto á los anteriormente usados, estrechar la cuba del horno al nivel de las toberas y suprimir la adiccion de la fundicion de hierro, llevando muy adelante la calcinacion: de este modo se conseguiria obtener escorias pobres aminorándose el consumo de combustible.

Procedimiento de Freiberg (1).—Uno de los ejemplos más notables del beneficio de las galenas en hornos de cuba despues de calcinadas, es el que tiene lugar en las fábricas de Freiberg. En estas fábricas, pertenecientes al Estado Sajon, se benefician todas las menas plomizas, cobrizas y argentíferas que producen las minas de Sajonia, y se hacen cuantos ensayos científicos pueden conducir al mejor resultado de los procedimientos; pero estos ensayos sólo se llevan á la verdadera esfera de la práctica, cuando una experiencia suficientemente larga ha hecho conocer que son preferibles á los métodos anteriormente empleados. Próximas á la Escuela de Minas de Freiberg, de la cual han salido tantos eminentes ingenieros, reciben la saludable influencia científica que aquella les presta, y pertenecen sin disputa al número de las fábricas en que la industria metalúrgica ha hecho mayores progresos.

La gran importancia de las fábricas de Freiberg hace que las visiten gran número de ingenieros de todos los países, y sin embargo, son escasas las descripciones del procedimiento que en ellas se sigue. Desde principios del siglo, en que se publicó la célebre obra del baron Héron de Villefosse, titulada *De la richesse minérale*, sólo se han publicado dos noticias ligeras en francés acerca de las variaciones introducidas con la sustitucion del cok al carbon vegetal y con el empleo del aire caliente, y en aleman en 1837 una descripcion completa de los procedimien-

(1) *Notice sur le traitement métallurgique des minerais à Freiberg, par M. Ad. Carnot.*—*Annales des mines.*—6.^a série, tomo VI, pág. 1.^a—**RICHTER:** *Vorlesungen über allgemeine Hüttenkunde von Karl Friedrich Plattner.*—Tomo II, pág. 92.

tos allí seguidos (1); se encuentran tambien descripciones de los métodos relativos á aquella localidad en las obras de Metalúrgia de Kerl y de Plattner, que ya se han citado en muchas ocasiones, y existe, por último, acerca de ellas la notable Memoria de Mr. Carnot que se cita en la nota de la página anterior.

Las fábricas de Freiberg, son dos, situadas ambas sobre las orillas del rio *Mulde* que da su nombre á una de ellas llamada *Fábrica del Mulde* (*Müldner Hütte*), mientras que la otra se llama *Fábrica de Halsbrück* (*Halsbrückner Hütte*). La primera, que es la más importante, beneficia principalmente minerales de plomo y plata, mientras que en la segunda se tratan todos los minerales cobrizos que produce la Sajonia.

Las menas se adquieren por las fábricas en estado *schlich* grueso y se pagan con arreglo á una tarifa especial, previo el correspondiente ensayo hecho por el comprador y el vendedor, y en caso de discordia por un empleado del Gobierno. La riqueza se aprecia de 5 en 5-kilógramos para el plomo; de 1 kilógramo en 1 kilógramo, para el cobre, y para la plata de 5 en 5 gramos para contenidos menores de 250 gramos en 100 kilógramos; de 10 en 10 gramos, cuando el contenido es de 250 hasta 2.000 gramos, y de 20 en 20 gramos, cuando las menas son más ricas. El oro, cuando existe, se aprecia de 50 en 50 centígramos.

Fácilmente se ve que este modo de apreciar la riqueza no sólo presenta una pérdida para el vendedor que entrega casi siempre menas que contienen más metales de los apreciados, sino que se presta mal al estudio del resultado que produce el procedimiento, puesto que teniendo las menas un contenido mayor del que aparece, las pérdidas figuran por una cantidad más pequeña de la que representan en realidad.

En las tarifas de compra es constante el precio de los metales; y como éste tiene en el mercado algunas fluctuaciones que determinan una ganancia exagerada para la fábrica si el precio sube y una pérdida si baja, estas diferencias se tienen en cuenta al hacer las ventas; y cada año se entrega á los mineros, á modo de prima, el exceso producido por los metales,

(1) WINKLER: *Beschreibung des Freiburger Hüttenprocesse*.—Freiberg.

sobre el precio de las tarifas, si el precio del metal sube, ó se les descuenta de sus entregas sucesivas la cantidad correspondiente si el precio del metal ha bajado. Para evitar todo linage de cuestion entre los mineros y el Estado dueño de las fábricas, no se procede nunca al tratamiento de partida alguna de mena sobre cuya riqueza pueda haber reclamaciones.

Las menas que se reciben en las fábricas se clasifican del modo siguiente:

1.º *Menas plomizas* que tienen por lo ménos 15 por 100 de plomo y que se distinguen con los nombres de *menas plomizas* cuando no llegan al 28 por 100 (*Bleiiesche Erze*) y *galenas* (*Glänze*) cuando pasan del 30 por 100.

2.º *Menas secas de plata* (*Dürrerze*), que contienen ménos de 15 por 100 de plomo y de 1 por 100 de cobre, pero más de 20 gramos de plata en 100 kilógramos. Algunas veces tienen gangas térreas; pero muy frecuentemente su acompañante principal es la piritita de hierro en gran cantidad; y en este caso se llaman *menas secas piritosas* (*Kiesige Dürrerze*).

3.º *Menas cobrizas* (*Kupfererze*), que contienen de 1 á 10 por 100 de cobre; por término medio 3 por 100. Estas, generalmente se presentan en muy corta cantidad respecto á las otras.

4.º *Menas adicionales* (*Zuschlagserze*), que contienen poca plata y no llegan tampoco á la riqueza exigida para constituir menas de plomo ó de cobre. Se usan como una especie de fundentes ricos, y sólo se compran condicionalmente para cuando puedan utilizarse en el tratamiento con provecho para la fábrica. Por lo comun se emplean en la produccion de la llamada *mata cruda* que se obtiene de la refundicion de las escorias.

El tratamiento que se sigue en Freiberg es bastante complicado. Se empieza por una calcinacion de las menas plomizas, adicionadas de alguna cantidad de las otras, y se funden luego en hornos de cuba, obteniéndose plomo de obra, mata y escorias que se refunden siempre porque contienen una cantidad notable de metales, reuniéndolos de este modo en una nueva cantidad de mata, que se llama *mata cruda* (*Rohstein*).

La mata plomiza calcinada vuelve á fundirse en hornos de manga con minerales cobrizos, y se obtiene más plomo de obra, mata cobriza y alguna cantidad de speis.

Los productos obtenidos en estas operaciones se someten para la obtencion de la plata y el cobre á tratamientos ulteriores, de los que se tratará en la ocasion oportuna, puesto que en el momento sólo hay que ocuparse del beneficio del plomo.

Las menas que han de someterse al beneficio por plomo se extienden en capas horizontales en vastos almacenes, y en cada capa se pone mineral procedente de una mina en la altura conveniente, de modo que, segun se ha indicado al hablar del tratamiento en el Alto Harz, la mezcla de las menas represente siempre la composicion media de las que anualmente recibe la fábrica. Estos grandes montones se cortan luego por planos verticales para tomar las cargas de los hornos, y de este modo tienen las menas siempre una composicion igual.

Los minerales se calcinan generalmente en hornos de reverbero; únicamente los pobres y piritosos se calcinan en hornos de cuba cónicos semejantes á los empleados para la cochura de la cal ó de las calaminas. Antiguamente se empleaban los reverberos llamados húngaros; pero en el dia se han sustituido con otros de dos plazas, y aún para ciertas menas que no quieren calcinarse en éstos, se emplean hornos de los llamados *ingleses*, cuya plaza es de forma elíptica, con dos puertas de trabajo en cada uno de los lados largos. La longitud de esta plaza es de 4^m,57 y su anchura mayor de 4 metros. La mayor altura de la bóveda sobre la plaza es de 47 centímetros.

En un principio estos hornos se construian con hogares ordinarios; pero el deseo de economizar algo en el precio del combustible ha hecho que se sustituyan aquellos con generadores de gas, en los cuales se puede emplear, como combustible, hulla mezclada por mitad gruesa y menuda, ahorrando 45 céntimos de peseta en el tratamiento de cada tonelada de mineral. Un generador de esta especie está formado por un hogar profundo que se mantiene lleno de combustible, y del cual salen los gases al horno por una abertura estrecha y horizontal. Cuatro conductos verticales que nacen por debajo de la rejilla desembocan en un canal horizontal colocado por encima del puente, y por el cual, el aire calentado con el calor perdido del hogar, entra en el horno á través de una segunda abertura próxima á la primera, acabando de este modo la combustion de los ga-

ses que salen del hogar, y formando una atmósfera oxidante, que unida á la alta temperatura que produce la combustion muy completa de los productos del hogar, favorece notablemente la calcinacion. En estos hornos se calcinan las *menas secas* y las *adicionales*. En seis horas, próximamente, se termina la calcinacion de una carga de 1.000 kilogramos; cuando las menas son cobrizas y blendosas y reclaman por consiguiente una calcinacion más detenida, la misma cantidad de mena está en el horno unas ocho horas. El horno está servido por dos obreros.

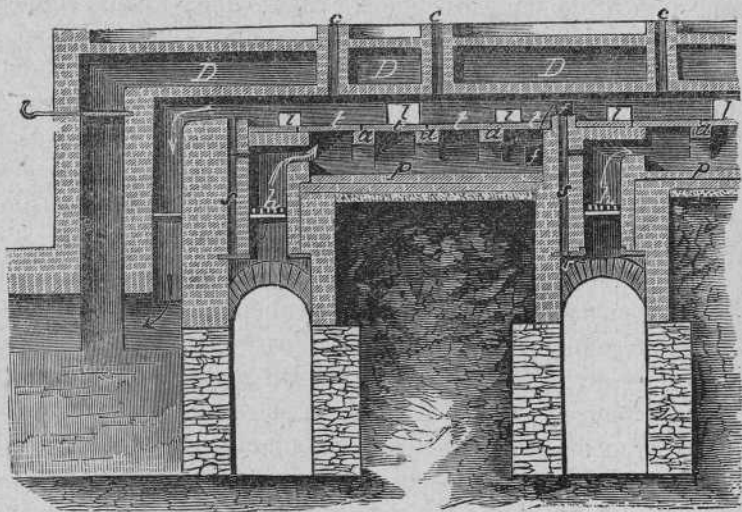


Fig. 44.

Los hornos de dos plazas, que se emplean hoy casi exclusivamente para calcinar los minerales plomizos, están representados en la figura 44. Se construyen siempre en macizos de á seis; cada dos macizos están separados por un terraplen, al que se sube por medio de algunos escalones, y que permite á los obreros colocarse á la altura conveniente para el trabajo en la plaza superior. El hogar *h*, de 50 centímetros, por 1^m,30, desemboca sobre una plaza *p* de poca más anchura 1^m,37, por una longitud de 2^m,85. Sobre esta plaza existen tres arcos rebajados *aaa*, y encima de ellos se apoyan unas placas de arcilla *tt* que sirven

por su parte inferior de bóveda para la primera plaza, y por la superior de suelo á la segunda. La altura de las placas sobre la primera plaza es de 57 centímetros, y la de la segunda bóveda, que es de ladrillos, de 35 centímetros sobre el trasdos de las placas. La segunda plaza es más grande que la primera y está cerrada para que no puedan entrar en ella los productos de la combustion, que circulan por debajo en la plaza inferior, y por encima, á través de una galería *D*, porque se quiso durante algun tiempo utilizar el ácido sulfuroso que se producía en ella. Pero saliendo muy diluido y no siendo á propósito para la fabricación de ácido sulfúrico, que era para lo que se quería emplear se ha abierto de modo que puedan introducirse en ella ó no, á voluntad, los productos del hogar. Ordinariamente los productos de la combustion mezclados con los que se desprenden de las menas en la primera plaza, pasan á la parte superior de la segunda por canales empotrados en la mampostería, y que desembocan en la galería *D*. El aire necesario á la combustion del azufre, entra en la segunda plaza por los conductos *ss*.

Cuando las menas son ordinarias, se los deja entrar y la calcinacion es más completa; cuando contienen arsénico se interrumpe la comunicacion con el hogar para que salgan solos los productos de la calcinacion y se puedan recoger más puras las flores arsenicales. La comunicacion entre una y otra plaza se hace por medio de conductos *ff* empotrados en la mampostería de los hornos y colocados en el lado opuesto al hogar. Las muflas comunican entre sí en cada macizo de seis hornos, y sólo están separadas por un tabique de 15 centímetros de espesor.

La plaza inferior tiene dos puertas de trabajo colocadas en el lado del horno opuesto al terraplen que existe entre los dos macizos; la superior tiene tres puertas *lll*, colocadas en el lado de este terraplen. La central es más grande que las otras, y delante de ellas existe un orificio que pone en comunicacion una plaza con otra y que sirve para la introduccion de la carga en la primera; en la plaza inferior existe una abertura semejante que permite la caída del mineral ya calcinado á una galería, donde entran á cargarse las carretillas que le han de llevar á los hornos de fusion. En la parte superior de cada mufla existen dos especies de chimeneas *cc* que terminan en la parte superior de

la galería *D*, por las cuales se introduce el mineral en la segunda plaza.

En cada horno de estos se cargan de una vez 500 á 550 kilogramos de mena plomiza, que ocupan una altura de 5 á 6 centímetros en cada plaza. En la superior, la mena se acaba de secar,

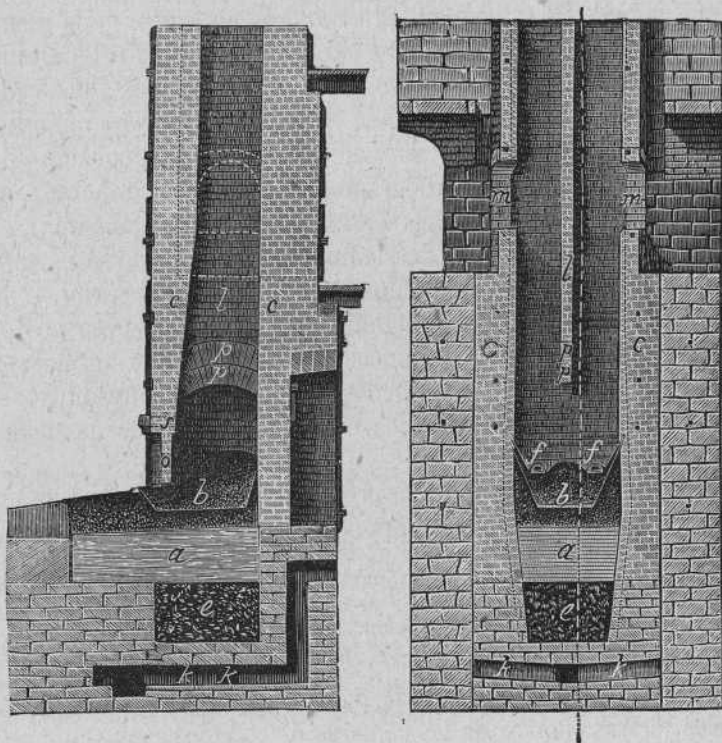


Fig. 45.

y experimenta una calcinación parcial á una temperatura que no pasa del rojo oscuro; de largo en largo rato se remueve con espetones, y al cabo de cuatro horas se hace caer á la plaza inferior, donde necesita trabajarse casi continuamente para evitar que se aglomere y para presentar nuevas superficies á la acción oxidante de los gases del hogar. La remoción de la masa se hace con rodillos de hierro de 8 centímetros por 12, con un vástago de hierro de 3 metros de largo y un mango de madera de un metro, y con palas planas, con las cuales no sólo se re-

mueve y se ahueca, sino que se traslada de un lado á otro del horno para exponer toda la masa á una temperatura uniforme. Al cabo de cuatro horas se considera terminada la calcinacion y se reúne la mena en la proximidad de la abertura, que comunica con la galería inferior para arrojarla por ella sobre los wagones cuando éstos lleguen. El contenido en azufre de la mena plomiza en este estado, no debe pasar de 4,5 por 100. Para cada horno se necesitan seis obreros, que se relevan dos á dos cada ocho horas. Uno de ellos calcina en la plaza superior, mientras el otro cuida de la carga inferior y del hogar. El consumo de combustible es de 650 kilogramos en veinticuatro horas, en cuyo tiempo se calcinan más de 3.000 kilogramos de mena.

El mineral calcinado pasa á la fundicion por plomo. Anteriormente se elevaba rápidamente la temperatura al terminar la calcinacion, con objeto de aglomerar el mineral; pero en los últimos tiempos se ha renunciado á esto, porque aminoraba mucho la duracion de los hornos, y porque era muy difícil separar de la plaza los residuos medio fundidos que quedaban adheridos á ella.

Las cargas se colocan en la proximidad del cargadero de los hornos; generalmente se componen del modo siguiente:

Mena.....	30	quintales métricos.
Mata cruda calcinada.....	10	" "
Escorias de la misma operacion.....	45	" "
Espato fluor ó cal.....	1,250	" "

Ademas se agrega alguna pequeña cantidad de fondos de copelas, crasas, polvos de las cámaras de condensacion, etc.

Los hornos en que la fusion se verifica son de cuba, y se conocen con el nombre de hornos dobles (*Doppelöfen*); se construyen de gneis, con una camisa *cc* (*Fig. 45*), de ladrillos refractarios. En los cimientos se cortan en ángulo recto dos canales de humedad *kk*. La plaza está formada por una primera capa de escorias, *e*, sobre la cual existe otra de arcilla apisonada *a*, y finalmente, otra de brasca *b*, que se extiende algo por las paredes para protegerlas de la accion corrosiva de las escorias, y que está compuesta de tres partes en peso de arcilla y dos de polvo de cok. Delante de ésta se encuentra la meseta para la corrida de las escorias. En la trasera del horno hay dos toberas *ff*, con-

vergentes y ligeramente inclinadas. En la delantera hay tambien otros agujeros *s* y *o*, que permanecen abiertos durante la operacion, y por los cuales introducen los obreros espetones rectos ó encorbados, para asegurarse del descenso regular de las cargas, y desprender en caso necesario los depósitos que las detienen. Estas aberturas, practicadas á diferentes niveles, sirven no sólo para este uso, sino tambien para conocer, por el aspecto de las llamas que por ellas salen, el estado de la marcha de la fundicion. La cuba del horno está dividida en dos partes por un tabique de ladrillos refractarios *l*, cuya parte inferior se apoya sobre un arco doble de piedra refractaria *pp*. En cada una de las caras laterales de la cuba existe un cargadero *m*. En general no están relacionados con cámaras de condensacion; sin embargo, uno de los macizos de la fábrica del Mulde, tiene un canal, comun á todos los hornos, del cual salen los humos á la atmósfera por una chimenea central de 23 metros de altura.

Las principales dimensiones de estos hornos son las siguientes:

Altura de la cuba desde la tobera al cargadero.	4 metros.	
Anchura al nivel de la tobera	{ en el pecho..	1,14
	{ en la trasera.	1,71
Profundidad á este nivel.....		1,21
Anchura en el cargadero.....	{ en el pecho..	0,57
	{ en la trasera.	0,74
		en cada compartimento.
Profundidad en el cargadero.....		0,86

El pecho del horno tiene una inclinacion de 28 á 35 centímetros hácia el interior del horno y la trasera es ligeramente cóncava á la altura de las toberas.

Los fuelles son cilindros de piston, unos horizontales y otros verticales, movidos por una turbina del sistema Fourneyron y por una maquina de vapor. La presion con que sale el viento es de 26 milímetros de azogue; pero no es muy constante, porque en la fábrica no hay un regulador de las dimensiones necesarias. Los aparatos de distribucion del viento en los hornos están muy bien dispuestos. Delante de cada horno hay un tubo vertical, que comunica con un canal subterráneo, por donde viene

el viento de los fuelles: en este tubo vertical *a* (*Fig. 46*), penetra, á frotamiento fuerte, un segundo tubo encorbado *t*, cuya altura se arregla por medio de un tornillo *c*, del cual está suspendido. La rama horizontal de este último tubo se bifurca en

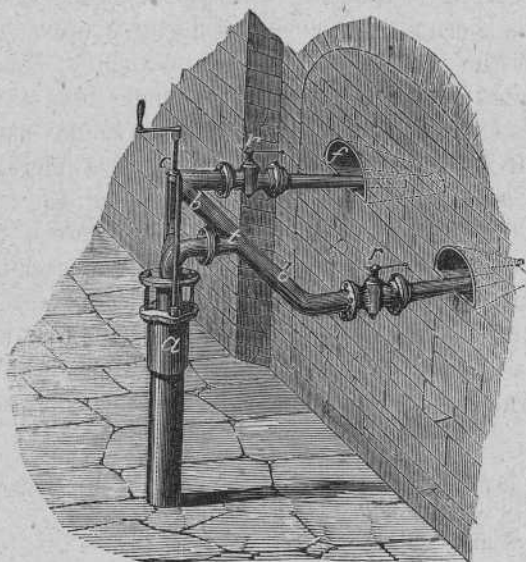


Fig. 46.

dos ramas *bb*, que conducen el viento á las dos busas, y cada una de las cuales tiene una llave *r*, para arreglar la salida.

La fundicion se verifica con una nariz corta, de 10 á 14 centímetros, y la proporeion entre las cargas de mena y el combustible, que es cok de la próxima cuenca de Potschapel, se varía segun que se forme mayor que este último límite, ó que no llegue al primero: en el caso de que la nariz se alargue, se aumenta la proporeion de carbon; cuando sucede lo contrario, se aumenta la proporeion de mena. En la marcha normal, se cargan alternativamente dos y cuatro medidas (*Trog*), del lecho de fusion, cada una de las cuales contiene 28 á 29 kilógramos, y entre las dos y las cuatro un cesto (*Korb*) de cok, que pesa unos 10 kilógramos.

La mezcla de las materias que constituyen el lecho de fusion se verifica en las mismas plataformas de los hornos, poniendo

en capas horizontales, como ya se habia hecho para la mezcla de las menas, primero la mata calcinada, despues el mineral, encima las crasas, y á veces algunos minerales de plata ricos, y por último el espato fluor y las escorias. Las cargas se arreglan en el horno como en el Harz, arrojando la mena contra la trasera, mientras el carbon se vierte aproximándole á la delantera. En buena marcha, pasan por el horno en veinticuatro horas, 9.000 á 9.500 kilógramos de lecho de fusion, consumiéndose 1.400 de cok. La cantidad de aire es de 4,5 á 5 metros cúbicos por minuto.

Cada horno ocupa tres obreros: un maestro ó fundidor (*Schmelzer*), un primer ayudante ó cargador (*Aufträger*), y un segundo ayudante ó conductor de escorias (*Schlackenläufer*), que trabajan doce horas y no cobran un jornal fijo, sino medio franco por cada 100 kilógramos de mineral tratado.

Como las escorias son muy básicas y se congelan rápidamente, es necesario, para evitar las obstrucciones del horno, no sólo que éste tenga un antecrisol ó bigote muy abierto, sino que no corran constantemente por la meseta; y para esto se detienen algun tiempo en la proximidad del horno, por medio de un tabique hecho en aquella con la misma brasca. De cuando en cuando el maestro rompe este tabique y da salida á las escorias, que en los primeros momentos son muy líquidas.

Cada seis horas se hace una suelta de las materias contenidas en el horno, al reposador. La capa de escorias que sale con ellas y que se solidifica pronto, se quita de una vez y se reserva para volver á los lechos de fusion porque contiene muchas granallas de mata. La mata se solidifica tambien ántes que el plomo y lo mismo que las escorias, se quita de una vez. El metal se saca con cazos y se moldea en lingotes de 15 á 16 kilógramos.

En veinticuatro horas se obtienen 800 á 1.050 kilógramos de plomo de obra, 400 á 500 kilógramos de mata, en algunas, aunque raras ocasiones, un poco de *speis* y una gran cantidad de escorias que consisten en silicatos y bisilicatos de alumina hierro, manganeso, magnesia, cal, barita, plomo, zinc y cobre. Estos tres últimos metales se encuentran en ellas en cantidad suficiente para merecer un tratamiento ulterior, y como han de

refundirse las escorias, no se tiene cuidado de pesarlas para averiguar la cantidad que el horno produce en veinticuatro horas. Contienen término medio en la fábrica del Mulde, 4,91 por 100 de plomo; 0,40 por 100 de cobre y 29 gramos de plata en cada 100 kilogramos. La mata contiene 18 por 100 de azufre, 37 de hierro, 31 de plomo, 5 de cobre y 140 gramos de plata en 100 kilogramos.

Cuando al cabo de diez semanas de trabajo los hornos empiezan á degradarse, se pasa por ellos la mata obtenida en toda la campaña, en lo cual se emplean dos ó tres semanas. Las cuatro quintas partes se funden despues de calcinadas y la quinta restante se introduce cruda en el horno. Como fundente se agregan escorias en cantidad cuádruple á la de la mata fundida; cada tres horas, poco más ó ménos, se hace una suelta y se obtienen matas con 19,85 de azufre, 23 de plomo, 36 de hierro y 15 de cobre que van al tratamiento de las matas.

La pérdida de plomo obtenida en este trabajo aparece muy pequeña segun los datos económicos de la misma fábrica; pero hay que tener en cuenta que, segun se ha dicho ya en la página 307, los ensayos no representan el verdadero contenido de las menas, puesto que no apreciándose éste sino entre ciertos límites (no ciertamente muy próximos), resultan casi siempre las cifras dadas por ensayo bastante más bajas que las que corresponden á la mena.

Las escorias contienen una cantidad de metales beneficiables que hace necesaria su refundicion, la cual al mismo tiempo que produce alguna cantidad de éstos, permite el tratamiento de las *menas adicionales* (*Zuschlagserze*) y aún de las *menas secas* (*Dürrerze*) ménos ricas en plata. Las escorias, que como se ha indicado ya, son muy básicas, sirven perfectamente de fundentes para estas menas, al paso que ellas, por la cantidad de azufre que contienen, facilitan la formacion de una mata en que se reunan los metales diseminados en las escorias. Como importa, no obstante, que la cantidad de mata no sea excesiva á fin de que no sea muy pobre y de difícil tratamiento, ántes de refundir las escorias con las referidas menas, se calcinan éstas en plazas si están en trozos ó aglomeradas, y en reverberos en caso de estar en polvo.

Las plazas donde se calcinan las menas pobres y las matas, están representadas en la figura 47. Se construyen siempre adosadas unas á otras y separadas sólo por un muro de mampostería. Los dos planos inclinados *pp*, de que constan, tienen una inclinación de 10 grados y una longitud de 3^m,70; están embalsados con losas de gneis, y en su parte inferior hay un

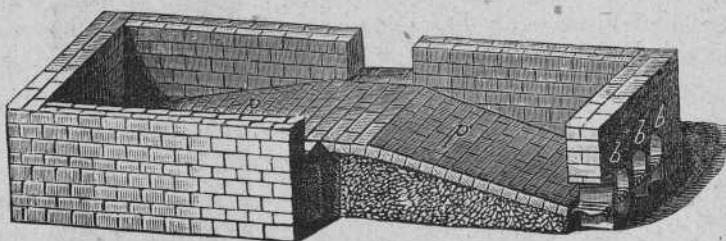


Fig. 47.

muro de 80 centímetros de espesor en el cual para cada plaza hay practicadas cuatro pequeñas bóvedas *bb*, con sus correspondientes rejillas destinadas á recibir la hulla que ha de servir para la calcinacion. En la parte central hay un espacio por donde pueden pasar las carretillas de los cargadores á verse en uno y otro lado de las plazas. Aún existe esta disposicion en bastantes de las que están en uso; sin embargo, algunas de ellas se han modificado, reuniendo cada dos en una, por la supresion del muro medianero; además, en el muro anterior se ha practicado una puerta para la entrada de los obreros y en el vértice se ha dispuesto una galería que recibe los humos, evitando así la mucha molestia que la atmósfera próxima á los montones causaba á los obreros.

Dentro de cada plaza se coloca una capa de leña rajada y cok y se forma con trozos de mata gruesos apoyados dos á dos formando una V invertida en esta forma *A*, unos canales que parten de los hogares *bb* y que se rellenan de cok. De este modo se consigue medio fundirlos en un principio, y cuando el cok se ha consumido, los enfria el aire que circula por ellos. En estas condiciones los canales se destruyen muy poco, pudiendo servir para algunas operaciones. El monton se eleva por cima de

los muros laterales, se cubre con una camisa de menudos api-sonados, y cuando está hecho, se enciende en los hogares inferiores un poco de hulla. Al cabo de trece á diez y seis horas, el fuego se ha comunicado perfectamente al monton, que se abandona á sí propio por espacio de ocho á diez semanas.

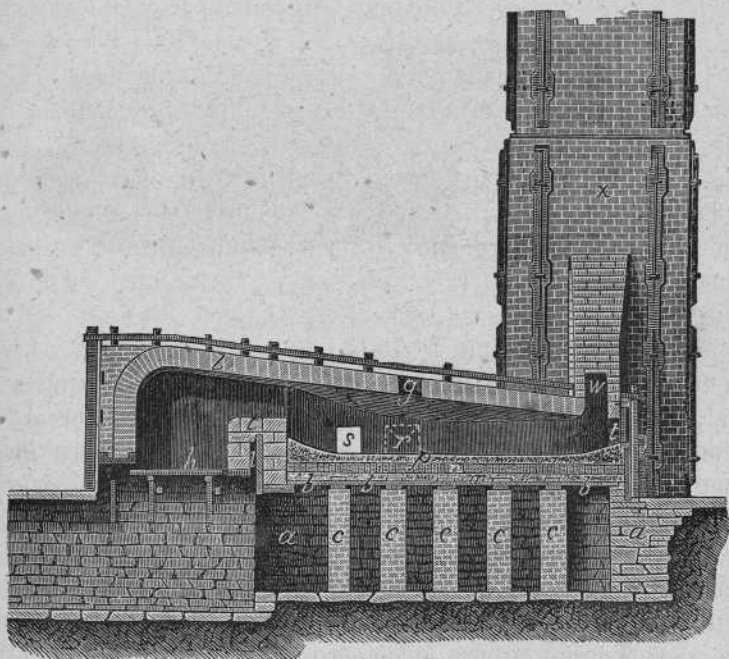


Fig. 48.

La mena calcinada y las escorias se funden en hornos de reverbero (*Fig. 48*), cuya plaza ovóide se forma con una mezcla de cinco partes de cuarzo y una de escorias silíceas de la misma operacion que se aglomera al principio por medio de un fuego muy fuerte. La plaza *p* tiene 3^m,70 en sentido del eje del horno y 2^m,29 en el sentido perpendicular; el hogar *h* está en uno de los extremos y en el otro la puerta de trabajo *t* y existen además otras puertas *r* y *s* en los lados largos que ordinariamente están cerradas y bien enlodadas con arcilla y que sirven únicamente para las reparaciones. En el lado opuesto existe un ori-

ficio para sangrar la mata. En la parte superior hay una tolva sobre un orificio *g* que sirve para la introduccion de las materias que se van á fundir. La obra muerta del horno se apoya sobre cimientos macizos *aa*, y la plaza descansa sobre pilares de mampostería *cc*, en los cuales se apoyan unas planchas de fundicion de hierro *b* que forman un piso en la parte superior de los huecos comprendidos entre los pilares. Sobre este piso se asienta una capa de ladrillos *n*, y encima las escorias y el cuarzo de que se hace la plaza, á la que se da una figura muy cóncava. El puente *o* está tambien construido sobre planchas de hierro; y tiene en el centro un canal *i* para refrescarle. Los productos de la combustion salen por un tragante inclinado *m*, á la chimenea *x*. La parte interior del horno más expuesta al calor, se hace de ladrillos refractarios. Todo el aparato está reforzado, como indica la figura, con un fuerte engatillado de hierro.

La carga se compone de 750 kilogramos de escorias y otro tanto de menas adicionales, de las que 400 ó 450 kilogramos se calcinan, al paso que 300 ó 250 se introducen crudos. Una vez extendida la carga sobre la plaza del horno, se cierra bien la puerta y se procura elevar la temperatura sin producir una atmósfera demasiado oxidante. Al cabo de dos horas ó dos y media, durante las cuales el obrero ha limpiado con frecuencia la rejilla de las muchas cenizas que se aglomeran en ella, la carga está casi completamente fundida: se remueve con un espeton, abriendo para ello por el tiempo preciso la puerta de trabajo, y un cuarto de hora despues el obrero empieza á hacer la suelta de las escorias, que va atrayendo hácia la puerta de trabajo con un rodillo, y que deja luégo caer en moldes colocados en la parte exterior del horno. En seguida se hace otra carga que se trata del mismo modo, y por fin, una tercera; y despues que esta última se ha fundido y que se han sacado las escorias, se sangra la mata, que se moldea del mismo modo que aquellas. Terminada la sangría se hacen en la plaza las reparaciones necesarias y en seguida se introduce una nueva carga. Una plaza bien cuidada puede durar por término medio un año, y la bóveda del horno de uno y medio á dos. En veinticuatro horas se hacen siete cargas y se consumen 5.500

á 5.600 kilogramos de hulla en su mayor parte de mala calidad. En el mismo tiempo se producen 2.500 kilogramos de mata, con 26,7 por 100 de azufre, 57,7 de hierro, 3 de plomo, 2 de cobre y 135 gramos de plata en los 100 kilogramos. Esta mata se llama *mata cruda* (*Roshtein*); es negra y resistente y se suelen distinguir en ella algunos pequeños nódulos de blenda.

Si las menas son muy blendosas, las escorias resultan poco fluidas y retienen glóbulos de mata. Cuando se teme que esto suceda, se parten, se examinan y en caso necesario sufren una segunda fusion.

La mayor parte de las escorias no contienen mata y pueden desecharse sin ulterior tratamiento. Corresponden por su composicion á la clase de los bisilicatos y pueden emplearse muy bien como piedras de construccion porque son bastante tenaces. Con este objeto se moldean en bloques, y se emplean éstos en las obras cuando aún están calientes, en lo cual parece que hay alguna ventaja. La mata cruda, calcinada cuidadosamente para convertir en óxido la mayor parte del hierro que contiene, se emplea como sustancia ferruginosa para la precipitacion del plomo de las menas.

Las matas plumizas que resultan de la fusion de las menas por plomo, se pueden considerar hasta cierto punto como minerales que no contienen gangas terrosas, y por consiguiente, su tratamiento es semejante al de las mismas menas con las únicas diferencias que exigen unas sustancias que son más ricas en metales y especialmente en cobre. Se calcinan en plazas ó en montones y despues se funden para obtener la mayor parte de la plata que contienen, reunida en una cantidad más ó menos considerable de plomo de obra; y esta calcinacion y fusion se repiten otra vez dando, por último resultado, un plomo de obra muy impuro, mata rica, cobre negro plumizo, *speis* y escorias.

La calcinacion de las matas se hace en general del mismo modo que se ha indicado ya para las menas pobres y en las mismas plazas representadas en la figura 47. Cuando no hay ninguna desocupada, se calcinan en montones de forma hemisférica. Estos montones, llamados *montones de Wellner* (del nombre de su inventor), están representados en la figura 49. Tienen

en el centro una chimenea hecha de ladrillos ordinarios de una altura de 2^m,30 á 2^m,50 y de un diámetro de 40 centímetros. La parte superior de esta chimenea tiene la pared maciza; pero en la parte baja, que ha de estar cubierta con las matas que forman el monton, tiene una porcion de orificios por donde los gases entran en ella. Se pone primero una capa de leña rajada y astillas y encima la mata, en la cual se dejan algunas

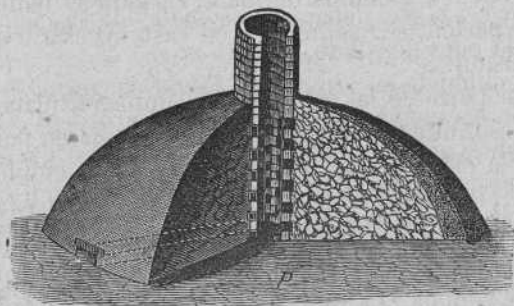


Fig. 49.

galerías para la circulacion del aire. Cuando los montones no son de primer fuego, sino que se hacen con mata que ya ha sido calcinada, se intercala ésta con lechos de cok, para facilitar la combustion atendida la mayor escasez de azufre. Un monton tiene 30 á 50 toneladas de mata y cuando está hecho se cubre con una capa de polvo para regularizar la combustion.

El trabajo de fusion se hace como el de las menas, y en los mismos hornos con las solas diferencias de que, en lugar de ser algo inclinadas las toberas, son en este caso completamente horizontales, y de que el crisol es un poco más profundo.

Los lechos de fusion se forman agregando á las matas calcinadas mineral de cobre, calcinado tambien, escorias plomizas de la misma fundicion y de la revivificacion de los litargirios y espato fluor. Las cantidades de estas diversas sustancias se arreglan de modo que por cada parte de plata haya 100 de plomo, que es, á lo que parece, la cantidad más conveniente para que se verifique bien la concentracion del primer metal. En veinticuatro horas se funden en un horno 3.500 á 4.000 kilogramos de mata calcinada, 800 á 650 kilogramos de mineral de

cobre calcinado, 950 de escorias de la revivificacion de los litargirios, 150 de espato fluor y 600 á 500 kilógramos de escorias de la misma fundicion.

El consumo de cok es de 34 por 100 de la mata fundida y el producto 800 kilógramos de plomo cobrizo con 630 gramos de plata, 1.200 kilógramos de mata de cobre con 38 por 100 de este metal y 20 por 100 de plomo, escorias básicas que son bastante ricas para volver al horno y un speis que forma una capa blancuzca y cristalina debajo de la mata, de la cual es difícil separarle despues de sólido.

La mata obtenida en la primera fusion se calcina y se funde de nuevo en las mismas condiciones que la otra, obteniéndose plomo de obra impuro, mata rica, cobre negro muy plumizo, speis y escorias básicas.

Las escorias de las dos fundiciones de la mata se refunden en el reverbero como las obtenidas en la fusion de las menas, agregando minerales cuarzosos de plata y cobre, y se obtienen escorias pobres y una mata cruda que se utiliza del mismo modo que la obtenida en la fusion de las escorias que proceden del tratamiento de las menas.

El tratamiento anteriormente descrito ha sufrido muy moderadamente algunas modificaciones, adoptándose para la fusion de las menas bien calcinadas, el horno llamado *Piltz* que es en realidad un horno parecido á los *castellanos*, con ocho toberas. La figura 50 representa este horno (1).

La parte inferior *b*, correspondiente al crisol y la obra, está constituida por un prisma octogonal hueco, de ladrillos refractarios, de 1^m,60 de altura, 1^m,55 de diámetro interior y 28 centímetros de grueso. En el interior de este prisma se forma el crisol *c*, en una capa de brasca que descansa sobre otra de arcilla bien apisonada. A 85 centímetros por cima de la plaza existen siete toberas *t* de agua, colocadas en los centros de las caras del prisma y normales á éstas. En la trasera y los costados hay tres piñeras *s* que permiten sangrar la mata y el plomo, sucesiva-

(1) *Note sur les modifications récemment introduites dans le traitement du plomb au Harz et à Freiberg, par M. A. Massange.—Revue universelle des mines, par Ch. Cuyper.—Tomo xxviii, pág. 354.*

mente á tres depósitos *rr* de fundicion de hierro, de donde luego se sacan, la primera en una rondela, y el segundo con cazos para moldearle en lingotes y refinarle despues. En la delantera hay una caja *h* de fundicion de hierro y de circulacion de agua, como las toberas, en cuya parte superior se han practicado dos canales *ee* para dar salida á las escorias, las cuales se

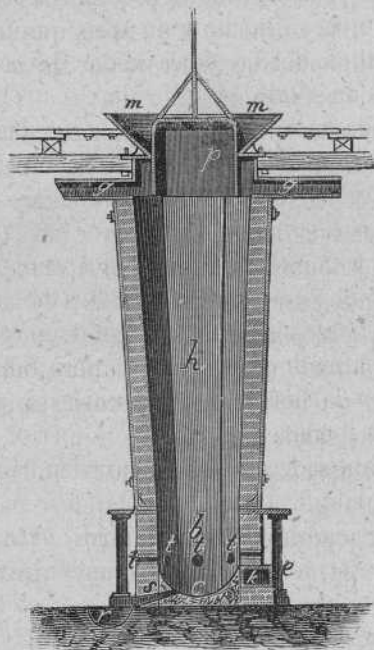


Fig. 50.

reciben en vasijas de hierro colado que los obreros traen sobre carretillas. Con objeto de que éstas no sean demasiado bajas, y tambien con el de no exponerse á sacar con la escoria mata ó plomo, se colocan estos canales casi al mismo nivel que las toberas, y la que corresponde sobre ellos, en la delantera del horno, se pone un poco más alta que las otras. Desde la parte superior de este prisma empieza á ensanchar la cuba *h* del horno, conservando la forma octogonal, y se eleva hasta una altura de 5^m,66 sobre el nivel de las toberas. En la parte más alta, el diámetro interior llega á 2^m,12.

La parte piramidal del horno es de ladrillo ordinario, y está revestida con una cubierta de palastro que forma un reborde en la parte baja para sostener la mampostería interior, y que á su vez se apoya en un marco de hierro fundido que descansa sobre ocho columnas de la misma materia; de modo, que puede reemplazarse toda la parte baja sin demoler la cuba, que se deteriora muy poco. Sobre éste mismo marco de fundicion de hierro corren dos tubos, uno de los cuales conduce el aire y el otro el agua que alimentan las toberas, por medio de ocho cañones provistos de sus correspondientes llaves de paso. La parte superior del horno está cerrada por una cubierta de palastro *p* que se introduce un poco en la cuba por el interior de una especie de tolva *m*, en la que vierten los obreros la carga. Esta cubierta está suspendida de una cuerda que pasa por dos poleas, y en cuyo extremo opuesto hay un contrapeso para manejarla con facilidad. Cuando es necesario cargar el horno, los obreros levantan la cubierta *p*, y las materias contenidas en *m* caen al horno, distribuyéndose uniformemente por todo él. Una vez terminada la carga se vuelve á bajar la cubierta, y los gases del horno, no teniendo salida por la parte superior, se dirigen á conductos *gg* de palastro, que desembocan en cámaras de condensacion.

Cada horno está servido por seis obreros: tres se ocupan de recibir el combustible, el mineral y los fundentes, de formar las cargas y de introducirlas en el horno, y los otros tres, un maestro y dos ayudantes, se ocupan del trabajo en el crisol, extraccion de las escorias y de las matas, moldeo del plomo, etc. Hay ademas algunos muchachos que trocean las matas, y cuando es preciso separan de ellas los speis.

Cada veinticuatro horas pasan por el horno de Halsbrücke las materias siguientes:

	Kilogramos.
Mena con 62 por 100 de plomo.	19.464
Menas secas piritosas.....	1.796
Residuos del trabajo de las matas.....	227
Mata pobre calcinada (Rohstein).	4.886
Escorias del mismo trabajo.....	11.536
Idem de la revivificacion de litargirios.....	223

	Kilógramos.
Pegados de las paredes del horno.....	64
Resíduos del trabajo de menas arsenicales.....	511
Crasas del crisol.....	278
Mata.....	1.032
Litargirios.....	882
Hierro magnético.....	2.189
Cal.....	503
LECHO DE FUSION TOTAL.....	43.578

En el mismo tiempo se obtienen 6.417 kilógramos de plomo de obra con 782^{gr},5 de plata en 100 kilógramos; 8.004 kilógramos de mata, y 23.089 de escoria con 1,5 por 100 de plomo y 2^{gr},45 de plata en quintal métrico.

Por cada once partes en peso de lecho de fusion se consume una de combustible, que es cok de buena calidad.

El horno Piltz presenta ventajas indudables, tanto por su construccion, que permite á los obreros circular todo alrededor, como porque es posible aminorar considerablemente la cantidad de escorias introducidas en los lechos de fusion; disminuye el consumo de combustible y aumenta la cantidad de materias tratadas y de productos obtenidos en cada veinticuatro horas. Además, las matas obtenidas son más pobres en plomo, y las escorias pueden desecharse desde luego.

BENEFICIO DE LAS GALENAS EN FORJAS.

Las galenas sumamente puras, pueden fundirse en *forjas* (1) cuando por cualquier motivo no se las quiere tratar en rever-

(1) He adoptado la denominacion *forjas* para comprender en un grupo los métodos de tratamiento en hornos escoceses y en plazas norte-americanas, en primer lugar, porque en francés y en alemán se da este nombre á esos aparatos (*bas foyer, heerd*), y en segundo, porque su misma forma y la clase de trabajo que en ellos se practica, retirando é introduciendo alternativamente la masa sobre que se opera, los asemeja mucho á las verdaderas *forjas* en que se verifica el beneficio del hierro por el método directo. También en inglés se da algunas veces á las forjas catalanas el nombre de *hearth* que se aplica á los hornos escoceses,

beros. Este método, bastante extendido en otro tiempo en el Norte de Inglaterra, en Escocia y en América, é importado después á algunos puntos del continente, por ejemplo á Przibram, se va desechando de día en día, porque si bien permite realizar alguna economía de consideracion en el gasto de combustible, requiere una mano de obra sumamente penosa, es extremadamente insalubre y da lugar á más pérdidas de plomo que el tratamiento en reverberos.

La teoría del procedimiento es exactamente la misma indicada al hablar del procedimiento inglés. La galena sometida á una accion oxidante enérgica, se convierte parcialmente en sulfato, y éste obra luego sobre el sulfuro no descompuesto, con produccion de plomo y desprendimiento de ácido sulfuroso. La fundicion en *forjas* debe ir precedida por lo tanto de una calcinacion que en todos los casos tiene lugar en un horno especial.

Como en estos hornos no se puede descomponer el subsulfuro plúmbico formado, como se hacia en los reverberos, abriendo las ventanillas y aminorando la carga de combustible en el hogar, se obtiene el mismo efecto sacando fuera del horno, por medio de unas tenazas, y dejándola algun tiempo en una plancha inclinada que existe en la delantera, la masa medio fundida que se vuelve luego al horno cuando el enfriamiento ha sido bastante para conseguir el objeto propuesto.

Método en hornos escoceses.—Los hornos escoceses se emplean todavía, aunque poco, en el Norte de Inglaterra, en los condados de Cumberland, Nothumberland y Durham. Las menas tratadas en estas localidades se calcinan previamente en un reverbero semejante al representado en la figura 36 (página 241). Ordinariamente la carga es de unos 1.000 kilógramos y se calcina en nueve ó diez horas.

El *horno escocés* en que se verifica la fusion, aparece representado en la figura 51. La altura total desde la plaza al cargadero, es de 56 centímetros, y su anchura es un poco mayor por debajo de la tobera que por encima de ella. La plaza y la mayor parte de los muros laterales están contruidos con bloques de fundicion de hierro. Delante del horno existe una pieza de fundicion *p* llamada *piedra de trabajo* (*work stone*), que está rodeada por tres de sus caras de un reborde de 3 centímetros de alto

y ancho, y atravesada por una reguera, que termina en un reposador *r*, constituido por una caldera de hierro en la que el plomo se mantiene fundido por medio de un hogar especial; el lado de la plancha en que no existe el reborde es el que mira al horno, y por esta parte está más alta, de modo que toda ella presenta una inclinacion de atrás adelante. Su arista superior se halla se-

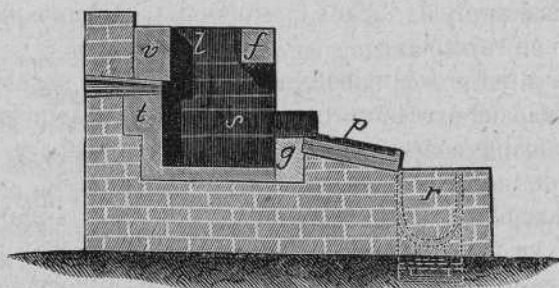


Fig. 51.

parada del verdadero hogar por un espacio *g* que se rellena con una mezcla de galena en polvo y ceniza de huesos humedecida. La trasera está constituida por una pieza de fundicion *t*, encima de la cual existen otras dos *v* llamadas *piezas traseras* ó *piezas de tobera* (*back* ó *pipe stone*); en la más baja de estas últimas se ha practicado el orificio para la tobera y ambas avanzan 6 centímetros hácia el interior del horno. Los costados laterales están constituidos en su parte inferior por unas piezas prismáticas de fundicion *s* llamadas *soportes* (*bearers*), que sostienen unas cuantas hiladas de ladrillos; y sobre éstas se apoyan, finalmente, otras piezas de fundicion, unas largueadas y otras perfectamente cúbicas *l* llamadas *llaves* (*key stone*).

La delantera del horno está abierta en una altura de 30 centímetros, y los costados sólo se unen en esta parte por otra pieza de fundicion *f* que se llama *delantera* (*fore-stone*) y que cierra en la parte alta el rectángulo de lo que pudiera llamarse por extension, la cuba. En el centro de las llaves largas hay una entalladura en que ajustan los extremos de la delantera.

Toda la forja está construida bajo una bóveda abierta por la parte anterior desde la base hasta cierta altura, y relacionada con una galería ú otro aparato á propósito para la condensacion de

los gases plomizos que se desprenden durante el trabajo. Esta disposicion es indispensable para preservar en lo posible á los obreros de la accion deletérea de los vapores de plomo y de ácido sulfuroso que se producen en la forja, para evitar su accion perniciosa sobre las cosechas y los ganados (1) y para aprovechar una gran cantidad de plomo que de otro modo seria completamente perdida.

Para empezar una campaña en un horno de esta especie, se llena el interior con ladrillos de turba, colocados formando un muro los que están en la delantera, y sin orden alguno los demas; cuando esto se ha hecho se pone uno de estos ladrillos encendidos enfrente de la busa y se da viento. La combustion se propaga rápidamente á toda la masa, y á fin de hacer el fuego más enérgico y más duradero, se arrojan sobre la turba algunas paladas de hulla. Así que está todo bien encendido, se echa encima alguna cantidad del mineral que habia quedado en el horno al terminar la campaña anterior, y al cual llaman *brouse* ó *browse* y poco despues se sacan á la *pedra de trabajo* por la delantera abierta, todas las materias que contiene el horno. La escoria que se distingue por su brillo especial, se separa con una pala y se arroja en el suelo junto á un rincon del horno. Las materias deben estar en un estado de aglomeracion pastosa; si están muy fluidas y la escoria no se separa bien, se añade un poco de cal que la *seca* y permite la separacion; si están demasiado sólidas se agrega tambien cal, que siempre comunica á las sustancias terrosas la propiedad de reunirse en nódulos. Estos nódulos se separan como se ha dicho y sufren un tratamiento especial en hornos de cuba bajos.

(1) Es sumamente notable la accion deletérea que los vapores plomizos ejercen sobre las cosechas de los campos sometidos á ellos. En Linares no puede darse á comer á las caballerías la cebada de los terrenos próximos á las fábricas, porque si la comen durante algun tiempo se *emploman*, es decir, contraen un cólico que termina en la mayoria de los casos con la muerte del animal. Por esta razon se vende allí generalmente para fuera de la comarca, donde mezclada con la de otras procedencias, no puede ejercer ese mal efecto. La vegetacion padece tambien bastante con estos vapores, y las plantas se presentan místicas y con poco vigor.

La parte del *brouse* que no se ha escorificado, se vuelve al horno con algun carbon nuevo, y encima se echan algunas paladas de mineral, comenzando siempre por colocar medio ladrillo de turba delante de la tobera, á fin de diseminar bien el aire por toda la masa que está dentro del horno. Pasados diez ó quince minutos, se vuelven á sacar las materias á la piedra de trabajo, se separa la escoria, se vuelve á poner enfrente de la tobera otro medio ladrillo de turba, y se introducen nuevamente en el horno las materias, arrojando sobre ellas otra cantidad de mineral. Esta série de operaciones se repite sucesivamente durante catorce ó quince horas, y constituye lo que se llama una *vuelta (smelting-shift)*.

Las partes más puras de la mena se funden de este modo á una temperatura relativamente baja; la reaccion entre el sulfuro y el sulfato de plomo produce plomo metálico y algo de sub-sulfuro, y el metal, cuando ha llegado al espacio limitado en el interior de los muros del horno por el dique *g*, corre á la caldera exterior por la reguera de la piedra de trabajo, lo mismo que el producido durante el enfriamiento de las materias en esta última.

Al cabo de doce á quince horas la temperatura se ha elevado demasiado y hay necesidad de suspender el trabajo, porque precisamente la pureza del plomo obtenido por este procedimiento depende de la baja temperatura que hay en el aparato, á la cual no pueden fundirse las sustancias extrañas que están mezcladas con la galena.

Cada media hora se pueden fundir 50 kilogramos de mena calcinada, obteniéndose 32 á 33 de plomo de obra y de 10 á 12 de escorias, con un 30 por 100 de plomo. Cada horno está servido por dos obreros, que hacen relevos de dos dias y medio, trabajando seguidas quince horas y descansando luego cinco. El combustible necesario varía naturalmente con la clase del mineral, y es de 4,5 á 5 quintales métricos para cada 100 de plomo.

Las escorias separadas en cada una de las operaciones parciales se benefician en hornos bajos, entre lechos de carbon, que descomponen fácilmente el sulfato plúmbico, de que principalmente constan: la cal que contienen ayuda la descomposicion,

como igualmente alguna cantidad de galena sin descomponer, que es imposible evitar que se separe con ellas en la piedra de trabajo del horno escocés. La altura de estos hornos es de 92 centímetros, á cuya mitad, próximamente, está situada la tobera. La profundidad es de 60 centímetros y la separacion de los lados 50. Generalmente se hacen de fundicion de hierro, dejando en la parte anterior un bigote de 5 centímetros de altura y

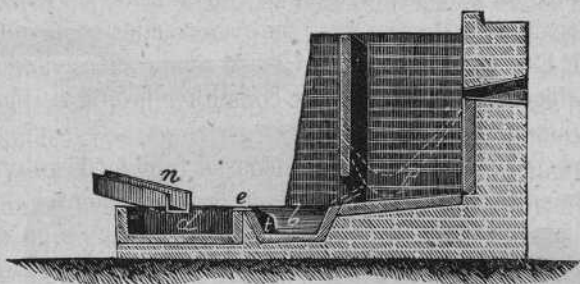


Fig. 52.

de todo el ancho de la cuba. La trasera es de mampostería desde encima de la tobera hasta el cargadero. La plaza está formada por polvo de cok, fuertemente apisonado, en el cual se practica despues una depresion algo más próxima á la delantera que á la trasera, y en cuyo fondo hay una piquera que comunica con un antecrisol, que tiene dos salidas; una por la parte superior, que desemboca en un depósito anterior, y otra, cerca del fondo, que deja salir las materias á un reposador lateral. La figura 52 representa este horno: *b*, antecrisol; *p*, plaza de cok; *e*, reguera que comunica con el depósito de las escorias *d*; *t*, reguera que va al reposador.

Las escorias se introducen en estos hornos alternando con lechos de combustible, y de tiempo en tiempo se dejan salir las materias al antecrisol *b*. Cuando éste se va llenando, las escorias, que sobrenadan en el baño de plomo, salen por la reguera *e* al depósito *d*, el cual está siempre lleno de agua, que llega por el canalizo *n*; en él se grietean y se preparan perfectamente para molerlas y lavarlas, separando de ellas los globulillos de plomo que puedan arrastrar mecánicamente. El plomo se sangra despues al reposador, y desde éste, con cazos, se moldea. En una

de las fábricas de Bristol, se funden semanalmente en estos hornos 160 quintales métricos de escorias, con 37 por 100 de plomo, obteniéndose 53 de plomo, y consumiéndose otro tanto de cók.

Método en forjas norte-americanas.—Las *forjas* norte-americanas, bastante usadas aún en algunos de los Estados-Unidos, tienen una gran semejanza con los hornos escoceses.

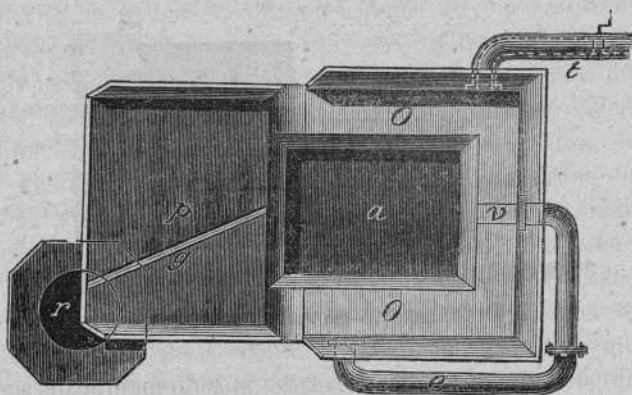


Fig. 53.

La mena se calcina previamente, y despues se somete al procedimiento de fundicion, empleando para ello combustible vegetal y aire caliente.

En Rosie, en el Estado de New-York, se usan los hornos representados en la figura 53, en la cual *a* es un receptáculo de 55 centímetros en cuadro y 27 de profundidad, cuyo fondo y costados son planchas de fundicion de hierro de 15 centímetros de grueso. En la parte anterior tiene una piedra de trabajo *p*, ligeramente inclinada hácia afuera y una reguera *g*, por la que el plomo fundido corre al reposador *r*. *O* es una caja de viento, cuyas paredes son de hierro fundido, y que forma una especie de muro de 32 centímetros de alto, sobre los lados del depósito *a*. El viento entra en esta caja por el tubo *t*, se calienta en el interior de ella, sale por el tubo *e*, y por éste va á la tobera *v*, que está 5 centímetros más alta que el depósito *a*. Este se llena con plomo metálico, que permanece fundido durante la operacion y que no se saca mientras dura la campaña.

Cuando el horno empieza á marchar, se llena de carbon, y apénas está bien encendido, se arroja la carga en pequeñas porciones sobre la superficie. El combustible es carbon de leña y astillas, que en la proximidad de la busa se ponen cortas y delgadas para conseguir un efecto semejante al que se consigue con el ladrillo de turba en el horno escocés. A los diez minutos de puesta la primera carga se pára el viento y se sacan á la piedra de trabajo las materias que sobrenadan en el baño de plomo. Se separan las escorias y se ponen otra vez astillas y carbon frente á la tobera; se añade combustible y se vuelven al horno los residuos metálicos y una nueva carga de mineral. El subsulfuro formado por las reacciones viene á nadar en el plomo, convirtiéndose en sulfuro que obra nuevamente sobre el sulfato no descompuesto aún, y produce plomo metálico sumamente puro, que se obtiene con un pequeño consumo de combustible que no llega á 33 por 100 del peso del metal.

Las ventajas de este método, económicamente considerado, son muy grandes; pero necesita mucha atencion y mucha práctica de parte de los obreros, porque si la temperatura se eleva demasiado, la pérdida de plomo por volatilizacion compensa con exceso el ahorro del combustible. El éxito del procedimiento es tanto mayor cuanto más puras sean las galenas tratadas.

En el horno establecido en Bleiberg, que sólo diferia del representado en la figura 52 en tener tres toberas, se fundian en doce horas 12 quintales métricos de schlichs mezclados, calcinados y crudos con un contenido medio de 70 á 71 por 100 de plomo, y se obtenian 61 á 62 por 100, y algunas crasas bastante ricas. Si en vez de fundir las menas mezcladas se hacian las cargas exclusivamente con gruesos (que tienen 2 por 100 más), se pasaban en doce horas 15 á 16 quintales métricos obteniendo el 63 á 64 por 100 de plomo ademas de las escorias; y con gruesos elegidos de 74 por 100 se llegaban á pasar en doce horas más de 22 quintales métricos, obteniéndose del 66 al 67 por 100 de plomo y crasas. El consumo de combustible era el arriba indicado.

En cambio de este resultado favorable para la fusion de menas gruesas y ricas, se observó en Bleiberg que la fusion de los schlichs en esta clase de hornos presentaba grandes inconve-

nientes porque una parte de los que se hallaban en polvo fino era mecánicamente arrastrada por la corriente gaseosa y otra parte quedaba sin atacar formando el centro de gruesos nódulos de materias semifundidas que se originaban siempre á consecuencia del paso difícil que tenia el viento á través de la masa pulverulenta. Por eso dejaron pronto de beneficiarse los schlichs y se redujo el trabajo á la fusion de los gruesos que luego se ha abandonado tambien para volver al tratamiento en reverberos de que se hizo mérito en la página 231, porque el ahorro de combustible estaba más que compensado con la pérdida de plomo, cosa muy natural, atendido el precio de una y otra materia.

Tambien se ha establecido en Przibram un horno de esta clase en el año 1850; pero fué desechado por las mismas razones que en las demas localidades ocho años más tarde, aplicando á aquellas menas el método por precipitacion explicado en la página 296.

Resúmen.—Como resúmen de todo lo indicado relativamente á la fundicion de los sulfuros de plomo, y como resultado de las observaciones hechas en el tratamiento seguido en las diversas fábricas, se puede decir que las galenas ricas deben tratarse siempre por el método de *reaccion*, conduciendo la operacion con lentitud y separando bien el período de calcinacion del período de las reacciones; que los reverberos deben ser de grandes dimensiones y tener un crisol interior en la parte en que la temperatura es ménos elevada, y por último, que las proporciones que deben buscarse entre el sulfato de plomo formado por la calcinacion y el sulfuro no descompuesto, deben ser las de equivalente á equivalente. Las crasas no deben apurarse en el mismo reverbero, sino tratarlas posteriormente en un horno de manga.

En cuanto á las galenas pobres, cuarzosas y acompañadas de sulfuros metálicos extraños, deben fundirse despues de calcinadas y con adiccion de caliza y de materias ferruginosas oxidadas en hornos de cuba de gran número de toberas, cuya parte inferior como la de los hornos de Pisa y de Freiberg (horno Piltz), esté bien refrescada con agua y sea más estrecha que el resto del horno.

Sólo en los casos en que la escasez de combustible para la calcinación lo imponga absolutamente, se debe emplear el método por *afinidad* con minerales crudos, esto es, la precipitación directa (*Niederschlagarbeit*), porque naturalmente exige un consumo de hierro mucho más considerable, lo cual lleva consigo una gran carestía del plomo obtenido.

III.

TRATAMIENTO DE LAS MENAS Y PRODUCTOS OXIDADOS. Método de Altai; método de Cartagena en hornos de gran tiro y hornos de viento forzado.—Revivificación de los litargirios: tratamiento de los abstrichs.—Dulcificación del plomo.

Las menas oxidadas de plomo se presentan en la naturaleza con mucha ménos abundancia que las galenas, y en ninguna localidad aparecen en tan gran cantidad como en nuestra costa de Levante, donde se encuentran casi exentas de este último mineral. Sin embargo, en Altai (Rusia), se benefician algunas menas plomizo-argentíferas, cuya masa principal es de *plomo blanco*.

Mr. Rivot, sin citar las localidades donde tiene lugar este tratamiento, indica el beneficio de los carbonatos, empleando reverberos, en los cuales la mena, finamente pulverizada y en mezcla íntima con 13 á 14 por 100 de polvo de hulla seca, se somete, primero á una temperatura poco elevada, que transforme el carbonato de plomo en óxido, y despues, por la influencia del carbon, en plomo metálico. Al fin de la operacion, debe elevarse rápidamente la temperatura, para aglomerar los residuos y disponerlos á la fusion en hornos de manga, como los residuos oxidados del beneficio de las galenas en reverberos.

Sin embargo de esta indicacion, en la mayor parte de las localidades donde se benefician menas oxidadas, se tratan en hornos de cuba, en los cuales se reducen, en contacto con el carbon, adicionándolas los fundentes á propósito, segun la naturaleza de las gangas, ya metálicas, ya térreas, que las acompañan.

Método de Altai.—En Altai contienen las menas ocre de hierro, plomo blanco, azurita y malaquita, calamina, piritas de hierro, blenda y alguna cantidad de galena; y como gangas térreas, cuarzo, pizarra, espato pesado y piedra córnea. La décima parte, al ménos, del mineral tratado, se considera como mineral de plomo, que tiene 20 por 100 de metal.

La fundicion tiene lugar en hornos de cuba de 3 metros de altura y de seccion trapezoidal, que en la delantera es de 75 centímetros y en la trasera de 90, teniendo una profundidad entre ambas de 1 metro próximamente.

Los lechos de fusion se componen del siguiente modo:

Mena plomiza.....	26,50	quintales métricos.
Mata del mismo trabajo.....	0,50	" "
Espato pesado.....	0,25	" "
Sal marina.....	0,40 á 0,50	" "
Caliza.....	0,45 á 0,50	" "

La adicion de todas estas sustancias es necesaria, porque las menas son sumamente refractarias y aún así las escorias rara vez son bastante fluidas.

En veinticuatro horas se pasan por el horno algo ménos de 20 quintales métricos; y se consumen 8 medidas (*körbe*) de carbon, que pesan 26 quintales para cada 16,5 quintales métricos de mena (100 *pud*). El plomo de obra obtenido es muy impuro, y no pasa de 93 á 95 por 100 de plomo, conteniendo ademas cobre, hierro, antimonio y azufre: ademas se obtienen matas con 12 por 100 de plomo y 20 por 100 de cobre y escorias que, como se ha indicado ya, son en general poco fusibles.

Método de Cartagena.—En nuestro distrito de Cartagena se funden tambien en hornos de manga las menas *terrosas* (sulfatos y carbonatos), que se benefician en las minas de aquellas sierras. Un análisis de una mezcla de minerales de la referida localidad practicado por el ingeniero D. Luis de la Escurra, ha dado el resultado siguiente:

Carbonato plúmbico.....	21,71
Carbonato cálcico.....	1,00
Fosfato plúmbico.....	4,96
Oxido férrico.....	45,06
Alúmina.....	2,53

Cuarzo y sílice.....	15,59
Acido fosfórico.....	2,05
Agua y pérdida.....	7,09
	99,99

Los hornos que se emplean son de dos clases, que se diferencian segun el modo de introducirse en ellos el viento. Por lo demas, tanto su forma como sus dimensiones son muy semejantes. Los unos, llamados *hornos de gran tiro*, inventados en 1846 por el Sr. D. Juan Martin Delgado, son una aplicacion en grande de los hornos de tiro usados en los laboratorios; los otros son hornos de cuba de seccion circular, algo más anchos en el tragante que en la plaza, y cerrados con una bóveda en la parte superior, para hacer que los gases salgan por un conducto lateral y depositen en galerías de condensacion los productos condensables que los acompañan, así como tambien las materias pulverulentas arrastradas mecánicamente.

La figura 54 representa uno de los hornos de la primera clase (1). El macizo del horno está construido de ladrillos y reforzado con un engatillado de hierro. Desde el piso del taller hasta una altura de 85 centímetros, se rellena la cuba con arcilla de la llamada en el país *laguena* (silicato de alúmina y hierro con un poco de cal), mezclada con polvo de cok, en la proporcion de $\frac{3}{4}$ de la primera para $\frac{1}{4}$ del segundo. Esta mezcla se introduce en el horno por tongadas, que se apisonan perfectamente, y en la parte superior se le da una ligera inclinacion de 5 centímetros hácia la delantera y se practica una depresion cónica en la proximidad del pecho del horno, dejando en su fondo una piqueta para dar salida á su tiempo al metal fundido.

A una altura de 2 ó 3 centímetros sobre la plaza existen en la pared del horno seis ó siete orificios *tt* destinados á la admision del viento, y uno de ellos, el situado en el pecho, á la sali-

(1) Tanto esta figura como los demas datos referentes á la metalúrgia de Cartagena, están tomados de una interesante y luminosa Memoria, titulada *Descripción geológico-minera de las provincias de Murcia y Albacete*, escrita por el ilustrado ingeniero de minas D. Federico de Botella y publicada de Real orden en 1868.

da de las escorias. Delante de éste existe una *meseta* inclinada *m*, por la cual corren aquellas al suelo del taller donde se enfrían. A $1^{\text{m}},95$, por cima del nivel de la plaza, se encuentra el cargadero, que está constituido por una ventanilla *c* de 80 centímetros en cuadro, y todo el horno está cubierto por una bóveda ó *capilla* de $1^{\text{m}},40$ de altura, que en la parte opuesta al cargadero tiene un tragante *h* de 60 centímetros en cuadro, por

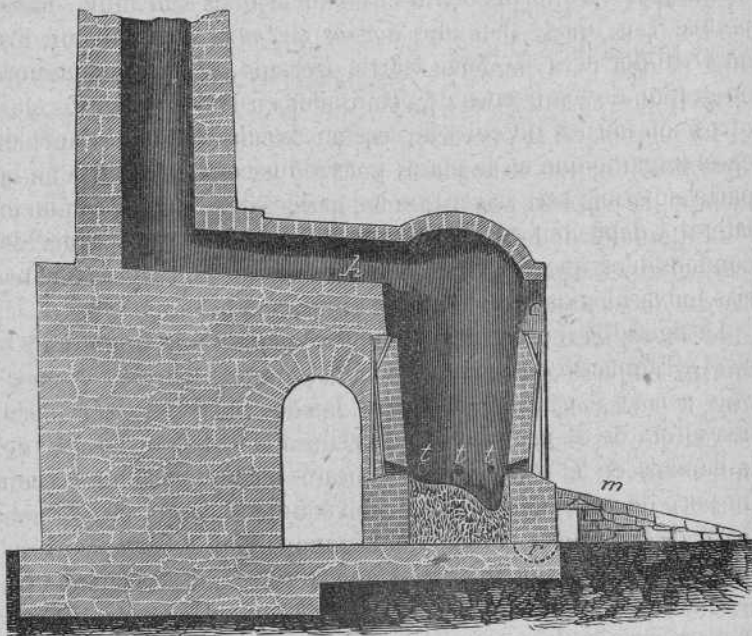


Fig. 54.

el cual salen los gases, y despues de atravesar una galería de condensacion más ó ménos larga, van á la chimenea, cuya altura es de 20 metros. El diámetro interior de estos hornos, en la base, es de $1^{\text{m}},40$ y en el cargadero de $1^{\text{m}},80$.

Las *parvas* ó lechos de fusion se componen de un modo bastante irregular, procurando sólo mezclar muchas clases de menas para que se sirvan mutuamente de fundentes. La riqueza que en general se procura que tengan es de unos 12 á 16 por 100 de plomo. Los gruesos van al horno en el mismo estado en que se encuentran; pero los menudos se moldean mezclándolos con

cal, en adoves, que permitan luego la buena circulacion de la llama en el interior del aparato. Ademas de la cal que llevan estos adoves, se mezcla con las cargas un peso de 25 á 20 por 100 de este fundente.

Los hornos de *viento forzado* son muy semejantes en su forma á los anteriormente descritos; sus dimensiones varían un poco, y en general tienen menor diámetro y algo más de altura. El número de toberas varía de dos á tres: la cuba está, como en los otros, recubierta con una capilla, en comunicacion con una galería para condensar y recoger los productos metálicos arrastrados en una y otra forma por los gases.

La marcha de la operacion es la misma en ambas clases de aparatos. Cuando el horno es nuevo ó ha estado parado algun tiempo, se empieza por caldearle, lo que se consigue echando en él 2 quintales de leña y encima cok, hasta llegar á la altura del cargadero. Despues se da fuego y se empiezan á hacer algunas cargas de escorias, alternando con otras de combustible; á las diez y seis horas próximamente despues de haber encendido el horno, empieza á salir por el bigote del mismo la *gacha* (escoria), y entónces, y á fin de evitar que ésta obstruya el canillero, se arrojan en el horno 2,25 ó 2,50 quintales métricos de plomo, que recubren la plaza é impiden que la gacha pueda adherirse á ella. Despues se empieza á agregar con las escorias algun mineral grueso, y se va aumentando la proporcion de éste hasta que al cabo de unas treinta y seis horas desde el principio de la operacion, el horno recibe su carga normal. Como en casi todas las fundiciones de esta clase, se procura echar las menas arrimadas á la trasera del horno, y el carbon por la delantera y los costados; se funde sin nariz, pero á fin de obtener un resultado análogo al que produciría una nariz corta, se procura introducir lo más posible las busas.

Cada dos horas próximamente se hace una carga de 6 á 7 quintales métricos, que debe llevar siempre en las mismas proporciones los gruesos, los menudos y los adoves. Las dos primeras clases se humedecen con el fin de retrasar algun tanto la fundicion y procurar que el horno esté oscuro en la parte superior, ó como dicen en el país, con el fin de *sujetar el horno*. Cada diez ó doce horas los obreros meten por las toberas los

espetones y remueven las materias en la plaza, con objeto de desprender los *cuescos* ó *lobos* que hayan podido formarse y evitar las obstrucciones.

A las treinta y seis horas de entrar un horno en fuego, puede hacerse ya la primera sangría ó *suelta*, y despues se hace una cada veinticuatro horas, obteniéndose de 6 á 6 $\frac{1}{2}$ quintales métricas de plomo, que se recibe en el reposador *r* (*Fig. 54*), y se cubre con una capa de carbonilla para evitar en lo posible que se oxide en contacto del aire. Despues se quitan las escorias y la carbonilla que nadan en el baño metálico, se saca el plomo con cazos y se moldea como de ordinario.

Los hornos de viento forzado reciben una carga mucho mayor y por consiguiente producen más plomo en veinticuatro horas que los atmosféricos: mientras que en uno de éstos se cargan en ese tiempo 70 quintales métricos de menas, en uno de viento forzado se cargan 140 quintales métricos y se obtienen de 14 á 15 de plomo.

En los hornos de viento forzado establecidos en Escombreras se ha suprimido la tobera opuesta al bigote, porque, segun parece, la corriente de viento hacia que saliera por éste alguna cantidad de plomo mezclado con las escorias.

El consumo de cok es en los hornos atmosféricos de 23,79 por 100 de carga, y en los de viento forzado de 21,88 por 100.

Ademas de la diferencia anteriormente indicada respecto á los hornos de la fábrica de Escombreras, hay otra respecto á la fundicion de las menas en esta fábrica, y es, que en lugar de hacer adobes con los menudos, los calcinan y funden previamente en un horno reverbero de dos plazas, á fin de tenerlos en trozos bastante gruesos para poder tratarlos con ventaja en hornos de cuba. En veinticuatro horas se funden en estos hornos unos 50 quintales métricos de mineral, y los gastos no llegan á 4,5 pesetas para cada uno.

De tiempo en tiempo se sacan los humos recogidos en la galería de condensacion y se tratan en los mismos hornos convertidos en adobes. Las escorias no llegan nunca al 1 por 100 de plomo y se desechan.

Comparados los gastos y los productos de una y otra clase de hornos, se observa que los de viento forzado producen más plo-

mo con menor consumo de combustible; y si bien necesitan viento forzado, lo cual representa el gasto ocasionado por el motor de los ventiladores, éste no llega al del exceso de cok que es necesario en los otros para producir el tiro con la suficiente actividad.

Beneficio de los productos plomizos oxidados.—**BENEFICIO DE LAS ESCORIAS DE LOS REVERBEROS.**—Las escorias producidas en los reverberos, así como otros productos oxidados obtenidos en los diferentes métodos de beneficio del plomo, contienen generalmente una cantidad de metal muy considerable, y deben refundirse para utilizarla. Esta refundicion tiene lugar en hornos bajos de cuba, de los llamados castellanos, en los cuales la accion del combustible es bastante para reducir el plomo, y sólo se necesita la adición de algunas escorias para facilitar la fusion de la masa.

La construcción general de estos hornos en el distrito de Linares, es la siguiente: Sobre dos fuertes muros de mampostería ordinaria, de 2 á 3 metros de longitud, por cerca de uno de espesor, separados por un espacio de 90 centímetros á un metro y unidos por la parte superior por dos arcos de ladrillo ó de la misma clase de mampostería, de unos 30 centímetros de grueso, que dejan por consiguiente entre sí un espacio de unos 40 centímetros, se construye una chimenea de ladrillos ordinarios, de 4 metros á 4^m,25 de altura, y cuya seccion tiene unos 40 centímetros en cuadro. Este conjunto forma la obra muerta del horno, que dura para un gran número de campañas; porque no se deteriora, estando, como está, fuera de la accion de la temperatura del horno verdadero. En el interior de los dos muros se construye éste con lajas de arenisca ó con ladrillos refractarios uniendo uno ú otro material con un mortero de arcilla ferruginosa roja, á que dan en el país el nombre de *rubial*. La forma de la cuba es un prisma rectangular cuya altura varía desde 86 centímetros hasta 4^m,53, y que tiene de 62 á 90 centímetros de profundidad y 60 á 74 de anchura. La plaza se construye con brasca formada de $\frac{2}{3}$ en peso de arcilla refractaria y $\frac{1}{3}$ de cok, y presenta una inclinacion hácia la delantera y un bigote por donde salen las escorias á una meseta inclinada. En la parte más baja de la plaza existe una piqueta que comunica

con una cavidad circular practicada en un macizo de brasca en la inmediacion del pecho del horno. En la parte posterior está la tobera, y dentro de una casilla el fuelle, que es de los llamados *pavas*, construido con madera y cuero, y por lo comun de la misma forma que los fuelles dobles de las fraguas.

Hace algunos años se construyen otros de forma cuadrada, formados por tres tableros colocados uno sobre otro. El central

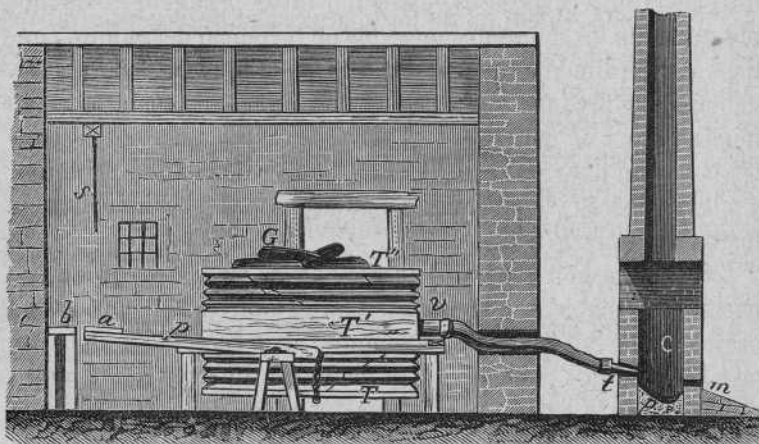


Fig. 55.

es fijo y los otros están unidos á él por pieles plegadas como en los fuelles comunes y provistas de bastidores interiores de madera. En el tablero inferior y en el central hay cuatro válvulas, una en cada ángulo, que todas ellas se abren de abajo á arriba; y por último, el tablero inferior está unido con cadenas á la extremidad de una palanca que puede comunicarle un movimiento alternativo de subida y bajada. Apoyándose en una tabla que une los extremos de las dos palancas, los trabajadores que en Linares se llaman *palanqueros* ó *sonadores*, hacen subir el tablero inferior y obligan á cerrarse á las válvulas de que está provisto: el aire comprimido en el compartimento más bajo de los dos en que el tablero central divide el fuelle, abre las válvulas de éste y pasa al superior, hinchándole y adquiriendo cierta presión, dependiente de la carga que se coloca sobre el tablero. Cuando se deja de hacer presión sobre el extremo libre de las pa-

lancas, el tablero inferior desciende, la presión atmosférica abre las válvulas y llena de nuevo el primer compartimento. El aire contenido en el segundo pasa por un orificio colocado sobre el tablero central al portaviento. La figura 55 da una idea de la disposición general del aparato: *c* es la cuba del horno; *t* la tobera; *m* la meseta; *p* la plaza; *T'T'T''* los tableros inferior, medio y superior del fuelle; *P* las palancas para darle movimiento, unidas una á otra por una tabla *a*, en la que apoyan uno de sus pies cada uno de los cuatro palanqueros que trabajan á un tiempo, mientras que el otro le tienen en el banquillo *b*. Con las manos se agarran á la cuerda *s* pendiente del techo, y así se ayudan á elevarse cuando debe bajar el tablero *T*. *G* es la carga de galápagos de plomo que se pone sobre el tablero superior *T''* para dar presión al viento que sale por el tubo *v*. En la figura aparecen sin letras la armadura en que está fijo el tablero central, y los bórriquetes en que descansan los ejes de las palancas (1).

La carga del horno consiste en *cenizas de reverbero* y en algun mineral de carbonato de plomo que sale de la mina: las primeras se reducen al tamaño de nueces y se lavan en cribas: el segundo se calcina ligeramente y despues sufre una preparación mecánica semejante. Cuando el horno está frio, se empieza por calentarle con carbon vegetal por espacio de doce horas, pasadas las cuales se llena de cok, añadiendo cuatro ó seis espuertas de *gacha*, y repitiendo esta operación hasta que ésta corre líquida por la meseta, lo cual suele suceder cuando se ha cargado cuatro ó seis veces. Entónces se empieza á cargar las cenizas poniendo siete ú ocho espuertas por cada dos de cok, y se va aumentando la cantidad de aquellas hasta poner veinte espuertas por cada una de combustible. La marcha del horno se regula, no sólomente por el color del fuego en el cargadero, sino tambien por el aspecto de la escoria que corre por la meseta, y por el de la nariz. Cuando la *gacha* es muy fluida, lo cual

(1) Aunque realmente la descripción de este fuelle sale de los límites de un curso de Metalúrgia especial, he creído conveniente indicarla por ser un aparato usado últimamente en España, y que no he visto descrito en ninguna parte, no obstante ser de un empleo bastante cómodo.

indica un exceso de temperatura, se cargan las cenizas por la trasera, para que disuelvan un poco de la nariz, aminorando algo la cantidad de cok; si por el contrario la gacha sale pastosa, en cuyo caso dicen en el país que el horno va *cobarde*, se carga algo más de carbon y se arrima á la trasera, con lo cual la nariz se alarga. En buena marcha, se hacen una sangría y una carga cada hora. El viento se introduce en cantidad de 4 á 5 metros cúbicos por minuto.

Cada veinticuatro horas se pueden pasar por el horno 2.500 kilogramos de carga, consumiéndose 580 de cok, y produciéndose unos 280 de plomo de segunda clase, que no es tan dulce ni tan puro como el de los reverberos. Cada horno está servido por un maestro y un ayudante.

Las escorias obtenidas pasan en muchas ocasiones de 5 por 100 de plomo, y se refunden en los mismos hornos mezcladas con las cenizas y con algunos carbonatos.

Para purificar algun tanto el plomo, se refunde en una caldera y se espuma despues de hacerle sufrir una ebullicion, introduciendo en el baño fundido ramajes verdes.

Tambien se usan hornos semejantes para el tratamiento de las *cenizas reverberas* y de las menas terrosas en algunos puntos de Alemania.

Es, sin embargo, preferible, y así se hace en algunas localidades, fundir estos productos en hornos semejantes á los de Cartagena, de forma un poco cónica y con dos ó tres toberas. En la fábrica *Lozana segunda*, próxima á la Carolina, provincia de Jaen, hay un horno de esta especie para beneficiar las cenizas producidas por un reverbero español, y en una sola fundicion se obtienen con él escorias cuyo contenido en plomo es poco mayor del 1 por 100.

BENEFICIO DE LOS PRODUCTOS DE LA COPELACION.—La copelacion del plomo de obra produce, entre otras materias que deben sufrir un tratamiento ulterior para aprovechar su contenido en plomo, dos que reciben en casi todas las fábricas un beneficio especial: los *litargirios* y los *abstrichs*. Los *abzugs*, *fondos de copela*, *humos*, etc., se llevan generalmente á la fundicion por plomo unidos con las menas.

Los litargirios, que se venden en tal estado cuando las condi-

ciones comerciales de la localidad en que se obtienen lo permiten, se funden generalmente por plomo, y este trabajo, que se llama *revivificacion*, tiene lugar casi siempre en hornos de manga; pero alguna vez tambien en reverberos.

La revivificacion en hornos de manga se verifica ordinariamente en los mismos que sirven para la fundicion de las menas, agregando alguna cantidad de escorias como fundentes y sólo carbon como reductivo.

En las fábricas del Alto Harz se revivifican los litargirios en hornos semi-altos, con plaza de carbonilla, usando como combustible carbon vegetal. La tobera y el cargadero deben estar oscuros y la escoria producida ser viscosa. El producto es 80 por 100 de plomo; cuando se obtiene más, se da una gratificacion á los fundidores. La proporcion de carbon empleada es de 12 kilógramos por cada 85 de litargirio, con el cual se cargan 10 kilógramos de escorias del mismo trabajo. El plomo obtenido en el reposador se somete á un berlingado, se limpia la superficie y semoldea. Su composicion es la siguiente: plomo 99,70, cobre 0,07, hierro y zinc 0,20, antimonio, indicios.

Las escorias tiene un color pardo ú oscuro y un aspecto vítreo. Contienen 10 á 36 por 100 de plomo y una pequeña cantidad de plata, y de tiempo en tiempo se funden obteniéndose de ellas un plomo impurificado con mucho cobre y antimonio.

En Clausthal se hacen 8 á 9 revivificaciones en cincuenta y seis á sesenta y tres horas; pasando en este tiempo 92 á 93 quintales métricos de litargirios y obteniendo 80 por 100 de plomo metálico, 12,6 por 100 de escorias y 2,4 por 100 de crasas recogidas en el reposador. La pérdida del plomo no llega á 2 por 100 del contenido en el litargirio.

Un método semejante se sigue en las fábricas del Bajo Harz.

En Freiberg se funden los litargirios sin adicion de escorias en hornos dobles de la mitad de altura próximamente de los que sirven para el beneficio de las menas. Sólo cuando se tratan litargirios ricos procedentes del último período de la cope-lacion se agrega un 10 por 100 de escorias plomizas antiguas en atencion á que aquellos contienen algo de marga que los hace refractarios.

Cuanto más impuro era el plomo de que proceden los litar-

girios, tanta mayor cantidad pasa por el horno en veinticuatro horas. Si aquel no habia sido refinado ántes de la copelacion, pasan 450 quintales métricos con un consumo de cok de 2 metros cúbicos por cada 100 quintales métricos. En este tiempo se necesitan ocho obreros y se hacen 20 sangrias. Ordinariamente se obtienen 90 por 100 de plomo, que se refina y se somete al pattinsonage.

Si el litargirio procede de plomos refinados y que han sufrido el pattinsonage no se pasan en veinticuatro horas más que 250 quintales métricos y no son necesarios más que cinco obreros.

Cuando se trata de litargirios del fin de la copelacion (*Vorschlagglütte*), sólo se funden al día 150 quintales métricos. Las escorias obtenidas en este caso, que contienen 25 á 30 por 100 de plomo, se funden en los mismos hornos de revivificacion al fin de la campaña, produciéndose plomo, matas y escorias. El primero se refina y va á la desplatacion; las segundas á los lechos de fusion por plomo y las últimas al trabajo de las matas.

En las localidades en que el trabajo de los plomos se hace en reverberos, se revivifica tambien en éstos el litargirio, lo cual ocasiona alguna mayor pérdida debida en parte á la volatilizacion y en parte á la escorificacion con las cenizas del combustible, de las cuales no puede obtenerse completamente por un tratamiento ulterior. En Inglaterra, por ejemplo, se revivifican, no sólo los litargirios, sino tambien las crasas obtenidas en la revivificacion, en reverberos de la forma ordinaria pero de dimensiones algo más pequeñas, que en vez de tener una depresion bajo la puerta central de la delantera, presentan una inclinacion general de toda la plaza desde el puente hasta el tragante en cuya proximidad hay una depresion con una piquera que no se cierra y por la cual el plomo revivificado corre constantemente á una caldera exterior, de la cual se toma para moldearle. El litargirio ó las crasas se mezclan íntimamente con polvo de carbon y se cargan en la proximidad del puente. Tanto para evitar la corrosion de las paredes del horno y de la plaza por el óxido de plomo, cuanto para formar una especie de filtro al metal fundido, se carga ántes que el plomo una capa de carbon que una vez en marcha el horno se quema, dejando en su lugar

una capa porosa de cenizas. Los gases formados en el hogar (que debe procurarse que sean reductivos), y los que se desprenden del carbon íntimamente mezclado en la carga, reducen el litargirio y le convierten en metal líquido, que se filtra por la capa de cenizas, y corriendo por la inclinacion de la plaza, pasa á la caldera exterior. La carga se remueve frecuentemente para exponer nuevas superficies á la accion reductiva, y para facilitar la corrida del plomo. De tiempo en tiempo se agregan nuevas cantidades de litargirio mezclado con carbon, y y al fin de cada campaña, que dura por término medio doce dias, se funden las cenizas que han servido de filtro y los demas residuos. Despues se carga una nueva capa de carbon y se empieza la fundicion otra vez.

Un horno de esta clase, cuya plaza tiene 2^m,40 de longitud por 1^m,50 de anchura, puede fundir en veinticuatro horas 45 quintales métricos con un consumo de 10 quintales métricos de hulla.

Los residuos del tratamiento se funden, como se ha dicho ántes, en el mismo horno, pulverizándolos todo lo más posible y mezclándolos íntimamente con carbon y carbonato de sosa. El producto es plomo de segunda calidad.

En Cartagena se revivifican tambien los litargirios en hornos de reverbero, no obstante de hacerse la fundicion en hornos de cuba.

Los abstrichs son los productos oxidados impuros obtenidos en la primera parte de la copelacion. Contienen principalmente arsénico, antimonio y azufre, y deben fundirse para obtener de ellos un plomo que es siempre de segunda calidad. En general contienen los abstrichs, mecánicamente mezclado, alguna cantidad de plomo de obra; y para separarle, porque es más puro que el obtenido de la fundicion, suelen someterse en algunas localidades á una licuacion prévia.

En Przibram se funden de una vez 37 quintales métricos, en una especie de copela hecha de brasca muy cómpacta, á un fuego muy fuerte y sin empleo de viento forzado. Al cabo de veinte á veintidos horas, en cuyo tiempo se ha concluido la fundicion, la masa fundida se sangra á un reposador, tambien de brasca, practicado en el suelo del taller. El plomo se reúne en

el fondo y por la parte superior se vierten las escorias. El plomo obtenido se vuelve á copelar, y las escorias de refino, llamadas *Verblaseschlacke*, con 56 á 60 por 100 de plomo, vuelven al trabajo por plomo de segunda calidad ó *duro*. Para 100 quintales métricos de abstrichs, se consumen unos 40 de leña; la pérdida de plomo es de 7,5 por 100.

La reduccion de las escorias del refino se verifica en un horno de manga, agregando 24 por 100 de escorias de forja y 36 á 40 por 100 de escorias y crasas del mismo trabajo. El plomo obtenido de ellas es muy impuro y contiene hasta 24 por 100 de antimonio. Se pierde próximamente 6 por 100 de plomo.

En el Alto Harz sólo sufren una fusion especial los productos verdosos oscuros, brillantes, pesados y quebradizos del medio del período de los abstrichs. Los obtenidos al principio y al fin del período, forman parte de los lechos de fusion de las menas. Se empieza por hacerlos sufrir una licuacion en una copela de brasca, ó en un horno de reverbero. La plaza del horno se cubre con ramaje, encima del cual se colocan los abstrichs, de modo que la mayor parte se filtra entre las cenizas y los carboncillos, y corre por la piquera abierta á un reposador exterior, en el que se reúne el plomo de obra, corriendo los abstrichs más impuros, en los cuales se ha reconcentrado el antimonio por la delantera del horno. Estos se parten en pedazos del grueso de un puño, y vuelven á la revivificacion. El plomo se carga con las matas al darles el cuarto fuego.

En Freiberg, donde los abstrichs son muy puros, se los trata del mismo modo que los litargios.

Dulcificacion del plomo.—El plomo obtenido en las fábricas, contiene, á consecuencia de las sustancias extrañas que acompañan á las menas ó de las que se han introducido en su masa por las operaciones á que se ha sometido, otros metales, principalmente antimonio, cobre, hierro y zinc, y tambien arsénico. Antes de introducirlo en el comercio, es necesario privarle de estas impurezas, tan completamente como sea posible.

El procedimiento más sencillo de purificacion, consiste en remover, durante mucho tiempo, el plomo fundido con ramajes verdes, ó en introducir éstos en el baño metálico. El movimiento de ebullicion producido de este modo, pone muchas

veces el plomo en contacto del aire y favorece la oxidacion de las sustancias extrañas, que de este modo vienen á la superficie, y permaneciendo en ella sólidas, pueden quitarse con facilidad.

Tambien se puede someter el plomo á una licuacion á baja temperatura, bien en plazas apropiadas á este objeto, bien sobre unos planos inclinados, por los que corre fundido el plomo puro, miéntras que permanecen sólidas las impurezas, que son, por lo comun, ménos fusibles. Pero algunas de estas impurezas se funden fácilmente y vuelven á mezclarse con el plomo, haciendo incompleto este procedimiento y necesaria la afinacion en reverberos para la purificacion completa del metal. En algunas partes se usan para este objeto las mismas copelas destinadas al tratamiento del plomo de obra y en otras hay reverberos especiales.

Por lo que respecta al cobre, segun resulta de numerosos experimentos, la mayor parte se puede separar del plomo por una fusion á muy baja temperatura sostenida durante mucho tiempo. De este modo se forma en la superficie una masa medio fundida, de consistencia mantecosa, en la cual se reúne casi todo el cobre, miéntras el plomo, que se encuentra en la parte inferior, está casi exento de aquel metal. Las crasas se recogen, se someten nuevamente á una licuacion, en la cual sueltan mucha parte del plomo que contienen, y la parte que aún queda sólida se trata como una aleacion de plomo y cobre.

El antimonio y el arsénico se pueden separar casi completamente por una fusion oxidante muy lenta, en la cual, si es preciso, se hace intervenir una corriente de viento forzado. Una gran parte de aquellos dos cuerpos se volatiliza, miéntras que el resto forma en la superficie del baño una costra, semejante á los abstrichs, que consiste principalmente en una mezcla de óxido de antimonio y arseniuro de plomo y que puede separarse de tiempo en tiempo. El hierro y el zinc, á excepcion de pequeñas porciones, pasan también al abstrich formado de esta manera.

En Inglaterra se refina el plomo en un reverbero de la forma indicada en la figura 56. La plaza está formada por una paila de hierro fundido *p*, de 2^m,50 á 3 metros de longitud, 4^m,50 á 1^m,80 de anchura y 25 centímetros de profundidad. El hogar, de $\frac{1}{2}$

metro de anchura, está separado de ella por un puente de 60 centímetros, sobre el cual se eleva la bóveda 40, mientras que en el extremo opuesto sólo dista 20 del borde de la paila. Los productos de la combustion y los arrastrados por ellos, van á la chimenea por medio de dos canales *cc*.

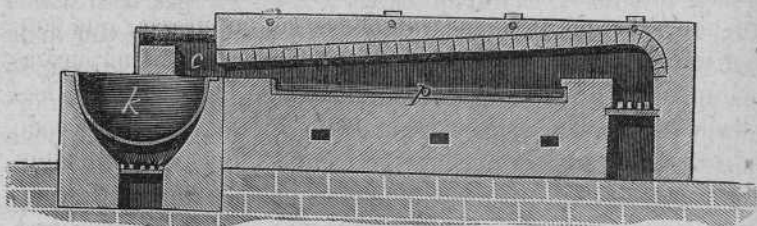
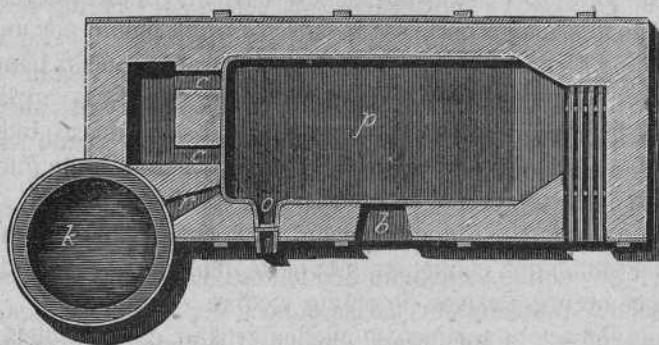


Fig. 56.



La carga de un horno de estas dimensiones oscila entre 8.000 y 11.000 kilogramos.

El plomo impuro se funde primero en una caldera de hierro *k* y despues se lleva al horno por una reguera *r* cerrada de ordinario. Las costras impuras formadas en la superficie se sacan de tiempo en tiempo por la puerta *b*, mientras que el plomo purificado se saca por el orificio *o*, cerrado durante la operacion con un tapon de hierro ó con cenizas humedecidas, y se moldea. Como signo de suficiente purificacion, sirve el aspecto que presenta despues de solidificarse en un molde de hierro una muestra tomada del baño metálico, la cual debe presentar una estructura particular cristalina, que vista una vez, es fácil de

reconocer siempre. La duracion del afino varía segun la impureza del plomo, desde doce horas hasta muchos dias. Las partidas muy impuras necesitan algunas semanas.

En las fábricas de Freiberg se somete á la refinacion todo el plomo obtenido de las menas y de la revivificacion de los diferentes productos. El trabajo se verifica en un reverbero semejante al destinado á la fusion de las escorias para obtener mata cruda, pero de más pequeñas dimensiones. La plaza se hace de arcilla y carbonilla, ó en vez de esto se pone, como en Inglaterra, una paila de forma ovoide de 2^m,80 de longitud y que tiene por ancho en el hogar 1^m,12, en el centro cerca de 2 metros y en el tragante 30 centímetros. En el medio de uno de los lados hay una lengüeta de hierro sobre la cual está practicada la piquera. A una profundidad de 4 centímetros por bajo de esta piquera, y á 12 ó 14 centímetros por bajo de los bordes de la paila, se encuentra el punto más bajo de ésta.

La carga en un horno de estas dimensiones es de 50 quintales métricos de plomo. A ambos lados del hogar hay dos aberturas para colocar las busas por donde se introduce viento forzado.

Conforme se van formando sobre el baño metálico las costras en que se concentra el cobre, se van sacando fuera del horno, y se continúa soplando débilmente, hasta que el plomo está bastante refinado, lo cual se conoce por su maleabilidad, su peso específico y una prueba hecha al soplete. La duracion del afino depende de la calidad del plomo; el plomo de obra obtenido del tratamiento de las menas, necesita de diez á doce horas para cada 100 quintales, gastándose 3 á 4 quintales métricos de hulla en el mismo tiempo. El obtenido por la revivificacion de litargirios necesita ménos de la mitad del tiempo y el mismo combustible.

El plomo obtenido de otros productos ménos puros no se refina hasta convertirle en plomo *dulce*, porque esto seria muy caro y no puede conseguirse con facilidad más que hacerle á propósito para la fabricacion de balas y perdigones; por lo cual no se refina más que hasta cierto punto.

El plomo refinado de Freiberg puede competir con los plomos más dulces; sólo contiene de 0,05 á 0,1 por 100 de cobre;

de 0,02 á 0,05 de hierro y de 0,02 á 0,01 de antimonio y arsénico.

La pureza de los plomos de diversas procedencias aparece en el siguiente cuadro.

COMPOSICION DEL PLOMO DE DISTINTAS PROCEDENCIAS.

PROCEDENCIA.	Pb.	Cu.	Sb.	Fe.	Zn.	Ag.
Español.	99,98697	0,00057	0,00133	0,00124	0,00008	0,00040
Inglés.	99,96570	0,02360	0,00580	0,00210	0,00180	0,00100
Carintio (Stolberg).	99,95000	0,03830	0,00500	0,00240	0,00180	0,00250
» Villach.	99,98700	0,00210	0,00520	0,00250	0,00330	inds.
Silesiano (Friedrichshütte).	99,98700	0,00130	0,00220	0,0	0,800	0,00150
Bohemio (Příbram).	99,90300	0,08509	inds.	inds.	»	0,01400
Del Harz (Clausthal).	99,83700	0,05700	0,09900	0,00700	inds.	»
» (Lautenthal).	99,99184	0,00096	»	0,00300	0,00420	»

La cantidad de plomo producida en el mundo asciende á muchos millares de toneladas. Sólo en Europa se puede indicar la produccion siguiente:

España	(1870)—74.137 toneladas.
Inglaterra é Irlanda.	(1868)—71.017 »
Alemania.	(1867)—49.337 »
Cerdeña.	(1867)—23.255 »
Francia.	(1864)—16.692 »
Bélgica	(1867)—10.353 »
Grecia.	(1869)— 8.483 »
Hungría.	(1867)— 7.637 »
Suecia.	(1868)— 284 »

El precio del quintal métrico oscila entre 57 y 58 pesetas segun la procedencia, y por consiguiente la pureza.

El de segunda clase ó *duro*, es algo más barato.

IV.

SEPARACION DE LA PLATA CONTENIDA EN LOS PLOMOS DE OBRA. ENRIQUECIMIENTO DE LOS PLOMOS. *Pattinsonage*: Consideraciones generales; métodos por baterías y por calderas conjugadas: ejemplos de Cartagena y Freiberg. Procedimiento de desplatación de Parkes ó *zincage*. Ensayos; método de Cordurié aplicado en el Havre; método de Eifel.—COPELACION. Copelación alemana. Ejemplos de Pontgibaud, de Clausthal y de Freiberg.—Copelación inglesa; ejemplos de Cartagena y de Alston-Moor.

PATTINSONAGE.

Consideraciones generales.—De lo dicho en todos los párrafos anteriores relativo al plomo, resulta que á consecuencia de la mayor ó menor riqueza en plata de las menas plomizas, el metal que de ellas se obtiene, llamado *plomo de obra*, es más ó ménos argentífero; y como seria muy inconveniente emplearle en este estado en la confección de los artículos comerciales á que el plomo se destina, por ejemplo, en tubos ó en planchas, ó en la fabricación de albayalde ó de minio, etc., se le ha sometido desde muy antiguo á un procedimiento que permitia obtener por una parte plomo puro, ó al ménos con una cantidad insignificante de plata, y por otra este último metal en disposicion de destinarle á los usos para que la industria le reclama.

Durante muchos siglos (porque la copelación es conocida desde los primeros tiempos de la metalúrgia), el procedimiento empleado para verificar esta separacion era la copelación; y por consiguiente sólo plomos, que tuvieran una cantidad de plata bastante considerable, podian sufragar los gastos y las pérdidas de plomo y de plata que aquel lleva consigo. Pero en el año 1829, un inglés, llamado H. L. Pattinson, de Newcastle-on-Tyne, presentó por primera vez la idea de someter el plomo de obra á un procedimiento de cristalización que permitiera reunir en una cantidad relativamente pequeña casi toda la plata que contenia; y esta idea,

llevada felizmente á la práctica, primero exclusivamente para el método de copelacion llamado *inglés*, y despues para la concentracion de todos los plomos, cualquiera que fuese el método porque debieran copelarse, ha venido á hacer una revolucion en la metalúrgia del plomo, permitiendo obtener de algunos plomos de obra cantidades de plata que ántes era preciso abandonar y que representan, sin embargo, la creacion de un valor muy considerable.

El procedimiento de Pattinson ó *pattinsonage*, se funda en el principio de que, sometida una aleacion de plomo y plata á una temperatura bastante elevada para fundirla, y abandonada despues á un enfriamiento lento, una parte del plomo cristaliza, abandonando las demas sustancias con que se encontraba mezclado y quedando en un gran estado de pureza; miéntras que la otra parte, que no cristaliza, queda con la casi totalidad de la plata que la aleacion contenia. Este fenómeno, semejante al de la congelacion de una disolucion salina, no se verifica de un modo tan completo como en este último caso, y por consiguiente se hace preciso someter al mismo procedimiento el plomo de obra diferentes veces, supliendo con la repeticion de las operaciones la falta de exactitud que hay en cada una de ellas. De este modo el empobrecimiento de los cristales y el enriquecimiento de los fondos de las calderas, siguen próximamente una progresion geométrica, cuya razon varia segun los casos; pero que en todos ellos, al cabo de un número de términos no muy grande, da plomos pobres á propósito para emplearlos en los usos á que la industria destina este metal y otros ricos que pueden someterse con ventaja á la copelacion. El poco gasto de combustible, de mano de obra y de establecimiento de aparatos que exige el *pattinsonage*, permite enriquecer plomos cuyo contenido en plata no pasa de 14 á 28 gramos en 100 kilógramos, y que ántes era imposible desplatar, porque los gastos de su copelacion hubieran superado con mucho al valor de la plata obtenida.

La cantidad relativa de cristales y de fondos que deben obtenerse en cada caldera es muy diversa. Al principio sólo se usaban los procedimientos llamados de *tercios* y *octavos*; es decir, aquellos en que de cada caldera se sacaban en cristales las dos

terceras ó las siete octavas partes del plomo en volúmen, dejando la tercera ó la octava parte restante como fondo de la caldera. Posteriormente estas proporciones se han extendido mucho y se ha usado la cristalización del plomo, sacando en cristales hasta los $\frac{8}{9}$ en Pontgibaud, hasta los $\frac{6}{7}$ en Corphalie, y hasta los $\frac{7}{10}$ en Freiberg; citándose tambien por Mr. Engis los métodos de $\frac{3}{4}$ y de $\frac{2}{7}$ usados en dos fábricas inglesas. La preferencia dada á las proporciones $\frac{2}{3}$ y $\frac{7}{8}$, depende de que con ellas la ley de enriquecimiento del plomo es muy sencilla y crece en el primer caso de 1:2, y en el segundo de 1:3. Además, en el método por tercios, los productos intermedios tienen una riqueza muy semejante á los productos primitivos, y en el de octavos próximamente doble; y estas circunstancias, muy cómodas para los cálculos, hacen que se adopten con frecuencia el primero para los plomos ricos y el segundo para los pobres, pudiendo tambien emplearse un método intermedio y empezar el tratamiento de los plomos pobres por el método de octavos, concluyendo por tratar por el método de tercios los plomos enriquecidos ya hasta cierto límite por el otro.

Mr. Gruner, en su *Memoria sobre el estado actual de la metalurgia del plomo* (1), presenta los siguientes resultados, relativos á la ley de empobrecimiento de los plomos, dividiendo éstos en tres clases: *ricos*, ó de más de 2.000 gramos en tonelada; *medios*, ó de 2.000 á 500 gramos; y *pobres*, de ménos de 500 gramos.

Para el método por mitades, la relacion de empobrecimiento es la siguiente:

Plomos ricos.....	0,70
" medios.....	0,54 á 0,58
" pobres.....	0,50

Para el método por tercios:

Plomos ricos.....	0,71 á 0,72
" medios.....	0,56
" pobres.....	0,50

Para el método de cuartos:

Plomos medios.....	0,60
--------------------	------

(1) *Annales des mines*.—6.^a série, tomo XIII, pág. 381.

Para el método de octavos:

Plomos ricos.....	0,75
" medios.....	0,73
" pobres.....	0,69

El método por octavos da más pronto plomos ricos y se necesitan ménos calderas; pero en cambio se obtienen muchas clases de plomos intermedios que deben conservarse para continuar el trabajo, lo cual ocasiona la necesidad de un capital de consideracion paralizado.

El procedimiento de Pattinson, no puede aplicarse sino á grandes cantidades de plomo (de 25 á 50 quintales métricos), porque de otro modo el tiempo que necesita el metal para pasar del estado líquido al sólido no es bastante para la formacion de los cristales.

El plomo que se somete al pattinsonage debe ser puro; el antimonio y el cobre son las impurezas que más dificultan el procedimiento. Esto hace necesario que le preceda siempre una refinacion ó dulcificacion del plomo, la cual tiene lugar en reverberos, por el método indicado en la página 348 ó berlingando el plomo despues de fundirlo en una caldera.

El número de las cristalizaciones necesarias para la suficiente desplatacion del plomo, se determina por su riqueza. Al principio el procedimiento se aplicaba únicamente á los plomos pobres; posteriormente se aplica á plomos que tienen hasta 420 gramos de plata en los 100 kilógramos, y de este modo se amiora la cantidad de metal que debe copelarse, y por consiguien-te los gastos de copelacion y de revivificacion de litargirios y la pérdida de plomo que aquella lleva consigo.

El número de operaciones á que debe someterse un plomo de obra se deduce fácilmente por medio de las siguientes fórmulas que son las relativas al número de términos que ha de tener una progresion geométrica, en la cual se conocen el primero, el último y la razon.

$$n = \frac{\log. \frac{b}{a}}{\log. p} \qquad n' = \frac{\log. \frac{c}{a}}{\log. q}$$

En estas ecuaciones, *a* representa la riqueza inicial del plomo, *b* el contenido en plata que se desea obtener en el plomo po-

bre; c el que se quiere en el plomo rico; n y n' los números de operaciones que se deben hacer para llegar al plomo pobre por una parte y al plomo rico por otra; y finalmente, p y q las leyes de empobrecimiento y de enriquecimiento, que se pueden admitir como de 0,62 y 1,76 para el método por tercios y de 0,714 y 3 para el de octavos.

No es indiferente llevar hasta un límite más ó ménos próximo el enriquecimiento de la plata; llegado el plomo á cierta riqueza, la formacion de los cristales se hace más tardía y más lenta y la masa de metal que permanece fluida, presenta una gran tendencia á solidificarse; de modo que sólo con mucho trabajo se pueden obtener y separar los cristales. Plattner explica este fenómeno, diciendo que el plomo aleado con cierta cantidad de plata es más fácilmente fusible que el plomo puro y que las aleaciones ricas en aquella. Por esta razon, cuando se somete el plomo de obra al procedimiento, la parte ménos fusible, que es la más pura, se solidifica la primera formando los cristales; pero á medida que va aumentando el contenido en plata de la aleacion, el punto de fusion de ésta se eleva aproximándose al del plomo puro y la cristalización se dificulta; lo cual se demuestra perfectamente observando que aleaciones que contienen partes iguales de plomo y de plata ó tres partes del primero de estos metales, por una del segundo, son mucho más refractarias que el plomo, mientras que otras aleaciones más pobres se funden con más facilidad que el metal solo. Segun los estudios hechos en Freiberg, no se puede pasar de una riqueza en plata correspondiente al $2\frac{1}{4}$ por 100 del plomo y aún no conviene llegar á este límite.

Las calderas de cristalización usadas en el procedimiento son generalmente de fundicion de hierro y de una gran capacidad, para evitar un enfriamiento demasiado rápido: su diámetro es de 1^m,40 á 1^m,50 y su figura hemisférica; por lo cual tienen una profundidad de 70 á 75 centímetros. El borde se hace comunmente de dos piezas; en una caldera de estas dimensiones caben unos 10.000 kilogramos de plomo. El grueso en el fondo llega á 5 ó 6 centímetros y en los bordes no pasa de 3 á 4. La caldera destinada al plomo pobre es algo más pequeña y no contiene ordinariamente más de 8.000 kilogramos. En el inte-

rior de las calderas hay marcada una escala cuyas divisiones indican partes iguales en volumen, y que sirve para guiar á los obreros en el trabajo.

Modernamente se usan con ventaja en Tarnowitz en vez de estas calderas de fundicion, otras de palastro unidas con clavos y redoblones como las calderas de máquinas de vapor. Aunque el costo de este material, á igualdad de peso, es casi doble que el de la fundicion, como para calderas de una misma capacidad pesan mucho ménos que las otras, y por otra parte su duracion es mucho mayor, estas ventajas compensan y aun sobrepujan el inconveniente de su carestía.

Los métodos empleados para la desplatacion de los plomos por el pattinsonage, son dos distintos; el primitivo ó de *baterías*, que es el más frecuente, y el de *calderas conjugadas*, que va sustituyéndole en muchas partes, porque aún necesita ménos capital de establecimiento,

Método por baterías.—La batería usada en el método primitivo se compone de un número variable de calderas, ordinariamente de seis á quince, colocadas unas al lado de las otras sobre sus correspondientes hogares. Una de estas calderas está representada en corte vertical en la figura 57. Sobre el piso general del taller se eleva, para construir aquellos, un muro de mampostería, en el cual se dejan los huecos oportunos, que tienen en su parte superior *s*, la forma de la caldera, y que en la inferior *c*, hasta poco más arriba de la rejilla, son simplemente cilíndricos. La parte superior de la caldera está rodeada de un espacio hueco anular *a*, que comunica por la parte interior con el hogar por algunos orificios *oo* distribuidos igualmente por todo su contorno y por la parte exterior con un tragante provisto de su correspondiente registro, que desemboca en una galería general *g*, á cuyo fin se encuentra la chimenea. De este modo puede modificarse á voluntad ó interrumpirse completamente el tiro en cada uno de los hogares, y se consigue que la llama del combustible, llegando primero al fondo de la caldera, se distribuya despues por toda su superficie, calentándola con igualdad. A fin de hacer más regular la distribucion de la llama por la superficie de la caldera, se suelen hacer más pequeños que los otros los orificios *oo* colocados del lado del tragante, por los

cuales tiene la llama más tendencia á salir. La fila de calderas se encuentra á medio metro por cima del piso del muro en que están los hogares.

Para poder manejar los cazos en que se hace el transporte de las materias, que tienen mucho peso, se necesita que existan sobre los intermedios entre las calderas, unos ganchos colgados

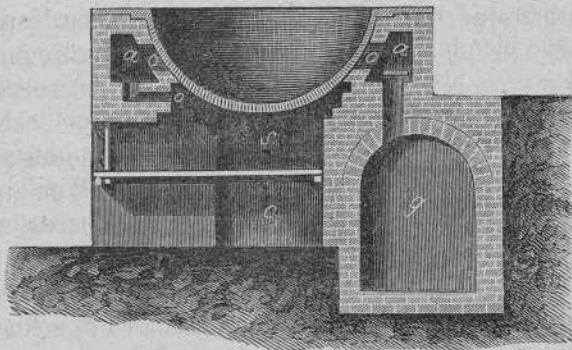


Fig. 57.

de fuertes cuerdas ó cadenas, por los cuales se pasan los mangos de los cazos que se emplean en el trabajo, haciéndolos bascular en ellos. Sin una disposicion semejante, seria imposible trasladar de una vez de una caldera á otra 100 ó 140 kilógramos de plomo en una espumadera, que pesa ordinariamente por sí sola 60 kilógramos.

En la fábrica de San Manuel, en Guarroman (provincia de Jaen), existe con este objeto una disposicion que, sin ser mucho más cara, facilita bastante el trabajo. Cerca del techo del taller, y siguiendo la direccion de la fila de calderas, hay dos vigas fuertes y encima de cada una de ellas un carril de hierro. Sobre estos carriles ruedan uno ó dos carrillos, formados por una pequeña plataforma de 15 á 25 centímetros de anchura por poco más de longitud, montada sobre cuatro ruedas de reborde, para que no descarrilen; del centro de esta plataforma cuelga por entre las dos vigas un gancho al cual va unida una cadena, y en la extremidad inferior de ésta existe otro gancho que es el destinado á apoyar las herramientas. Una vez suspen-

dida de este último la espumadera, basta una ligera traccion lateral para hacer marchar el carrillo, que se trasporta así de unas á otras calderas, evitando el gasto de una cadena y un gancho entre cada dos de aquellas, y facilitando notablemente el trabajo.

Tambien existen por lo general entre cada dos calderas otras de palastro, de forma cilíndrica y de 50 centímetros de diámetro por cerca de 1 metro de profundidad, en las cuales se mantiene plomo bien fundido para limpiar los útiles introduciéndolos en él.

Ademas del aparato descrito, se necesitan para el trabajo dos clases de cazos: unos agujereados ó *espumaderas*, que tienen 30 á 40 centímetros de diámetro y 10 á 12 de profundidad, con agujeros de 10 á 15 milímetros de diámetro; y otros sin agujeros. Los primeros son para la *pesca* de los cristales; los segundos para trasladar á la caldera inmediata el plomo fundido que queda en el fondo.

Se empieza, como se ha dicho ántes, por hacer sufrir al plomo una dulcificacion, que tiene lugar por cualquiera de los métodos ya indicados. Despues se lleva á una de las calderas y en ella se funde lo más rápidamente posible; pero teniendo cuidado de no exceder mucho la temperatura necesaria para obtener la fusion. Una vez que se ha conseguido ésta, se retira el fuego del hogar, y para facilitar el enfriamiento, se arrojan algunas cantidades de agua sobre la superficie del metal; estas aspersiones deben hacerse con mucho cuidado, porque producen á veces la proyeccion de alguna cantidad de plomo á gran distancia de la caldera, lo cual es muy peligroso para los obreros. Es preferible, por lo tanto, no emplear el agua, con lo cual se evita el mencionado peligro y la necesidad de recoger y refundir el plomo que salta. Algunos aconsejan que el agua con que se rocíe el plomo sea agua de jabon, con lo cual aseguran que no salta el metal.

Con el mismo objeto de favorecer el enfriamiento, suele sacarse tambien con el cazo sin agujeros cierta cantidad del metal fundido, que se vierte sobre el borde de la caldera, y que cuando está sólido se vuelve al baño. Así se consigue enfriarle poco á poco y que empiece á depositarse el metal en la superfi-

cie de la caldera: las primeras costras formadas se separan con la espumadera y se hacen caer al fondo; y cuando ha llegado la temperatura al punto en que esto se verifica, se empieza á remover constantemente la masa, para hacer más uniforme el enfriamiento y para evitar tambien la formación de grandes cristales, entre cuyas capas podria ir mecánicamente interpuesta alguna cantidad de plomo líquido que elevara inconvenientemente su riqueza. El trabajo es muy penoso, porque es necesario remover una gran masa de plomo que no está completamente líquido.

Cuando el baño toma un estado semejante al de una papilla y la superficie se presenta rugosa, debe empezar la *pesca* de los cristales, que se hace introduciendo la espumadera hasta el fondo de la caldera, y sacándola luego apoyada en el gancho (ó en una barra de plomo colocada en el borde de la caldera), apalancando en el mango. Uno de los dos trabajadores que están al servicio de la caldera da unos golpes con un espeton en el mango de la espumadera para producir en ella cierta vibracion, y de este modo el plomo líquido contenido entre los cristales cae de nuevo al baño. Cuando ha escurrido bien, se inclina la espumadera del lado de la caldera próxima y se vierten en ella los cristales, que se funden merced á la temperatura elevada á que se la mantiene por medio de algun fuego colocado en su hogar. Se sumerge entónces la cuchara en el plomo fundido que contiene la caldera cilíndrica correspondiente, para limpiarla bien y se vuelven á sacar de la primitiva caldera más cristales que se llevan con iguales precauciones á la segunda.

Cuando por medio de la escala, colocada en el interior de las calderas, se conoce que se han sacado los bastantes cristales segun el método de desplatacion que se sigue, se suspende el trabajo con la espumadera y se saca el plomo que aún está líquido con el cazo sin agujeros, vertiéndole en la caldera que se halla inmediata á aquella en que se trabaja por el lado opuesto á la que ha recibido los cristales.

Los cristales obtenidos por este procedimiento son muy pequeños, y pertenecen, como todos los de plomo, al sistema cúbico, consistiendo por lo general en octaedros de caras entrecortadas, agrupados, formando dentritas.

Para facilitar la inteligencia del trabajo, tal como tiene lugar en las fábricas, se ha puesto á continuacion un cuadro, en el que aparecen en la primera fila horizontal los números de las diversas calderas, y en la segunda su correspondiente contenido en plata, expresado en gramos por 100 kilógramos. Las columnas verticales espresan las cantidades de plomo que cada caldera recibe, bien de las inmediatas, bien del que se encuentra almacenado, para ir completando las cargas y verificando el trabajo. Los números indican: 1, tercera parte; 2, dos terceras partes, y 3, tres terceras partes, ó sea el contenido completo de una caldera; los que van acompañados de un asterisco, indican que corresponden á adiciones hechas con plomo, que viene directamente del almacén. Se supone que se trabaja por el método de tercios; pero desde luego se comprende que seria indiferente proceder por cualquiera otro, siendo pequeña y fácil de entender la variacion que resultaria en el cuadro de la página siguiente.

El trabajo empieza introduciendo en la caldera número VII, 10.000 kilógramos de plomo, que puede suponerse con 0,02 por 100 ó sean 20 gramos de plata en 100 kilógramos. Despues de haberle hecho cristalizar, se trasladan las dos terceras partes ó sean 6.666 kilógramos, á la caldera número VIII, y los 3.334 restantes se toman con los cazos sin agujeros y se llevan al número VI. Entónces se ponen en el número VIII 3.334 kilógramos de plomo, cuya riqueza debe ser 0,50 de la primitiva; es decir, 0,010 por 100 (10 gramos en 100 kilógramos) y en el número VI, 6.666 kilógramos de otro plomo cuya riqueza sea doble de la primitiva; es decir, 0,04 por 100 (40 gramos en 100 kilógramos) y se tienen llenas ambas calderas, pudiendo empezar á trabajar con ellas; de la caldera número VI se sacan en forma de cristales 6.666 kilógramos, que habiendo rebajado su ley á 0,50 de la que tenian, quedan como los primitivos, con 0,02 por 100 y que vuelven al número VII; los 3.334 kilógramos restantes van al número V, y tienen ya una ley de 0,08 por 100; de la caldera número VIII se sacan 6.666 kilógramos con 0,005 por 100, que van al número IX y 3.334 con 0,02 por 100, que van al número VII, cuya caldera de este modo se encuentra llena de nuevo, pudiendo volver á trabajar con ella, al mismo tiempo que con las V y IX, en las cuales se hacen las adiciones

correspondientes. Así se continúa el trabajo que se hace despues sobre las calderas números IV, VI, VIII, y X, despues sobre los números III, V, VII, IX y XI, y así sucesivamente hasta llegar por una parte á la caldera XII que contiene plomo pobre con 0,00062 por 100 (0^{sr},62 por 100 kilógramos) y por otra á la primera, que le contiene rico con 1,28 por 100 (1^k,280 por 100 kilógramos).

I	II	III	IV	V	VI	VII	VIII	IX	X	XI	XII
1280	640	320	160	80	40	20	10	5	2,5	1,25	0,66
						3					
					1 2*	2 1*					
					3	3					
				1 2*	2 1	2 1*					
				3	3	3					
			1 2*	2 1	2 1	2 1*					
			3	3	3	3					
		1 2*	2 1	2 1	2 1	2 1*					
		3	3	3	3	3					
	1 2*	2 1	2 1	2 1	2 1	2 1*					
	3	3	3	3	3	3					
1	2 1	2 1	2 1	2 1	2 1	2 1*					
	3	3	3	3	3	3					

La pérdida de plomo obtenida en el pattinsonage depende principalmente de su pureza. Cuando se procede sobre plomos bien refinados esta pérdida no pasa del 2 por 100, y aún es menor en algunas ocasiones. Con plomos impuros como los de Freiberg, el Harz y Cartagena, llega al 5 y al 6 por 100; pero la mayor parte de esta pérdida procede de la refinacion. La pér-

dida de plata es insignificante y depende casi exclusivamente de la que lleva el plomo pobre.

El peso de crasas que se forman en la superficie de las calderas, varía de 20 á 30 por 100 del plomo sometido al procedimiento. El consumo de combustible es de 200 á 250 kilogramos por tonelada de plomo para la cristalización; y se eleva á 400 ó 500 kilogramos si se incluye el necesario para las operaciones accesorias, refinación, tratamiento de crasas, etc. La relación entre la cantidad de plomo trabajada y la cantidad de plomo obtenida varía entre los números 18 y 36, porque naturalmente hay necesidad de operar repetidas veces sobre una misma cantidad de plomo. En Freiberg esta relación llega á 30.

Método de calderas conjugadas.—El procedimiento por *calderas conjugadas* es ménos frecuente que el de baterías; sin embargo, se usa en Stollberg, en Rouen, en Holzappel y en Cartagena, y se va extendiendo bastante, porque facilita las operaciones. La diferencia de este procedimiento consiste en que en lugar de sacarse de cada caldera los cristales, se saca el plomo líquido, y además, en que la agitación del baño metálico y las demás operaciones, en vez de hacerse á mano, se verifican empleando fuerza de agua ó de vapor; por lo cual se llama también *pattinsonage mecánico*.

Los primeros ensayos relativos á este procedimiento, datan de 1860, en cuyo año se concedió en Inglaterra á Mr. Philip John Worsley un privilegio por «mejoras en la separación de la plata y el plomo» (1). La primitiva modificación consistía en usar calderas en cuyo fondo existía un orificio, tapado con una especie de colador, generalmente compuesto de dos receptáculos de chapa de hierro agujereada, uno dentro de otro, y que comunicaba con un tubo para dar salida al plomo líquido. En este tubo se ajustaba á golpe de martillo una barra de hierro afilada en punta, que impedía la salida del metal hasta el momento en que se consideraba conveniente.

Cuando el plomo estaba fundido se dejaba enfriar, agitándole como en el procedimiento ordinario, hasta que se formaba la cantidad de cristales oportuna, según el método de cristalización

(1) PERCY: *Metallurgy of Lead*, pág. 140.

que se queria emplear, lo cual se conocia en la viscosidad de la masa. Obtenidos los cristales, se quitaba la barra de hierro y el plomo líquido corría por el tubo de salida, quedando los cristales detenidos en el colador. Despues se volvian á fundir éstos y la operacion se repetia del mismo modo.

Poco despues se empezó á efectuar la agitacion de los cristales por medio de fuerza de vapor, aplicada á un árbol central

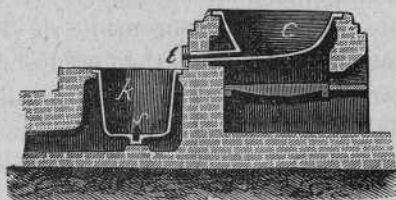


Fig. 58.

en el que existian brazos colocados en hélice; y más tarde monsieur T. B. Jordan, ideó un aparato bastante ingenioso, compuesto ya de dos calderas: en la superior se fundia el plomo, y en la inferior se verificaba la cristalización.

Segun el Dr. Percy, este aparato, á pesar de las ventajas que ofrecia, ha sido abandonado atendidos los grandes gastos necesarios para su instalacion y la habilidad indispensable para el manejo de los aparatos.

En otros puntos aún continúa usándose y parece dar excelentes resultados.

Las calderas son dos y en vez de hallarse colocadas á un mismo nivel como las de *bateria*, están en tal situacion que el plomo puede correr de una á otra y de la inferior á los moldes colocados en el suelo del taller. La caldera superior está colocada sobre su correspondiente hogar; sólo se diferencia de las ordinarias en tener en el fondo un tubo fundido con la misma caldera, y provisto de su correspondiente registro para establecer ó interrumpir á voluntad la salida del plomo fundido, y en que es un poco más chata. La inferior es cilíndrica y de fondo plano, y tiene igualmente dos tubos laterales por los cuales puede correr el plomo á los moldes.

La figura 58 representa el corte vertical de un aparato de calderas conjugadas; *c* es la caldera en que se funde el plomo de

obra que se desea cristalizar; cuando está bien fundido se pasa por el tubo *t* á la caldera *k*, en la cual tiene lugar la cristalización; para evitar que los cristales se adhieran á las paredes de esta última, y para agitar la masa á fin de facilitar la formación de cristales pequeños, existen en ella dos agitadores, uno en forma de estribo, que pasa próximo á la pared cilíndrica, y arranca los cristales que se pegan á ella, y otro de paletas en forma de hélice que gira en sentido contrario del primero. El movimiento de ambos se establece por medio de dos engranajes cónicos, que mueven los dos árboles, colocados uno dentro de otro. La marcha de estos aparatos se hace bastante difícil en cuanto los cristales han llegado á cierta proporción, por lo cual es necesario no pasar del límite de los dos tercios de cristales. Mr. Boudehen, inventor de este aparato, aconseja las proporciones de $\frac{16}{25}$ de cristales y $\frac{9}{25}$ de plomo líquido. Para calderas que contengan 9 toneladas de plomo, es preciso un motor cuya fuerza no baje de ocho á nueve caballos de vapor, y aún éste se pararía por falta de fuerza si se pasara el límite de $\frac{2}{3}$ en la formación de los cristales. Para esta proporción puede decirse que hace falta en el motor una fuerza de un caballo de vapor por cada tonelada de plomo. Cuando se han formado los cristales correspondientes á este límite, se abren las salidas *s* de la caldera inferior y se recibe en moldes el plomo enriquecido.

Mientras el agitador está en movimiento, se carga en la caldera superior $\frac{1}{3}$ ó $\frac{9}{25}$ de su cabida, de plomo cuya riqueza sea próximamente la de los cristales obtenidos en la caldera inferior, y una vez sangrado el plomo líquido de ésta, se agrega el otro, que funde y disuelve los cristales: sobre el plomo que resulta se procede como ántes y se repiten esta série de operaciones hasta que los cristales queden suficientemente pobres, en cuyo caso se funden por medio de una adición de plomo pobre y se moldean.

Los gastos de mano de obra se reducen á la mitad con este procedimiento, el trabajo es ménos penoso y se está ménos expuesto al capricho de los obreros, que cuando se trata del procedimiento de baterías, que necesita una práctica especial, quieren frecuentemente poner la ley á los fabricantes. Además se producen ménos crasas y ménos pérdidas de plomo por volati-

lizacion, porque la caldera inferior está cubierta de ordinario con una campana, que evitando el acceso del aire no da lugar á una ni á otra clase de pérdidas.

Mr. Boudehen asegura tambien que el procedimiento tiene la ventaja de poder aplicarse á plomos no refinados; pero este hecho no se ha comprobado aún suficientemente.

El tiempo empleado en cada operacion es próximamente dos horas, en las cuales se pueden cristalizar de 10 á 12 toneladas métricas de plomo.

Método de Freiberg (1).—El método seguido en Freiberg es algo distinto del verdadero método por tercios. Se empieza por sacar de cada caldera en cristales una cantidad de plomo que sea próximamente los $\frac{2}{3}$ de la carga inicial y se hace cristalizar luego el tercio restante llevando los cristales á la caldera inmediata por el otro lado y el fondo á la que la precede de dos lugares. En la fábrica del Mulde la carga es de 10 toneladas y se sacan 7 para trasportarlas á la caldera siguiente, dejando en ella 3, cuya ley en plata es próximamente 1,76 de la primitiva. Estas 3 toneladas se hacen cristalizar, y como la ley de los cristales que entónces se forman es igual á la que tiene la carga total de la caldera inmediata por el otro lado, se llevan á ésta dos toneladas, tomando por fin la última que queda y trasportándola á la caldera que precede dos lugares á aquella en que se trabaja.

Este sistema, que no produciria resultados prácticos aceptables si la ley de empobrecimiento fuera precisamente la que da la teoría, ó una ley bien constante, presenta una ventaja indudable, atendido que la ley de empobrecimiento de los cristales, ó sea la progresion que determina el decrecimiento del contenido en plata para cada caldera no tiene una razon constante y miéntras en las primeras la diferencia es de 0,62, 0,67, 0,69, etc., en las últimas no pasa de 0,52.

En Freiberg la riqueza de los plomos no se hace subir á más de 1^k,500 á 1^k,600 de plata en los 100 kilógramos, al paso que el empobrecimiento se continúa hasta un término muy avanza-

(1) *Notice sur le traitement métallurgique des minerais à Freiberg, par M. Ad. Carnot.*—*Annales des mines.*—6.^a série, tomo VI, pág. 1.^a

do produciendo plomos pobres que no llevan más de 1^{er},5 de plata en 100 kilogramos, lo que se consigue por medio de 12 cristalizaciones. El enriquecimiento no necesita más que dos dada la riqueza del plomo que forma la carga inicial; ó una sola si se procede por cristales intermediarios, y por lo tanto se obtiene como fondo de la tercera caldera ó sea de aquella en que se carga inicialmente el plomo, un metal cuya riqueza es algo más del triple de la del plomo primitivo.

Este sistema presenta una gran economía en el gasto de combustible y principalmente en la mano de obra, respecto del método por tercios sin cristales intermediarios, porque no hay necesidad de hacer cristalizar en la segunda caldera otras 10 toneladas de plomo para obtener el que ha de ir á la primera; sino que parte de éste pasa directamente desde la tercera sin necesidad de sufrir otra fusion y otra cristalización. La economía en la mano de obra es tal, que segun Mr. Carnot, se ahorran con este sistema el 10 por 100 de las cristalizaciones que serian necesarias si hubiera de procederse sin cristales intermediarios.

El método de cristales intermediarios podria aplicarse perfectamente al método por tercios, aceptando que la ley de empobrecimiento fuera exacta, retirando dos toneladas de cristales de las tres últimas del plomo contenido en cada caldera, sin verterlos en ninguna de las otras, sino reservándolas para constituir otra vez la carga de aquella misma, porque estos cristales deben tener una riqueza igual á la del plomo cargado primitivamente en ella. En el caso de cargarse en caldera 9 toneladas podrian sacarse en cristales los $\frac{2}{3}$ ó sean 6 toneladas que tendrian una riqueza mitad de la primitiva y quedaria un fondo de tres toneladas con una riqueza doble. Al hacer cristalizar ésta se sacarian 2 toneladas de cristales con ley mitad de la que tenian las 3 toneladas, y por consiguiente igual á la de la carga primitiva de plomo, y el resto, ó sea la última tonelada, presentaria una riqueza cuatro veces mayor que la de aquel y podria pasar á la caldera que precediera dos lugares á aquella en que se habia empezado la cristalización.

El no suceder esto en Freiberg depende de que por una parte como se ha dicho ántes, la relacion entre el contenido en plata

de unos y otros plomos no es la misma en los dos extremos de la batería por ser de diferente riqueza, y por otra, de que los

[illegible]

números en la práctica no son nunca tan exactos como en teoría se consideran.

El procedimiento de Pattinson para dar resultados beneficiosos exige una atencion extrema en la riqueza de los plomos que se adicionan en las diferentes calderas, y se hace inaplicable

por completo si la ley de los que van á cada una no es siempre sensiblemente la misma: esto exige repetidos ensayos sobre los productos obtenidos, sobre todo, en las calderas próximas á los extremos de la batería, y un perfecto conocimiento de todos los plomos que se han de someter á la cristalización. El cuadro estampado en la página anterior, tomado de la Memoria de Mr. Carnot, ya repetidamente citada, se refiere á la marcha seguida en la fábrica del Mulde en el mes de Agosto de 1863. En él se marcan con un asterisco en la 3.^a columna las adiciones del plomo refinado procedente del tratamiento de las menas, y en la 9.^a las hechas con plomo procedente de la revivificación de litargirios. Los números colocados entre paréntesis indican el contenido en plata de 100 kilogramos de plomo, expresado en gramos.

Método de Cartagena.—En Cartagena se usan para la desplatación de los plomos ambos métodos, según las fábricas. El de batería es el más generalmente aceptado. El plomo tiene una riqueza próximamente de 120 gramos en 100 kilogramos y se carga en la segunda caldera en cantidad de 95 quintales métricos de los cuales pasan á la tercera 70 y 25 á la primera; éstos han aumentado su ley hasta 240 gramos en 100 kilogramos y aquellos la han reducido á 60. El número de calderas en esta localidad es de ocho y por consiguiente el plomo pobre sale con 1.^{er}, 825 de plata en los 100 kilogramos, mientras que el rico, ó sea el fondo de la primera caldera, llega á 480 gramos en la misma cantidad. El consumo de combustible, que es una mezcla de hulla y cok, es de 20 quintales métricos próximamente del primero y 13 del segundo.

De la última caldera de cristalización no se sacan á la del plomo pobre más que 37,5 quintales métricos, porque como en ésta no se cristaliza, no hay fondos que devolver á la primera y en caso de sacar los 75 quintales se interrumpiría el trabajo.

La desplatación por calderas conjugadas en Cartagena, difiere también algo de la que se ha descrito. Las calderas son dos, colocadas á diferentes niveles; la superior hemisférica, y la inferior cilíndrica. Ambas son de hierro fundido y están colocadas sobre sus correspondientes hogares: la primera está completamente abierta; la segunda tiene una tapa circular con una

charnela en el diámetro, y en el centro un tubo que sirve de chimenea para evitar la acción deletérea de los vapores plomizos sobre la salud de los obreros. Además, tiene en la parte inferior, correspondiendo á los extremos de un diámetro, dos tubos para dar salida al plomo, que terminan en dos grandes moldes uno á cada lado, en los que pueden formarse galápagos de plomo de 2.500 kilogramos.

Para trabajar con este aparato se empieza por cargar en la caldera superior 5.000 kilogramos de plomo con una ley de 150 gramos de plata en quintal métrico: al cabo de una hora ya está fundido y se le deja correr á la caldera inferior, añadiendo en la de arriba otros 5.000 kilogramos, y otros 5.000 cuando la segunda carga se ha fundido y pasado á la caldera inferior. Reunidos en ésta los 15.000 kilogramos que tiene de cabida, se hace entrar un chorro de vapor que agita la masa, y los obreros empiezan á destacar de las paredes los cristales que se van formando, levantando para ello sucesivamente las dos compuertas semicirculares que la cubren: una hora despues se deja salir el plomo á los moldes y se enciende el hogar de la caldera de abajo, con lo cual se funden los cristales próximamente en otra hora: entónces se sangra el plomo; pero no se deja correr á los moldes, sino á unas lingoteras montadas sobre ruedas que los obreros aproximan y retiran cuando están llenas.

Para manejar los grandes galápagos que se han formado con el plomo rico, se coloca en el fondo de los moldes un prisma triangular de hierro, que tiene en una de sus aristas un anillo, de donde, cuando el metal se ha solidificado, lo coge una grua, que le levanta y le vuelve á cargar en la caldera superior.

Por este medio cada dos horas se hace una suelta de plomo rico, y cada dos horas tambien, en las alternadas, otra de plomo pobre; miéntras se produce el primero, el hogar inferior está apagado ó con poco fuego; para producir el segundo se enciende á fin de fundir los cristales. El plomo de los moldes se hace pasar diez veces por las calderas y despues de ésta operacion, en que se emplean veinte horas y se consumen 10 quintales métricos de carbon, se obtienen 5.000 kilogramos de plomo muy rico, con 1^k,800 de plata en quintal métrico (2.500 en cada molde), 8.000 kilogramos de plomo pobre, con poco más

de $\frac{1}{2}$ gramo de plata en 100 kilogramos, y 2.000 kilogramos de productos intermedios que se reservan para mezclarlos con el plomo de obra en las operaciones sucesivas.

El número de operarios empleados en el trabajo es de cinco: un capataz, que dirige las operaciones de la segunda caldera; dos fogoneros, uno en cada hogar y dos peones. Los jornales son: 4 pesetas el capataz, 3 los fogoneros y 2,50 los peones. Cada cuadrilla, compuesta de este modo, trabaja doce horas y descansa otras doce. La grua está movida por la misma máquina de vapor que proporciona el necesario para la agitación del plomo (1).

Zincaje.—Existe un método de concentracion de los plomos bastante moderno, y que durante algun tiempo se creyó que podría reemplazar á la copelacion; pero que despues se ha visto que sólo era aplicable como medio de concentracion de la plata en los plomos, que debian luego copelarse para obtener en definitiva la plata bruta. Este método es el conocido con el nombre de método de Parkes ó *zincaje* (2).

Desde el año 1842 se habia indicado ya por Karsten que abandonada al reposo en estado líquido una aleacion de plomo y zinc, este último metal subia á la superficie, reteniendo apénas un 2 por 100 de plomo, miéntras que el plomo que ocupaba el fondo de la caldera no retenia por su parte más que $\frac{1}{2}$ por 100 de zinc. Ademas, cuando se procedia sobre plomos de obra, el zinc arrastraba la mayor parte de la plata, y ésta quedaba fija cuando el zinc argentífero se sometia á la destilacion. En la fábrica Friedrichshütte, en Tarnowitz, se hicieron muchos experimentos acerca de estos hechos; pero á la verdad, Karsten no les dió demasiada importancia, é impresionado sin duda por

(1) Debo estas noticias á mi querido discípulo, hoy ingeniero del cuerpo de Minas, D. Alfonso Albarracin, que tuvo la amabilidad de comunicármelas, tan luego como concluida la carrera hizo su primer viaje á Cartagena; y que no pudo obtener mayores detalles por la dificultad de tomarlos en las fábricas donde de todo se quiere hacer un secreto.

(2) A fin de no tener que emplear siempre un rodeo para hablar de este método, me parece conveniente adoptar la palabra *zincaje* para indicarle, imitando la adoptada en francés, *zingage*.

las malas condiciones que comunicaba al plomo la pequeña cantidad de zinc que le quedaba, no pensó en utilizar aquellas propiedades para la desplatacion de los plomos de obra.

Algun tiempo despues, y cuando Bruno Kerl publicó la primera edicion de su *Metallurgia* (1850), ya Parkes habia solicitado en Inglaterra un privilegio para desplatlar el plomo de este modo. Segun Parkes, el plomo fundido debia removerse con el zinc y dejarse luego en reposo: las crasas que se formaban en la superficie quitarse con espumaderas, y despues tratarse con ácido sulfúrico ó con ácido clorohídrico, ó someterse á la destilacion, afinando por último la plata que resultase. El plomo que quedaba debia dulcificarse en un reverbero.

Posteriormente se ha visto que era imposible obtener por medio del zinc una separacion de la plata y el plomo tan completa que no hubiera necesidad más que de afinar la plata obtenida por la destilacion del zinc argentífero; pero que podia muy bien concentrarse la plata en una porcion muy pequeña de plomo, obteniéndose de este modo un producto muy rico y susceptible de copelarse con gran ventaja. Y así es como se emplea en el dia el procedimiento que se va extendiendo bastante por Francia y Alemania.

Los experimentos hechos en Tarnowitz, agitando la mezcla de plomo y zinc en una caldera de hierro fundido durante dos horas y dejándola luego en reposo seis, dieron un resultado muy satisfactorio, relativamente á la desplatacion (1). Una cantidad de 5 por 100 de zinc, agregada á un plomo de obra con 1.406 gramos en tonelada, le desplataba hasta el punto de dejar sólo en él 5 gramos. Una cantidad sólo de $2\frac{1}{2}$ por 100 de zinc agitada una hora con plomo de 936 gramos y dejada en reposo durante cuatro, la desplató tambien completamente.

La dificultad que desde luego presentó el procedimiento, fué la facilidad con que se oxidaba el zinc, que venia á nadar á la superficie del plomo; porque en este estado no disolvia ya la plata. A fin de evitar este inconveniente, se vertia el plomo de obra fundido, sobre el zinc tambien al estado líquido, á través

(1) KERL: *Handbuch der metallurgischen Hüttenkunde*—1.^a edicion, tomo III, pág. 181.—PERCY: *The metallurgy of Lead*, pág. 148.

de un tamiz de hierro. Al cabo de tres horas el plomo se sacaba por un tubo inferior y se agregaba nueva cantidad, consiguiendo, por adiciones sucesivas, elevar la riqueza del zinc hasta 25 por 100 de plata, sin que por esto el plomo dejara de empobrecerse bien y sin que contuviera más que $\frac{1}{4}$ á 1 por 100 de zinc, segun que correspondia á las capas que estaban en el fondo de la caldera ó en contacto con el zinc de la parte superior, cuando se sacaba de aquella. El zinc plomo-argentífero se destilaba luego en la mufia de un horno silesiano, y quedaba una cantidad de plomo de obra con $1\frac{1}{2}$ por 100 de plata, que se podia copelar gastando una tercera parte de lo que hubiera costado la copelacion directa del plomo sometido al zincaje. En Tarnowitz no se adoptó, sin embargo, el procedimiento, por temor de que no afinándose convenientemente los plomos de obra, pudieran perder de valor una cantidad tal, que sobrepusiera la ventaja obtenida con la desplatacion; pero obviado este inconveniente, el método de Parkes, algun tanto modificado, se va extendiendo por Inglaterra y por el continente, reemplazando en bastantes casos al pattinsonaje.

En Braubach, sobre el Rhin (1), se tratan residuos de platería que tienen oro, cobre y zinc, y se procede, por un método semejante al indicado de Tarnowitz, sobre 12 toneladas de plomo, al cual se agregan 2 por 100 de zinc. La operacion dura en conjunto unas doce horas, removiendo la masa metálica durante media, y dejándola luego en reposo otras tres horas ántes de espumar las costras de zinc.

Estas se someten en una caldera pequeña á una licuacion, por medio de la cual se funde y se separa parte del plomo, y con una espumadera se retira la otra parte, que permanece sólida y que es más rica que las costras primitivas. Sin embargo de esto, el plomo lleva tambien alguna cantidad de plata y debe someterse á un nuevo zincaje mezclado con el plomo de obra ordinario.

Para obtener la plata del zinc, se trasforma éste en cloruro por medio de cloruro de plomo, obtenido tratando el litargirio por ácido clorohídrico.

(1) *Mémoire sur l'état actuel de la métallurgie du plomb*, par Mr. Gruner.—*Annales des Mines*, 6.^a série, tomo XIII, pág. 393.

El cloruro se hace obrar en la caldera de fusion sobre las crasas enriquecidas, á la temperatura del rojo oscuro ayudando las reacciones por medio de la agitacion de la masa. Se forma de este modo plomo de obra muy rico, y cloruro zíncico, que viene á nadar en la superficie del baño metálico, y que se retira para someterle á un tratamiento en reverberos ó en hornos de manga.

El plomo pobre que queda impurificado por zinc, se trata del mismo modo con cloruro plúmbico, que convierte en cloruro zíncico el último metal, dejando el plomo muy dulce y con ménos de 10 gramos de zinc en tonelada.

En Pisa se funden en una caldera de pattinsonage 5 toneladas de plomo de obra con 100 á 150 gramos de plata en 100 kilogramos. Se empieza por agregar 30 ó 45 kilogramos de zinc que se introduce en fragmentos dentro de una caja de hierro batido agujereada y cerrada con su tapadera que se sujeta con un pasador. Esta caja está provista de su correspondiente mango que permite introducir el zinc contenido en ella hasta el fondo de la caldera de plomo. Con este aparato se mueve el baño plumizo, y á medida que el zinc se va fundiendo, sube en gotitas á la superficie de aquel, en la cual se va reuniendo. Cuando todo el zinc se ha fundido, se deja en reposo el baño, y al cabo de poco más de una hora se quitan las crasas y se ponen otros 30 kilogramos de zinc en la vasija de hierro, procediendo con ellos del mismo modo y agregando despues de quitar las nuevas crasas que se forman, otra cantidad igual de zinc, lo cual hace en todo de 90 á 100 kilogramos. El plomo queda con 1 gramo á 1,5 gramos de plata en el quintal métrico.

Las crasas ricas se someten, como en Braubach, á una licuacion, y el plomo obtenido en ésta se une al plomo de obra. En cuanto á las crasas enriquecidas, se calcinan al rojo en un crisol con lo cual se volatiliza el zinc y queda una cantidad de plomo rico que se copela en un horno inglés.

El plomo de obra se afina en un reverbero hasta que se logra espulsar enteramente el zinc.

En el Havre (1) se ha establecido la desplatacion por el método

(1) Memoria ya citada de Mr. Gruner, pág. 305.

de Parkes, modificado por Cordurié. La disolucion de la plata en el zinc se hace de un modo semejante á como tiene lugar en Pisa; pero el zinc se oxida luego por medio del vapor recalentado, en vez de calcinarle y perderle.

El plomo se funde en una caldera *a* (Fig. 59), de la cual puede dársele salida á otras dos *dd* colocadas más abajo por medio de tubos *t* con sus tapones. En la figura no aparece más que

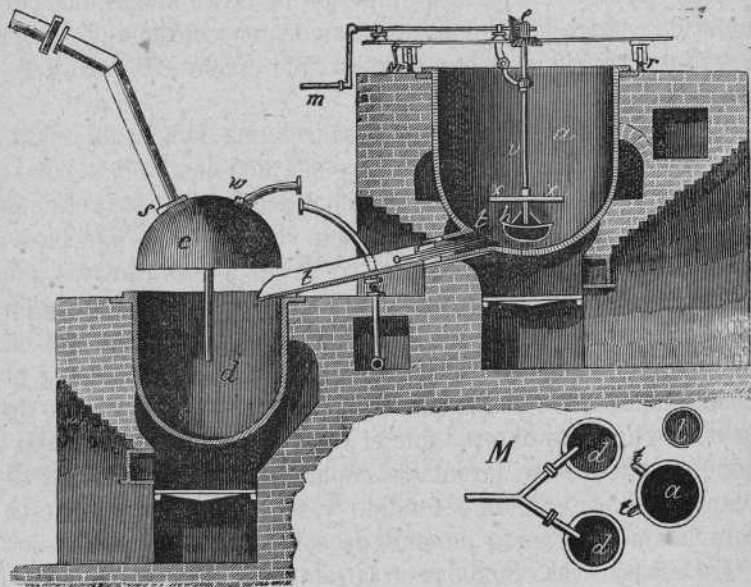


Fig. 59.

un tubo y una caldera; los otros están colocados detrás de estos y proyectados en la misma forma. La parte *M* de la figura indica en proyeccion horizontal y en menor escala la disposicion de las calderas. El zinc se coloca dentro del plomo en una caja de hierro *h* agujereada y sujeta al extremo inferior de un árbol vertical *v* que lleva un poco más arriba de la caja unas paletas en hélice *xx* que agitan el plomo y hacen más largo el contacto de este metal con las gotas de zinc fundido que salen por los agujeros de la caja. El árbol vertical *v* recibe un movimiento de rotacion por medio de la manivela *m* relacionada con él por un engranaje cónico *e*.

Cuando el zinc se ha fundido, se retira de la caldera todo el aparato interior que va montado sobre ruedas *rr* apoyadas en carriles de hierro y se sigue removiendo el metal con espumaderas durante algunos minutos. Despues se deja enfriar y se retiran las costras de zinc formadas, recogiéndolas en una caldera pequeña *l* próxima lateralmente á la *a*.

La operacion se repite otras dos veces, con intervalo de tres horas, y la cantidad de zinc empleada es de 10 kilogramos por tonelada cuando los plomós no pasan de una milésima de plata. Para mayores riquezas hay necesidad de emplear 15 á 20 kilogramos de zinc.

El plomo empobrecido se hace salir á una de las calderas *d*, y cuando está llena se coloca sobre ella una cúpula *c* de palastro con dos tubuluras una *w* para dar acceso al vapor recalentado y otra *s* para la salida del mismo con los óxidos que arrastra mecánicamente. Estos óxidos se llevan á unas cámaras que comunican entre sí alternativamente por arriba y por abajo en las cuales se depositan. El hierro, el zinc y, en presencia de este último, una parte del antimonio, se oxidan fácilmente al mismo tiempo que una pequeña porcion del plomo. Al cabo de unas tres horas se observa que el vapor de agua no se descompone, y entónces se levanta la cúpula, se recogen las costras reunidas sobre el plomo fundido y se moldea éste que está completamente exento de zinc, de cobre y casi de antimonio.

Las erasas ricas obtenidas en la caldera *a* se licuan en la calderita lateral *l*, y se obtiene plomo, que se une al de obra, y unas costras zincíferas aún más ricas que se tratan como el plomo pobre en una de las calderas *d*. El zinc se oxida y queda en el fondo un plomo de obra con 1 á 2 por 100 de plata, que se copela.

Los óxidos obtenidos en esta caldera se someten á un lavado que da granallas de plomo rico para agregarlas al plomo de obra, y óxidos que se tratan por ácido clorohídrico diluido y frio que disuelve sólo el cloruro de zinc y deja una mezcla de oxicluros y subcloruros de plomo, plata y antimonio que dan, por su fusion en una caldera, nuevo plomo de obra.

La economía relativamente al tratamiento de los plomos de obra por cristalización, parece muy grande con este sistema.

Miéntas que por el pattinsonaje sólo pueden tratarse en veinticuatro horas 10 toneladas de plomo, siendo necesarios para manejar los aparatos cincuenta á cincuenta y dos obreros, y consumiéndose 45 á 50 por 100 de hulla, por el sistema Cordurié se tratan en veinticuatro horas 20 toneladas, con un consumo de 10 por 100 de hulla y sólo veintitres hombres. La pérdida que ántes llegaba para los plomos puros á 4 por 100 y para los impuros á 6, se reduce también á 1 por 100 para los primeros. El trabajo es ménos penoso y el plomo más puro.

En el día no se hace uso en el Havre de los aparatos Cordurié, sino que la operacion del zincaje se verifica del mismo modo que vamos á indicar, que se hace en Prusia.

En la fábrica de Call (Eifel, Prusia), se ha establecido también recientemente el zincaje para la concentracion de los plomos de obra (1). Estos se funden en calderas de hierro colado de 2^m,50 de diámetro por 60 centímetros de profundidad, cada una de las cuales puede contener 15 toneladas. Al cabo de diez horas la fusion, que se hace poco á poco, está completamente terminada. Conseguído esto se introducen en la caldera 90 kilogramos de zinc y se remueve durante veinte minutos con una gran espumadera para mezclar bien los metales. Despues se deja en reposo el baño durante otros veinte minutos y se quitan las espumas que pesan unos 50 kilogramos y contienen todo el oro y casi todas las impurezas del plomo, á excepcion del antimonio.

Terminada la extraccion de las espumas se vuelve á calentar la caldera y se agregan 50 kilogramos de zinc, removiendo por espacio de otros veinte minutos y dejando luego en reposo unas dos horas, al fin de las cuales se ha solidificado el metal sobre los bordes de la caldera. Se separa esta parte sólida con un espeton de corte y se saca con una espumadera, repitiendo la operacion tres y hasta cuatro veces.

Se llena entónces la caldera con plomo de 100 gramos de plata en tonelada, y se repite la operacion que se habia verificado despues de la segunda adiccion de zinc.

(1) *Note sur le procédé de desargentation des plombs d'œuvre appliqué à l'usine de MM. Herbst, frères, à Call (Eifel), par MM. R. Zeiller et A. Henry.*—*Annales des mines*, 6.^a série, tomo xvii, pág. 447.

En las tres operaciones se tardan próximamente unas veinticuatro horas, en cuyo tiempo se obtienen 500 kilogramos de espumas y unas 3 toneladas de costras metálicas recogidas en las dos últimas adiciones de zinc. Estas costras se licuan en una caldera y dan un plomo de 100 gramos en tonelada, que sirve para hacer adiciones en la primera caldera, y espumas que no se liquidan, cuyo peso no pasa de unos 400 kilogramos y que tienen de 2 á 3 por 100 de plata.

El plomo empobrecido no contiene más que 2 gramos de plata en tonelada y $\frac{1}{2}$ por 100 de zinc. Para purificarle se echan sobre el baño 150 kilogramos de sulfato de plomo y 50 de sal marina, que por su mútua reaccion producen sulfato de sosa y cloruro plúmbico. Este á su vez convierte el zinc en cloruro y el plomo metálico producido se añade al que ya contenia el baño. Durante esta operacion, que tarda en verificarse unas veinticuatro horas, se mantiene la temperatura al rojo oscuro, y se queman en el hogar 400 kilogramos de hulla. De cuando en cuando se toma una muestra del plomo, se vierte una lingotera y se observa si presenta al solidificarse una línea blanca central. Cuando no se percibe ésta, el plomo está bastante afinado (1).

La escoria formada sobre el baño por el sulfato sódico y el cloruro zíncico se quita, y para purificar el plomo del antimonio que aún contiene, se agregan unos 40 kilogramos de cal viva, removiéndola con un rastro de hierro; despues de unas doce horas se quita la cal, se berlinga el plomo durante un cuarto de hora, se limpia la superficie y se moldea.

Las crasas ricas, se ponen en cantidad de 1.500 kilogramos, en una caldera chata de forma elíptica, mezcladas con 450 kilogramos de cloruro doble de potasio y de magnesio (2), y 150 kilogramos de sal amoniaco. Esta mezcla se calienta á 400° durante tres dias y se produce cloruro zíncico y plomo rico, desprendiéndose amoniaco. El plomo se deja correr á una caldera inferior, y las crasas se tratan por plomo fundido, en cantidad de 250 á 300 kilogramos, para quitarles la plata que aún con-

(1) MM. Zeiller y Henry pretenden que esta señal descubre cantidades de zinc no apreciables por la análisis.

(2) *Carnalita*, explotada en las inmediaciones de Call, en Stassfurt.

tienen. El plomo obtenido se reúne al otro, y se obtienen así, en la caldera más baja, 1.500 kilogramos de plomo con 2,7 por 100 de plata, que se copela.

Las crasas que quedan después de la adición de plomo, se reúnen á las producidas en el primer zincaje y se refunden en hornos de cuba, produciendo plomo con 7 á 8 kilogramos de plata en tonelada, que se somete al procedimiento separadamente, y produce por su copelación una plata con $\frac{1}{1000}$ de oro.

Las crasas obtenidas en la purificación del plomo, se tratan también en hornos de cuba y producen plomo antimonioso, que se purifica nuevamente con cal. Las crasas que produce este tratamiento se vuelven á fundir del mismo modo, y el plomo obtenido, que es muy ágrío, se funde en una caldera con $\frac{1}{2}$ por 100 de nitrato de sosa, y queda á propósito para venderle con destino al moldeado de caracteres de imprenta.

Este método tiene la ventaja de dar en poco tiempo una gran cantidad de plomo para el comercio, de producir muy pocas pérdidas, de ser barato y de no ofrecer peligros para los obreros, porque verificándose todas las operaciones á una temperatura bastante baja, no hay apenas vapores de plomo que produzcan en ellos la intoxicación saturnina.

COPELACION.

La separación completa de la plata que contienen los plomos de obra, cuando existe en ellos en cantidad bastante, bien porque la contengan desde luego los obtenidos del tratamiento de las menas, bien porque procedan del pattinsonage ó del zincaje, se verifica por medio de la copelación. Esta, que se conoce y se aplica desde muy antiguo, consiste, lo mismo en grande en las operaciones industriales que en pequeño en los laboratorios, en someter la aleación de plomo y plata á una acción oxidante, enérgica que convierta aquel en litargirio y deje ésta en estado metálico. El litargirio fundido se deja correr fuera del horno en que la operación tiene lugar, en vez de empaparle, como se hace en los laboratorios, en la masa de la copela; y cuando la plata

queda con una pequeña cantidad de metales extraños, se saca y se afina para introducirla en el comercio.

La sustancia de que se construye la plaza en que descansan inmediatamente la aleacion primero y la plata bruta despues, tiene una gran influencia en la operacion y necesita escogerse con cuidado, porque debe satisfacer á las condiciones de no poder reducir el litargirio, de no experimentar cambios de estructura por el calor y de no fundirse ni descomponerse áun cuando absorba alguna cantidad de óxido de plomo. Esto proscribire por completo la brasca, las escorias y todas aquellas sustancias silíceas que combinadas con algo de óxido plúmbico pudieran producir un silicato fusible al rojo vivo, que es la temperatura que se ha de producir durante la operacion.

La construccion de los hornos, la materia que constituye la *copela* ó *gabeta*, es decir, la plaza de los mismos, y hasta cierto punto, la manera de conducir la operacion, establecen diferencias muy notables y dan lugar á dos métodos de copelacion distintos; el *aleman* y el *inglés*. En el primero, la bóveda del horno es móvil; la plaza fija, está constituida por una capa de marga y la operacion se lleva en la generalidad de los casos de una sola vez, cargando á un tiempo en el horno todo el plomo que debe copelarse: en el segundo, la bóveda del horno es fija; la plaza móvil, se hace de huesos calcinados mezclados con cenizas de leña sin lavar, humedecidas con una disolucion de carbonato de potasa, y la carga del plomo de obra que debe copelarse en una operacion, se hace siempre sucesivamente y en porciones pequeñas con relacion á la cantidad total que debe recibir el horno, sin interrumpirse la marcha del procedimiento.

Copelacion alemana.—Los hornos alemanes para la copelacion, llamados comunmente *copelas alemanas* están representados en la figura 60. En ella, *a* es el cenicero, *r* la regilla, *b* el puente; *m* es una capa de ladrillos sobre la cual se apisona la verdadera copela, cuya altura es de 13 á 16 centímetros. Bajo la capa de ladrillos *m* hay un lecho *n* de escorias, que reposa sobre la mampostería, en la cual se cruzan los canales de humedad *qq*. La copela y las capas inferiores de ladrillos y de escorias *m* y *n* están sujetas por un fuerte muro *ll* construido de grandes sillares, y sobre este muro, cuya forma es cir-

cular, se apoya un pequeño murete de ladrillos *kk* en el cual están practicadas las toberas (1). Estas son móviles y su parte anterior está provista en las fábricas alemanas de una chapa ligera de palastro, sujeta con una charnela en la parte superior, y que la corriente de viento levanta por la inferior, tomando á

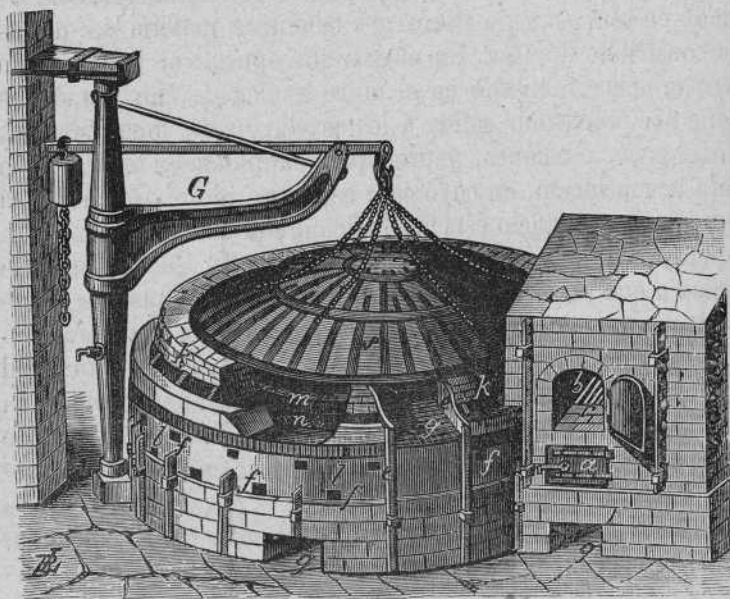


Fig. 60.

consecuencia de la presión que sobre ella ejerce la chapa una dirección descendente en virtud de la cual verifica más directamente su acción oxidante sobre el baño metálico. En muchas de las fábricas, el viento está suministrado por fuelles de madera y estas chapitas, llamadas *mariposas* (*papillons*) por monsieur Rivot, en su tratado de la Metalúrgia del plomo, evitan también, haciendo el efecto de válvulas, que al verificarse la

(1) Los alemanes distinguen estas toberas de los hornos de copela á las que llaman *Kannen* de las de los demás, que designan con el nombre de *Formen*. En español, en francés, en inglés y en otros idiomas, no se hace esta distinción.

aspiracion, pueda introducirse en los fuelles algo de la llama; *g* es la puerta de trabajo ó la *via de los litargirios*, es decir, el orificio por el cual éstos salen fuera del horno. Como frecuentemente hay que trabajar en él, está revestido lateralmente por dos planchas de hierro *ee* que penetran en la mampostería y llegan hasta los cimientos. El piso de esta puerta está formado en una pequeña altura por la misma materia de que se ha construido la plaza. En el extremo opuesto al hogar existe otro orificio practicado en el muro anular de ladrillos *k* que tiene por objeto dar salida á los productos de la combustion. En algunas ocasiones, y principalmente cuando se usa hulla para la copelacion, en cuyo caso es necesario un tiro fuerte en el hogar, este orificio está en relacion con una chimenea, bien de chapa de hierro, bien de mampostería. En los hornos antiguos en que no existia verdadero hogar, el combustible se introducía por esta abertura y de esto procede la denominacion de *atizadero* (*Schurloch*) que aún conserva. En la actualidad sirve tambien este orificio en algunas fábricas, por ejemplo, en Freiberg, para introducir la *recarga* ó parte del plomo que debe copelarse y que no se habia podido colocar en un principio sobre la plaza.

Sobre el muro *k* descansa la bóveda ó *sombrerete s*, que consiste en una armadura de forma de casquete esférico, construido con chapas de hierro, reforzadas con algunos anillos y unidas por clavos, cuyas puntas redobladas en el interior, pero no aplastadas completamente, sirven, en union con las de otros clavos puestos en los anillos y redoblados del mismo modo, para sostener la capa de arcilla refractaria con que se reviste interiormente. Algunas veces, para unir mejor la arcilla al hierro de éste se pone entre estas puntas redobladas, que se llaman *plumas* (*Federn*), un enrejado de alambre. Por el lado que corresponde al hogar, el sombrerete está cortado por un plano vertical, á fin de poder unirse perfectamente con el muro de aquel, cuyo paramento interior corta algo el círculo de la plaza. Todos los huecos que pueda haber entre el sombrerete y el muro *k*, y en las demas partes del horno, se rellenan bien con arcilla.

De los anillos que refuerzan el sombrerete salen unas cadenas,

en número de seis á siete, que se reunen en un anillo central, por medio del cual se suspende aquel á una grua *G*, que permite levantarle y separarle á un lado del horno, cuando es preciso hacer la plaza y la carga. Esta grua, que era de madera y toscamente construida en los hornos antiguos, se hace en los nuevos de fundicion como aparece en la figura.

Como el trabajo en los hornos de copela alemana tiene que ser forzosamente interrumpido, el sombrerete puede servir para dos hornos, uno de los cuales trabaja con él, mientras que en el otro se renueva la plaza; para esto no hay necesidad más que de construir los hornos á igual distancia del eje de la grua, y en la posicion á propósito para que el sombrerete pueda colocarse en ambos.

Todo el horno debe estar provisto de sus correspondientes canales de humedad *ff*, y de un fuerte engatillado de hierro. En el caso de que el horno tenga chimenea, es conveniente colocar una campana sobre la puerta de trabajo y ponerla en comunicacion con aquella por medio de un tubo. Así se evita bastante la molestia que los vapores plumizos ocasionan á los obreros.

En la generalidad de los casos los hornos tienen en la extremidad opuesta á la puerta de trabajo dos toberas, cuya inclinacion es tal, que las corrientes de viento se cortan en el centro de la plaza; alguna, aunque rara vez, se emplean tres toberas. Tambien es raro, aunque se usa en algunas localidades, hacer la plaza elíptica en vez de hacerla circular.

Las plazas se construyeron durante algun tiempo con una mezcla de cenizas de leña lavadas y calcinadas, y un poco de cal viva; pero modernamente se emplean para hacerlas las margas naturales ó una mezcla, tan íntima como sea posible, de arcilla y caliza, en la proporcion de una parte de la primera para 3 ó 4 de la segunda. Las margas ó las arcillas y calizas que han de servir para hacer la plaza de la copela, se bocartean, se criban y se rocían con agua, dejándolas secar despues hasta conseguir que un trozo apretado en el hueco de la mano se aglomere sin dejar humedad. Para conseguir mejor este objeto, se forma con ellos un monton de unos 3 metros cúbicos, que se deja en reposo durante doce horas; pasado este tiempo se remueve bien toda la masa con una pala y se forma un segundo monton que

se deja en reposo como el primero otras doce horas: esta operacion se repite por tercera vez, y cuando ha terminado, se puede considerar la mezcla bien homogénea y la humedad la conveniente.

Para formar las copelas se agrega siempre á las tierras nuevas la cantidad de la copela sobre que se hizo la operacion anterior, que no habia sido impregnada de litargirio: ésta se separa con cuidado despues de arrancar la copela del horno terminada una operacion, se muele y pasa á formar parte de la nueva plaza.

Preparada de este modo la materia que ha de constituir la copela, se apisona fuertemente sobre la plaza de ladrillos *m*, bien introduciendo de una vez toda la que ha de necesitarse, bien poniéndola por capas sucesivas, que se apisonan cada una de por sí. En general se usa el primer método, porque así se consigue formar un cuerpo más compacto de toda la plaza. Cuando se hace por tongadas suele hendirse por las superficies de union de unas con otras.

La cantidad de masa que se necesita, depende de las dimensiones del horno. Colocada sobre la capa de ladrillos, dos hombres, armados de pisones de madera, con cuatro puntas de 12 á 15 centímetros de longitud, la golpean, formando espirales, que van del centro á la circunferencia y de la circunferencia al centro, hasta que adquiere una consistencia tal, que las puntas de los pisones no penetran en ella á cada golpe más de un centímetro. Plattner considera bastante compacta una copela que no recibe la impresion del dedo, cuando se comprime con él.

Cuando se ha obtenido este resultado, se termina la igualacion de la superficie con otros pisones lisos de hierro fundido, dándole la forma de un casquete esférico, cuyos bordes se elevan hasta la altura del puente, y cierran en parte la puerta de trabajo y el atizadero. El mayor grueso de la copela está en el fondo, y debe llegar, como se ha dicho ántes, á 13 ó 16 centímetros; en la proximidad de la pared cilíndrica no debe bajar de 10, y en este punto debe estar más apisonada, porque es más fácil que se corroa por la accion disolvente de los litargirios.

La buena marcha de la copelacion depende en mucha parte del modo de apisonar la copela; cuando no está bien compacta

y se hiende, pueden resultar pérdidas muy considerables de plata en el último período; por consiguiente, no debe economizarse ni mano de obra ni vigilancia, á fin de obtener una copela de buenas condiciones: en un horno de dimensiones regulares (3 metros de diámetro), los dos obreros tardan doce horas en apisonar convenientemente la masa.

La carga se hace ántes de colocar el sombrerete. Cuando se copelan plomos sin refinar, se coloca de una vez en la plaza todo el que ha de someterse al procedimiento en aquella copela; pero cuando se trabaja con plomos suficientemente refinados ó que han sufrido el pattinsonage, no hay inconveniente en hacer una recarga (*Nachsetzen*), que se verifica cuando los litargirios que han salido han dejado el espacio preciso. Debajo de los galápagos de plomo se coloca ántes de hacer la carga una capa de paja.

La disposicion de éstos debe ser tal que quepan en el horno la mayor cantidad posible; deben ensayarse de antemano, y áun seria preferible á tomar uno ó dos bocados de cada uno de ellos, hacer el ensayo sobre una cucharada del plomo que constituye la carga, despues de que estuviera fundido, porque de otro modo la reparticion irregular de la plata en los galápagos puede inducir á algun error (1).

En cuanto la carga ha terminado, se hace girar la grua hasta que el eje del sombrerete venga á pasar por la vertical del eje del horno; entónces se baja y se coloca sobre el murete λ enlodando perfectamente las juntas y tapando el atizadero y la puerta de trabajo. Despues se pone en el hogar un fuego fuerte, y la fusion principia pronto, quedando terminada al cabo de algunas horas.

La introduccion del pattinsonage en la concentracion de los plomos destinados á copelarse por el método aleman, ha producido en éste una variacion esencialísima, puesto que ha hecho desaparecer de la operacion los dos primeros períodos; pero como esta concentracion no es indispensable, siempre que no

(1) Segun se ha dicho ya en la página 357, no es conveniente someter al pattinsonage plomos que contengan más de 2.225 kilógramos de plata en quintal métrico.

se trate de trabajar con *recarga*, es conveniente describir la operacion tal y como se verificaba ántes de la invencion de Pat-
tinson, y tal como aún se verifica en aquellas localidades en que,
obteniéndose plomos de obra bastante ricos, no hay convenien-
cia en someterlos á la cristalizacion.

Poco despues de empezada la fusion, el baño metálico em-
pieza á recubrirse de una costra mal fundida, que consiste en
su mayor parte en una mezcla
de óxido de plomo con los óxi-
dos de los cuerpos estraños que
acompañaban al metal. Estas



Fig. 61.

crasas, llamadas *abzugs* se van quitando de la superficie del
baño con un rastro de madera, y la temperatura se va elevando
hasta el rojo oscuro; del cual no debe pasarse miéntras los
abzugs tengan un color pardo que indica la presencia de meta-
les estraños. Algunas horas despues de la fusion del baño, los
óxidos se hacen bastante fluidos para correr por sí solos, ocu-
pando el espacio que hay entre la plaza y los bordes de la torta
metálica que no moja la copela, y por lo tanto, forma sobre
ella una masa lenticular *p*, como indica la figura 61. Entónces se
practica en el borde de la copela por la puerta de trabajo una
ranura inclinada al exterior, y cuya parte más alta no llega al
plomo fundido, pero sí al espacio ocupado por las materias oxi-
dadas, que mojando la tierra de la plaza, presentan la forma indi-
cada en la parte *e* de la figura y pueden fácilmente salir por
ella.

El momento oportuno para empezar á dar viento varía segun
las fábricas; en algunas de ellas se empieza á hacer marchar los
fuelles en cuanto se han sacado los abzugs; en otras se mantie-
ne el baño fundido sin lanzar viento sobre él, miéntras que se
forman óxidos cuyo color oscuro indica la presencia de metales
extraños; el primer procedimiento, segun Mr. Rivot, tiene el
inconveniente de que si bien acelera la formacion de los litar-
girios impuros, ocasiona más pérdidas por volatilizacion y
aumenta la cantidad de materias que no pudiendo venderse di-
rectamente, necesitan someterse á un tratamiento ulterior.

Los productos poco fusibles que se forman despues de los
abzugs, y que ya no tienen el color oscuro de éstos, se llaman

abstrichs y se componen principalmente de óxido, arseniato y antimoniato de plomo. Su cantidad varía naturalmente con la de arsénico y antimonio que el plomo de obra contenia; pero no puede considerarse como llegado el verdadero período de la formacion de litargirios, mientras existan algunas cantidades de estos cuerpos en el baño metálico.

Cuando el color y la fluidez de los óxidos formados indica que empiezan á formarse los litargirios del comercio, el horno debe estar al rojo vivo, y segun Mr. Rivot, entónces debe empezarse á lanzar el viento, con una presion de 42 á 43 milímetros de azogue. El viento debe tener una inclinacion bastante fuerte, y esto se consigue en Alemania con la disposicion indicada para las toberas; en Francia, donde se copelan muchos plomos por el método aleman, las toberas no tienen *mariposas*, sino que son de forma rectangular apaisada y tienen una altura de un centímetro por una longitud de 4,6 á 4,8. En todos casos puede variarse la inclinacion de las busas, para dirigir á voluntad el dardo de viento á una ú otra parte del baño de plomo.

La presion del aire debe ser tal que produzca en el baño la separacion del litargirio y la formacion de ondulaciones que se transmitan con regularidad hasta el extremo opuesto de la plaza en el cual está situada la puerta de trabajo. Debe pasar por bajo de la llama del combustible, para no afectar el tiro y para no hacer salir por la puerta de trabajo los vapores plumizos que llenan siempre el horno y que son muy perjudiciales á la salud de los obreros.

Cuando se procede con *recarga* ésta debe empezar al principio del período de los litargirios (1). La marcha del horno durante este período necesita una gran atencion y una gran práctica por parte de los obreros: si el calor y el viento son excesivos, hay pérdidas considerables por volatilizacion; si el viento

(1) No ofrece inconveniente cuando en las fábricas hay plomos de distinta procedencia, empezar la copelacion con los que sean ricos é impuros, aun quando se trabaje con recarga: lo necesario es que los plomos con que se hace ésta esten convenientemente dulcificados para no introducir sustancias extrañas al óxido de plomo en los litargirios del comercio.

es débil, las ondas formadas en el litargirio son poco marcadas, y se diferencian poco de las producidas en el plomo, y en este caso es fácil que los litargirios arrastren algo de metal.

Durante todo el período de la formacion de litargirios, éstos corren por la reguera practicada en la puerta de trabajo, y, ó se reciben en el exterior en calderas de fundicion, ó se dejan amontonar en la delantera del horno. Como á consecuencia de la forma que presentan dentro del horno, la torta metálica y la masa de litargirio, indicada en la figura 61, existe siempre un espacio que sólo está ocupado por el último, el obrero debe cuidar de ir rebajando la vía de los litargirios conforme disminuye la masa metálica, á fin de que puedan aquellos correr constantemente al exterior. La extremidad interior de esta reguera debe estar más cerca del borde de la copela que el medio del espacio *e* y de este modo en las ondulaciones producidas por la presion del viento, no puede salir el metal mientras que el litargirio corre constantemente á medida que se forma.

La naturaleza de los litargirios varía con el período de la operacion en que se obtienen. Al principio, aún contienen algunas impurezas que les comunican un color oscuro: despues le presentan amarillo ó rojo, y por último, como el espacio *e* se va haciendo cada vez más pequeño á medida que la torta metálica disminuye, y va estando más léjos de la puerta de trabajo, es imposible evitar que salgan por la vía de los litargirios grannallas de aleacion, que siendo ya muy rica, hace subir de un modo muy notable su contenido en plata. Tanto estos como los primeros, deben revivificarse para obtener el plomo que contienen.

Cuando se obtienen litargirios rojos, ordinariamente no se revivifican, sino que se venden en tal estado. La composicion química es sensiblemente la misma en los litargirios rojos y en los amarillos, y ambos parecen ser modificaciones isoméricas de un mismo cuerpo, que no pueden obtenerse siempre á voluntad porque no se saben las condiciones precisas en que se forman unos y otros. Segun los experimentos repetidamente practicados en diferentes fábricas, los litargirios rojos se forman preferentemente cuando se procede sobre plomos muy puros, y cuando el enfriamiento es muy lento. Mr Rivot pre-

tende explicar el color que presentan por un principio de peroxidacion; pero esto está en desacuerdo con el hecho sentado por Plattner y por otros autores y reconocido por el mismo Rivot, de que ambas clases de litargirios son modificaciones isoméricas de un mismo cuerpo y que, por lo tanto, no varían en su composicion química, lo cual no seria exacto si en unos hubiera más cantidad de oxígeno que en los otros.

La testura de unos y otros litargirios es tambien distinta; miéntras que los amarillos se presentan bastante compactos y cristalinos, los rojos se producen casi siempre en hojuelas ó laminitas. Esta diversa testura se explica por la propiedad que tiene el litargirio, como la plata, de absorber oxígeno á una elevada temperatura, y de abandonarle cuando ésta decrece; si el enfriamiento es rápido, el desprendimiento se verifica como en el *galleo* de la plata, y la masa queda compacta. Si el enfriamiento tiene lugar en masas considerables, á medida que las capas superiores se van solidificando, las inferiores llegan á la temperatura á que tienen que abandonar el exceso de oxígeno que contenian; la presion del gas, en el interior de la masa encerrada por la costra sólida, hace estallar ésta en muchos puntos y le da la testura de pajillas que presentan los litargirios rojos. La circunstancia de formarse éstos en presencia de una cantidad de oxígeno en las condiciones más oportunas para la oxidacion, ha hecho suponer á Mr. Rivot que podia formarse en ellos alguna cantidad de minio.

Los litargirios del comercio se someten siempre á un molido y un lavado para separar las costras exteriores (que son amarillas), y las granallas de plomo que pueden contener, de los litargirios rojos que se venden directamente. Es natural, por lo tanto, que se procure obtener la mayor cantidad posible de esta clase de litargirios; y por esta razon se procura enfriarlos lentamente, ya dejándolos correr por la delantera del horno, á cuyo pié se reunen en grandes bloques, como sucede en Alemania, ya recogiénolos en calderas de hierro, de dimensiones bastante considerables, calentadas previamente, ya dejándolos correr á una especie de reposador, formado en un macizo de marga que se halla en la proximidad de la puerta de trabajo.

A medida que la copelacion avanza, la torta metálica va dis-

minuyendo de volúmen, y la cantidad de litargirios va siendo insuficiente para cubrir toda su superficie: empiezan á presentarse éstos formando primero sólomente nubes, y luego masas reticulares sobre el baño metálico, y por último, sólo se perciben como ligeras películas irisadas que pasan fugaces por la superficie de la aleacion, y escurriendo por sus bordes, vienen á caer sobre la plaza.

Durante todo el período de la copelacion, la torta metálica está sometida, no sólo á la temperatura del horno, producida por el combustible que se quema en el hogar, sino á la producida por la combustion del plomo que la constituye; resulta de aquí que su temperatura es más elevada que la del resto del horno, y que esta diferencia no desaparece hasta tanto que, á consecuencia de la oxidacion ó combustion del plomo, va faltando el combustible especial que producía aquel aumento. Cuando la casi totalidad del plomo se ha quemado, y sólo queda una parte muy pequeña, insuficiente para recubrir con su óxido toda la plata, la temperatura de la torta empieza á decrecer; pero hay un momento en que limpia su superficie, y más caliente aún que el resto de la copela, refleja vivamente la bóveda del horno, y se cubre despues de una cutícula que ya no se funde bien, en virtud del descenso de temperatura y que oscurece el brillo de la plata. Este fenómeno, que sólo puede observarse en el pequeño intervalo en que los litargirios no se forman en bastante cantidad para recubrir la plata, pero en que aún conserva ésta un calor más elevado que la copela, se llama el *relámpago* (*Silberblick*), y cuando se verifica, aún contiene la plata 2 ó 3 por 100 de plomo.

En la generalidad de las fábricas, llegado este momento, se rocía con agua la torta de plata y se extrae del horno cuando está sólida: las impurezas que contiene, que son plomo, cobre y algunas veces bismuto, se le quitan sometiéndola á un afino en hornos especiales. La manera de verificar el afino de la plata, se explicará al tratar especialmente de su metalúrgia. Algunas veces se continúa el viento despues del relámpago, y se aumentan algo su presion y la cantidad de combustible; así se oxidan las últimas impurezas, y al cabo de cierto tiempo, la superficie de la plata permanece constantemente limpia y refleja como un

espejo las irregularidades de la bóveda del horno, quedando completamente fina; pero este procedimiento es vicioso, porque á una temperatura muy elevada y con una corriente gaseosa muy activa, hay siempre grandes pérdidas de plata por volatilizacion. En algunas ocasiones se favorece la oxidacion removiendo la torta de plata.

El relámpago se verifica con más claridad cuando las copelas son algo profundas, que cuando son próximamente planas; porque en aquellas la torta metálica forma una masa lenticular más convexa y corren más fácilmente los litargirios.

Terminada una copelacion, se levanta la bóveda del horno y se separa á un lado por medio de la grua. Cuando está frio, lo cual sucede al cabo de unas veinticuatro horas, se deshace la copela y se separa cuidadosamente la parte impregnada de óxido de plomo, que en general presenta un espesor de 5 á 7 centímetros, para fundirla y obtener el plomo que contiene (el cual es muy puro y rico en plata). Se funde generalmente en hornos de cuba, unas veces por sí sola y otras agregándola en el tratamiento de las menas. La parte que no está impregnada se remuele, y se humedece para formar, como se ha dicho ántes, una nueva plaza.

Cuando se procedia sobre plomos relativamente pobres, y aún no se conocia el pattinsonage, en algunas fábricas no se llevaba la copelacion hasta el relámpago, sino que se detenia cuando el plomo habia adquirido cierta riqueza, sangrándole entónces y procediendo á una nueva carga. Despues se copelaba el plomo rico hasta el relámpago, y se afinaba la plata. Las ventajas eran considerables, sobre todo por el mejor manejo de la operacion; pues operando siempre sobre cantidades de materia bastante grandes, el obrero podia dirigir la salida de los litargirios de modo que arrastraran ménos granallas de plomo. La formacion de la vía de los litargirios, se hace tanto más difícil cuanto más pequeña es la torta metálica, y por consiguiente cuanto más lejos está de la puerta de trabajo. Procediendo sobre plomo pobre, y llevando hasta el relámpago la operacion, la torta metálica era muy chica; la formacion de la reguera en los últimos períodos, es decir, cuando la masa era ya muy argentífera, ofrecia una gran dificultad, y se originaban, si no pérdidas de

plata, al ménos el paso de grandes cantidades á los litargirios, de los cuales era preciso luego obtenerla, parte por lavados, y parte por una nueva fusion y copelacion. En el caso de proceder parcialmente, segun se ha dicho, se deja enriquecer el plomo hasta que tenga 8 por 100 de plata, y entónces aún la masa metálica está bastante cerca de la puerta de trabajo para arreglar bien la salida del óxido de plomo. Despues se procede sobre un plomo muy rico, y por consiguiente la torta de plata bruta es grande y se dirige tambien fácilmente la salida del litargirio.

Ademas de esta ventaja con el método indicado, se tiene la de una pérdida menor de plata por volatilizacion. Esta tiene lugar principalmente al fin de la operacion y es en cierto modo proporcional á la superficie de la torta. Si, pues, ésta es muy grande, su superficie es relativamente á su volúmen, mucho menor que en el caso de dividirse la misma cantidad de plata en varias tortas pequeñas, y la volatilizacion se disminuye por este concepto. Ademas, el relámpago se aprecia tanto más fácilmente cuanto mayor es la torta.

Todas estas consideraciones, sobre las cuales insiste mucho Mr. Rivot en su Metalúrgia del plomo, han perdido su importancia una vez admitido el pattinsonage como operacion preliminar á la copelacion alemana, porque de este modo se puede proceder siempre sobre plomos de 1^k,500 á 1^k,600 de plata en 100 kilógramos, y por consiguiente sumamente ricos.

La pérdida de plomo obtenida en la copelacion no es insignificante; como depende en su mayor parte de la volatilizacion del metal, es más considerable cuando la copelacion se hace despacio y á muy alta temperatura. Ademas, se pierde tambien alguna cantidad de plomo al reducir los productos oxidados, fondos de copela, etc. La plata se pierde en muy pequeña escala por volatilizacion; y ésta es tanto mayor cuanto más precipitadamente se copela. La plata oxidada que va con los litargirios se obtiene en su mayor parte por el tratamiento de éstos.

Las dimensiones de los hornos de copela alemana, varian mucho de unas fábricas á otras, y dependen de la cantidad de plomo que se copela de una vez; tomando como tipo las de los usados en Freiberg, son las siguientes:

La carga es de 9.000 kilogramos de plomo y de ella se obtienen 34 á 36 de plata, 1.090 de abzugs y abstrichs, 460 de litargirios impuros, 6.398 de litargirios del comercio, de los cuales cerca de 2.000 son rojos y el resto amarillos, 1.800 de fondos de copelas embebidos de óxido de plomo y alguna cantidad de humos.

El tiempo empleado en una operacion es el siguiente:

Para quitar la copela que ya ha servido.....	3 horas.
Para apisonar la nueva y hacer la carga.....	8 "
Para fundir el plomo.....	10 "
Para la formacion de productos impuros.....	10 "
Para la formacion de litargirios del comercio.....	20 "
Para la presentacion del relámpago despues que dejan de formarse los litargirios	2 "
Para el enfriamiento de la plata bruta.	3 "
Para el enfriamiento del horno.....	24 "

TOTAL..... 80

Las toberas en esta fábrica son tres en vez de dos, y no tienen *mariposas*.

El viento empieza á lanzarse en cuanto se ha fundido el plomo, es decir unas diez horas despues de hecha la carga y unas cuarenta y cinco despues de terminada la operacion anterior; por consiguiente, los fuelles están en actividad treinta y cinco horas seguidas. Los litargirios se recogen en cubos de fundicion de una cabida de 180 á 200 kilogramos.

Cuando los litargirios se forman en cantidad bastante pequeña para que no puedan correr por sí solos fuera del horno, la torta deja de presentar las ondulaciones regulares que se observan en la operacion desde las toberas á la puerta de trabajo, y en su lugar se presenta una especie de ebullicion que va creciendo durante una hora y disminuye despues hasta cesar por completo media hora ántes del relámpago. La torta se cubre entónces de películas irisadas que se mueven rápidamente sobre ella y que semejan á un velo continuamente agitado sobre la superficie brillante del metal; por último, este velo empieza á desaparecer por el punto más próximo al tragante y se verifica el relámpago.

En esta fábrica no se procura el enfriamiento de la torta echando agua sobre ella, sino que se sigue lanzando el viento y añadiendo combustible cinco minutos despues del relámpago. Pasado este pequeño intervalo se quita el fuego del hogar pero no se interrumpe el viento, sino que por el contrario, se abren todas las puertas y se lanzan 9 á 10 metros cúbicos por minuto durante tres horas, que es el tiempo necesario para enfriar la plata. El empleo del agua se abandonó porque con él la plata *echaba raíces*, es decir, que, fisurada la copela por el enfriamiento brusco, entraban en las grietas cantidades de plata que llegaban hasta un kilogramo y que la adherian fuertemente á ella.

Cuando no se enfria ni con agua ni con viento frio, la torta *gallea*, á lo cual llaman en la localidad *champignonner*.

La ley de la plata copelada varia de 900 á 920 milésimas de fino.

El combustible es leña, de la cual se consumen en cada operacion unos 3.000 kilogramos. La pérdida de plomo es de 10 por 100, referida al plomo de obra. Cada operacion necesita emplear cuatro obreros y dos muchachos, divididos en dos relevos; este personal hace la copela y la carga y dirige la operacion; pero es necesario que se le lleven todas las materias al pié del horno.

MÉTODO DE CLAUSTHAL.—En Clausthal, en el Alto Hartz, se copelan en treinta y dos horas 8.400 kilogramos de plomo. En hacer la copela se tardan tres horas; dos y media á tres en secarla; dos en fundir el plomo; de dos á cuatro en la formacion de los abzugs y abstrichs, y veintidos en la de los litargirios. El combustible empleado es leña menuda, consumiéndose en cada operacion unos 800 haces, que pesan en conjunto sobre 1.440 kilogramos.

Los productos son: 12^k,5 á 13 kilogramos de plata bruta con 922 milésimas de fino; 6.400 kilogramos de litargirios con 0,8 gramos de plata en 100 kilogramos, y 90 por 100 de plomo; de éstos, unos 1.000 kilogramos son litargirios rojos; 800 kilogramos litargirios ricos, con algo más de un gramo de plata en 100 kilogramos, y 750 kilogramos abstrichs con 80 por 100 de plomo y la misma cantidad de plata que los

litargirios del comercio. Además se obtienen 1.700 kilogramos de plazas, que tienen 57 por 100 de plomo. La pérdida es de 6 $\frac{1}{2}$ á 7 por 100.

MÉTODO DE FREIBERG.—En Freiberg se copelan de una vez 17.000 á 18.500 kilogramos de plomo refinado y enriquecido por el pattinsonage, hasta 1.556 gramos de plata en 100 kilogramos. El horno no se diferencia en nada del descrito anteriormente; pero la copela se hace por lechos sucesivos, que se apisonan primero con los piés y después con un pison de hierro, hasta que esté bastante compacta para no recibir la impresión del dedo. Este trabajo dura dos horas y se ejecuta por el maestro copelador y su ayudante. Tan luego como la copela está hecha, se cargan en ella 6.500 kilogramos de plomo, colocando los salmones de modo que el aire pueda circular entre ellos, y se ponen encima algunos leños para hacer más pronto la desecación de la plaza. Poco después se coloca el sombrerete y se enciende el fuego en el hogar, avivándole bastante para conseguir lo más pronto posible la fusión del plomo. En cuanto está fundido se da viento y se mantiene constantemente un buen fuego en el hogar, colocando en él, con intervalos de pocos minutos, algunos haces de leña.

La cantidad de abzugs que se forma es muy pequeña y no pasa de unos 100 kilogramos. Los abstrichs no existen, porque el plomo empleado no contiene cantidades apreciables de arsénico ni de antimonio. Tan luego como el color de los litargirios es bien amarillo, y se han reunido en la plaza bastantes, á juicio del maestro, se practica la reguera para darles salida, y en su mitad se hace una pequeña depresión, en la cual se detienen parte de las granallas metálicas arrastradas mecánicamente. El litargirio corre por la delantera del horno y se reúne en una especie de recipiente, fabricado con una hoja de palastro, doblada dos veces en ángulo recto, formando un prisma cuadrangular en que falta una de las caras. Por este lado se arrima al horno, y constituye así un espacio cerrado donde se recoge el óxido de plomo en bloques de 70 centímetros por 45 y 40, cuyo peso es de unos 750 kilogramos.

Cuando el baño metálico se ha reducido hasta el punto de que ya no corren los litargirios, se empieza la recarga, que se veri-

fica colocando cuatro salmones sobre una plancha de fundicion inclinada en la puerta de salida de los humos. Esta operacion dura unas sesenta á sesenta y una horas, y cuando se ha terminado, se profundiza la vía de los litargirios y se termina la operacion como de ordinario, enfriando la torta de plata por medio de una platina de hierro, con muchos dientes de forma de bisel, por ambos lados, llamada *cuchillo*, que se introduce en el metal por medio de un mango largo, y sobre la cual se vierte agua con una canal de palastro. Se apaga el fuego, y en pocos minutos se ha enfriado la torta lo bastante para poder sacarla del horno. Se quita el sombrerete, se saca la torta, y despues de desprender el *cuchillo* á golpes, se divide en trozos para afinarla.

La cantidad de productos obtenida en una operacion, es la siguiente:

Abzugs...	100	kilógramos.
Litargirios rojos (con 5 á 7 gramos <i>Ag.</i> en 100 kilógramos).....	1.500 á 3.000	"
Id. amarillos (con 10 á 40 gramos <i>Ag.</i>)	12.000 á 14.000	"
Restos de copela (con 60 por 100 <i>Pb.</i> , y 25 gramos <i>Ag.</i>).....	2.000 á 2.400	"
Plata bruta (de 965 milésimas)...	220 á 225	"

El horno está servido por un maestro copelador y su ayudante; el consumo de combustible es de unos 32 metros cúbicos de leña. La pérdida de plomo llega á 8 por 100.

Modernamente se hacen pasar los gases por canales de condensacion, en los cuales desembocan las campanas de chimenea, colocadas en el atizadero y en la puerta de trabajo.

Copelacion inglesa.—Las condiciones que caracterizan el método inglés para la copelacion de los plomos, son: la de verificarse la operacion en un horno de reverbero que sólo se diferencia de los ordinarios en que la plaza es movable, y la de ser ésta de huesos calcinados en lugar de ser de marga como las alemanas.

La figura 62 representa un horno inglés de esta especie como los que se usan en la fábrica de Llanelly. (1) La plaza se

forma sobre un anillo de hierro de forma elíptica, que tiene de 10 á 12 centímetros de altura, 1 metro de largo y 70 centímetros de ancho. El fondo de este anillo no es macizo, sino que está formado por cuatro barras chatas ó pletinas de hierro, paralelas al eje menor de la elipse. Esta especie de bastidor se rellena con una mezcla de cenizas de leña y cenizas de huesos, ó con una masa formada con estas últimas y humedecida con

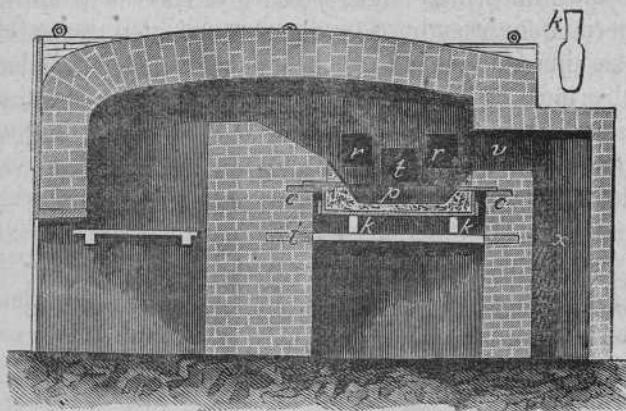


Fig. 62.

una disolución de carbonato de potasa. La humedad contenida en la mezcla debe ser tal, que como ya se ha dicho en otras varias ocasiones, un trozo apretado con la mano tome cierta adherencia, pero no la deje mojada; en este estado se apisona fuertemente dentro del molde, y despues se rebaja con un cuchillo formando una superficie cóncava, hasta que por el centro sólo quede con un espesor de 2 á 3 centímetros. En los lados se deja un reborde de 6 centímetros de anchura por la parte superior y de 8 por la inferior que en la delantera llega á tener 10 y en este punto se practica una reguera de 4 para los litargirios.

La copela *p* formada de este modo se deja secar y se coloca en el horno apoyada sobre unos carriles de hierro *cc* empotrados en la mampostería y se sujeta con cuñas de hierro *kk* á dos barras *i* que atraviesan de un lado á otro del horno. En la parte *k* de la figura está representada la forma de estas cuñas.

Los productos de la combustion salen por dos tragantes *vv* á un canal *p* que los conduce á la chimenea. En la pared posterior del horno existe una tobera *t* y en la delantera la puerta de trabajo, en cuya parte exterior y superior se coloca una campana de palastro, con un conducto de la misma materia que lleva los humos á la chimenea, tanto para evitar que molesten á los obreros, cuanto para condensar las sustancias metálicas que puedan llevar. Próxima á la chimenea y provista de su hogar especial que desemboca tambien en ella, hay una caldera que se destina á fundir el plomo que ha de copelarse. A los lados del orificio en que se coloca la tobera, suele haber unas ventanillas *rr* por las cuales se cargan los lingotes de plomo, cuando no se añade éste fundido. Todo el horno está revestido con planchas de hierro, en las cuales se practican los orificios necesarios para las ventanillas, y sujeto ademas con engatillado del mismo metal.

Las dimensiones de las copelas usadas en la fábrica de Llanelly son las siguientes:

Anchura del hogar.	0m,60
Longitud del mismo.	0 ,56
Altura de la bóveda de la rejilla.	0 ,75
Id. del puente sobre id.	0 ,52
Anchura del puente	0 ,50
Id. del espacio en que va la copela	0 ,85
Altura de la bóveda sobre el fondo de la copela.	0 ,58
Espesor de la bóveda ...	0 ,20

La operacion se puede dividir en dos partes: la concentracion de la plata en menor cantidad de plomo y la copelacion propiamente dicha. Es indispensable empezar por una purificacion del plomo, que se verifica del modo indicado en la página 348; y muy conveniente, sobre todo, cuando se trata de plomos pobres, someterlos despues al pattinsonage.

Las copelas deben prepararse con muchos dias de anticipacion á aquel en que han de usarse, á fin de que estén bien secas; cuando se introducen en el horno, éste se halla frio y se va calentando suavemente hasta el calor rojo oscuro. En este momento se toman con cazos unos 250 á 300 kilógramos del plomo fundido de antemano en la caldera y se llena con ellos la copela.

El baño metálico se cubre pronto de una costra casi sólida, que se funde por una elevacion mayor de temperatura, dando luego viento.

La presion de éste produce algunas ondulaciones en el baño metálico y obliga á los litargirios formados á salir por la reguera que se ha indicado ántes, teniendo cuidado el obrero de que el nivel del baño sea tal que no arrastren plomo metálico ó por lo ménos que no arrastren mucho. El nivel de éste va rebajándose poco á poco y cuando los litargirios llegan con dificultad al orificio de salida, se agrega más cantidad de metal, bien, como es lo más frecuente, tomándole con cazos de la caldera, bien poniendo algunas barras á ambos lados de la tobera, en el borde de la copela. De este modo se continúa cargando plomo y manteniendo el baño á un nivel casi constante, hasta que la cantidad de metal que existe en la copela contiene un 8 por 100 de plata; en cuyo caso, y á fin de no producir litargirios ricos, se saca el plomo con cazos y se moldea para continuar luego la copelacion.

Cuando la reguera de los litargirios se degrada y deja de hacer buen servicio, el obrero la tapa con un poco de la misma masa que sirve para hacer las copelas y abre otra á su lado.

Sacado el plomo rico, se hace una nueva carga y se continúa de este modo hasta que la copela se ha empapado completamente de litargirio ó hasta que ya no hay sitio en la delantera para hacer nuevas regueras por las cuales se le dé salida. Una copela bien hecha dura por lo comun cuarenta y ocho horas en las cuales se pueden concentrar sobre ella de 12 á 14.000 kilógramos de plomo. El trabajo necesita un obrero para el cuidado de los litargirios y de las cargas de plomo y otro para el hogar. La temperatura del horno debe ser constantemente la del rojo vivo.

La concentracion de los 12 á 14.000 kilógramos de plomo tratados de este modo en una copela (suponiendo éste con una riqueza de 960 gramos de plata en 100 kilógramos), produce 1.400 á 1.600 kilógramos de plomo con 8 por 100 de plata, y un peso de litargirio próximamente igual al del plomo empleado. Además se obtiene la copela impregnada de litargirios, que se trata luego en mezcla con los minerales. La pérdida de plomo llega á 7 ú 8 por 100. La de plata es insignificante.

Cuando se trata de copelar el plomo rico se empieza por calentar la copela al rojo sombrío, lo mismo que al verificarse la concentracion, y se cargan en ella 250 á 300 kilógramos de plomo, sobre los cuales se procede como sobre el plomo pobre, agregando nuevas porciones de metal fundido conforme se va rebajando el nivel del baño, hasta que haya en el horno unos 300 kilógramos de plata. Entónces se deja de agregar más plomo y se continúa dando viento y aumentando la temperatura hasta que aparece el relámpago, en cuyo momento se detiene el viento y se deja enfriar la torta poco á poco. Despues de fria se saca y se destina al afino.

En esta segunda parte se usa siempre una copela para cada operacion, y en ella se cargan de 3.700 á 3.800 kilógramos de plomo rico.

La plata copelada contiene próximamente 99 por 100 de fino y 1 por 100 de plomo.

La marcha de la copelacion por el método inglés es mucho más rápida que por el método aleman, porque la presion del viento es más fuerte y la oxidacion del plomo se verifica con mayor facilidad; pero este mismo aumento en la presion del aire produce ondulaciones muy marcadas en el baño metálico y dificulta mucho la salida de los litargirios sin que arrastren cantidades considerables de metal en granallas. Tiene ademas el inconveniente de necesitar indispensablemente plomos bien dulces y puros, lo cual no se verifica en la copelacion alemana; pero este inconveniente es de poca consideracion desde que la cristalizacion de los plomos se aplica á los que deben copelarse en hornos alemanes; porque necesitando el pattinsonage la dulcificacion prévia, cualquiera que sea el método que se aplique despues para la copelacion de los plomos enriquecidos por aquel procedimiento, éstos tienen el suficiente grado de pureza.

En cuanto al tratamiento de los litargirios, copelas, etc., ya se ha indicado el modo con que se verifica en las páginas 344 y siguientes.

MÉTODO DE CARTAGENA.—En Cartagena se emplea el método inglés para la copelacion de los plomos: el horno tiene próximamente las dimensiones y la forma indicadas ántes; la carga inicial consiste en 370 á 460 kilógramos á la ley media de

1.680 gramos en los 100 kilogramos y se van agregando nuevas cantidades de plomo hasta que, por la cantidad agregada y por la ley del plomo, se calcula que el concentrado tiene 7 á 8 por 100 de plata, en cuyo caso se hace una sangría por la parte de la trasera del horno; se cierra la piqueta y se hace una nueva carga como la primera: en veinticuatro horas pasan generalmente unos 25 á 28 quintales métricos, que se reducen á 5 ó 6. Una copela dura cinco ó seis días y en este tiempo se gastan en ella 150 quintales métricos de hulla. La presión del viento es de 45 milímetros de agua y el diámetro de la tobera 7 centímetros.

La segunda parte de la operación se verifica del mismo modo sobre una copela nueva; pero á fin de que ésta absorba la menor cantidad de plata que sea posible, se empieza por hacer la primera carga con unas tres ó cuatro barras de plomo que sólo tenga 1.800 gramos en los 100 kilogramos. Después se va cargando poco á poco todo el plomo enriquecido y se lleva la copelación hasta que se percibe el relámpago, pasado el cual se para el viento y se saca la plata con un cazo de hierro para moldearla en lingoteras. La ley de esta plata es 961 milésimas.

Esta segunda parte de la operación dura generalmente de diez y siete á veinticinco horas. El consumo de combustible por cada 100 quintales métricos de plomo copelado es de 31 quintales métricos entre ambas operaciones de concentración y afinado.

MÉTODO DE ALSTON-MOOR.—En las inmediaciones de Alston-Moor, condado de Cumberland (Inglaterra), se copelan por el método inglés los plomos obtenidos en la misma localidad en hornos escoceses. La copela se hace con una mezcla de cenizas de helechos y huesos calcinados en la cual entran de $\frac{1}{8}$ á $\frac{1}{16}$ de estos últimos. Se coloca en el horno tan luego como está hecha, y se seca poco á poco, llevándola después hasta el rojo naciente á cuya temperatura se introducen en ella 250 kilogramos de plomo previamente fundido en una caldera. En cuanto se carga éste en el horno se cubre de una película gris de óxido que pronto se transforma en verdadero litargirio al cual se da salida por la puerta de trabajo. Cuando el nivel del baño baja, se agrega más plomo y se continúa la operación del mismo

modo hasta tanto que se han cargado 4.200 kilogramos, cuya riqueza se eleva de 3,8 á 7,6 por 100 de plata. Cuando se ha obtenido una cantidad suficiente de este plomo rico, se procede con él como ántes se procedió sobre el pobre y se termina la operacion con el *relámpago*. La cantidad de combustible empleada es de 14 por 100 del plomo de obra y se tardan diez y seis ó diez y ocho horas en la copelacion de 4.200 kilogramos. Tres hombres pueden copelar en una semana 25.200 kilogramos.

Procediendo sobre copelas muy bien hechas, se pueden pasar por cada una en la primera operacion 12.600 á 13.000 kilogramos; en este caso hay que proceder á más baja temperatura y se tarda relativamente más tiempo.

V.

Aplicaciones. Fabricaciones de planchas y tubos: de balas y perdigones:
[del albayalde: del minio.

Aplicaciones.—Las aplicaciones del plomo son tan numerosas como variadas, ya se emplee en su estado metálico, ya en combinaciones con otros cuerpos. En forma de planchas se usa para la cubierta de edificios y para el forrado de objetos domésticos destinados á contener líquidos, como tambien para la construccion de cámaras para el ácido sulfúrico y para la cementacion del cobre, y para la de calderas en que han de hervirse líquidos corrosivos, como por ejemplo, ácido sulfúrico, disoluciones de alumbre, de vitriolos, etc.

En forma de tubos se emplea tambien para la conduccion del gas y del agua, en cuyo último caso se recomienda por muchos autores la conveniencia de estañarlos interiormente, atendida la propiedad que el metal tiene de disolverse en agua, produciendo un líquido deletéreo. Sin embargo, esta solubilidad, muy notable cuando se trata de agua destilada, se disminuye en

una gran escala cuando aquella contiene sales disueltas; y en Madrid, donde el agua del Lozoya se reparte en las casas por cañerías de plomo sin estañarlas interiormente, ni el agua precipita con ácido sulfúrico ó con hidrógeno sulfurado, lo cual indica que no tiene cantidad apreciable de metal disuelto, ni produce malos efectos en la salubridad pública.

Una gran porcion del plomo que se obtiene por la industria metalúrgica, se convierte tambien en balas y en perdigones, y una no pequeña se emplea aleado con un poco de estaño, y á veces con cortas cantidades de bismuto, en la confeccion de juguetes de varias especies, principalmente soldados, de los cuales se fabrican muchos quintales métricos al año en las fábricas de Nuremberg (Baviera).

Aleado con otros metales, se emplea el plomo en grandes cantidades para la confeccion de caracteres de imprenta, de clichés y de planchas estereotípicas, para soldaduras, vajilla ordinaria, etc., sin que sea preciso detenerse á hablar de estas aleaciones, cuya composicion ya se ha indicado al hablar de los otros metales que forman parte de ellas.

En combinacion con otros cuerpos se usa tambien en la pintura al estado de albayalde, en las artes químicas y en la medicina al estado de acetato, y tambien al estado de minio y de litargirio para la confeccion de mastics, de aceites secantes, en la fabricacion de cristal, etc.

Fabricacion de planchas y tubos.—La mayor parte de las operaciones necesarias para dar al plomo la forma con que se introduce en el comercio, exigen pocos aparatos, y éstos no son de gran importancia; por cuya razon es muy frecuente que en las mismas fábricas en que se obtiene el plomo se le dé la forma de planchas, tubos, perdigones, etc., y aún se convierta en albayalde y en minio.

La fabricacion de planchas es muy sencilla; se empieza por moldear el plomo en placas de poco espesor, para lo cual se usan moldes de hierro formados por dos trozos; el primero con un reborde de poca altura y el otro liso; el espacio que queda entre ambos reservado á la plancha, tiene lateralmente otro mucho más estrecho y que comunica con él por la parte de abajo. Por éste último se vierte el metal fundido, y las crasas oxidadas

que se reunen en la superficie no pasan al interior del molde, sino que quedan en la parte superior del depósito pequeño.

Moldeada de este modo una plancha gruesa, se lleva á un laminador, cuyo cilindro superior puede acercarse al otro por medio de tornillos; á la altura de la generatriz más alta del cilindro inferior, hay una série de rodillos de madera, colocados en un bastidor de fundicion de hierro, que forman un plano horizontal, por el cual corren las planchas á un lado y otro de los cilindros sin deformarse y sin necesidad de emplear para ello un gran esfuerzo.

A medida que el espesor de la plancha disminuye se baja el cilindro superior, y así se obtienen planchas de más ó ménos grueso, segun el punto en que se detiene el laminado. Los cilindros reciben el movimiento de una máquina de vapor ó de un motor mecánico cualquiera. La pérdida de plomo por oxidacion al fundirle es muy pequeña, y la que se obtiene al recortar las planchas para dejar los bordes sin rebabas, puede considerarse como nula, porque los recortes se vuelven á fundir y sirven para la confeccion de nuevas planchas.

Los tubos pueden hacerse continuos ó en trozos. El aparato para hacerlos en trozos que se emplea con muy buen éxito en la fábrica de D. Francisco Lopez, establecida en la calle del Españolito, en Chamberí, está representado en la figura 63, y consiste en una cavidad cilíndrica *c*, formada en una pieza de fundicion de hierro muy resistente, á la cual ajusta por la parte superior un piston hueco *p*, cuyo diámetro interior debe ser un poco más grande que el que se quiera que tenga el tubo por la parte de afuera. En la parte inferior de este piston, se sujeta fuertemente con tornillos, una rondela de acero *r*, que tiene, justo por abajo, el diámetro exterior del tubo que quiere obtenerse, y que por más arriba forma un pequeño escalon para que no roce con él en toda su anchura. En el fondo del depósito, y sostenido por otra rondela de fundicion *h*, hay un vástago de hierro dulce, cuya altura es algo mayor que la del depósito, y que por lo tanto, se introduce un poco en el piston, dejando entre él y la rondela *r*, un espacio anular, cuyas dimensiones deben ser las que se quieren dar al tubo. La parte inferior del depósito está unida por medio de tornillos, con cabeza y tuerca,

al platillo del émbolo de una potente prensa hidráulica, á cuya plataforma *A*, está sujeto del mismo modo el piston *p*. Cuando se va á empezar el trabajo se hace descender el émbolo de la prensa hasta que el piston salga del depósito; y por medio de una canal de palastro se llena éste con plomo, que se tiene fundido en una caldera lateral. Despues se hace trabajar la bomba de la prensa, y de este modo se comunica al émbolo un movimiento ascensional, y el metal se ve obligado á salir por la abertura anular que queda entre el piston y el vástago; tan luego como sale se solidifica y puede arrollarse sobre una bovina, á la que se da, á mano generalmente, un movimiento de rotacion, tanto más lento, cuanto más grueso es el tubo que se fabrica. Cuando casi todo el plomo que el depósito contiene se ha convertido en tubo, se hacen bajar la prensa y el depósito, y vuelve á llenarse éste, serrando el tubo que habia quedado adherido y refundiendo el primer trozo que sale de la prensa, y que no se suelda con el nuevo.

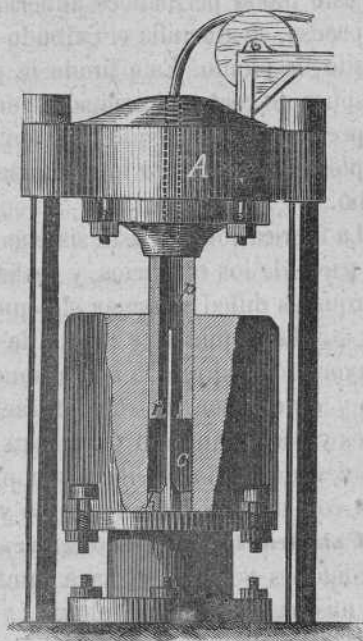


Fig. 63.

La temperatura del plomo para trabajar de este modo, debe ser tal que esté muy próxima á la del punto de fusion, para que el tubo se forme en un estado semipastoso y salga ya bien sólido. En seis ó siete minutos se puede dar la forma de tubo á uno ó uno y medio quintales métricos de plomo: la longitud obtenida varía naturalmente segun el diámetro y el espesor de las paredes.

Cuando se quiere hacer tubo continuo, el aparato varía poco del anteriormente descrito. La única variacion esencial consiste en que el depósito de fundicion donde se coloca el plomo tiene

un orificio lateral, al que puede atornillarse un embudo para introducir aquel; este orificio está cerrado de ordinario por medio de un tapon de rosca. Cuando va á terminar la salida del plomo, se pára la máquina, se espera un poco para dar lugar á la solidificacion del metal que aún queda en el depósito y que de este modo permanece adherido al tubo, se hace descender la prensa, se atornilla el embudo y se llena nuevamente el depósito de plomo. Este funde la parte baja del tubo, y cuando despues de cerrar el orificio de entrada se vuelve á hacer subir la prensa, sigue saliendo tubo sin que se advierta la union entre el plomo nuevamente introducido y el que formaba el primitivo tubo.

La fabricacion por este sistema requiere algun mayor esmero de parte de los operarios, y realmente presenta pocas ventajas, porque es difícil manejar sin que se aplasten tubos de más de un quintal ó quintal y medio de peso; cuando se necesitan de mayor longitud que la correspondiente á éste, segun el diámetro y el espesor, se sueldan fácilmente, abocardando uno de ellos y adelgazando el otro, para hacerlos enchufar, y rellenando despues el hueco, bien con plomo, bien con soldadura hecha con una aleacion de plomo y estaño.

Fabricacion de perdigones y balas.—La fabricacion de perdigones y balas se hace tambien con mucha frecuencia en las mismas fábricas de plomo, y ordinariamente se aprovecha para ella algun pozo de mina que no haga ya servicio. Para este objeto no se emplea plomo puro sino aleado con una cantidad de arsénico variable segun la cantidad de antimonio que contiene el metal.

La cantidad de arsénico necesaria para dar al plomo la propiedad de formar perdigones, aumenta en tal escala cuando el metal es impuro y contiene antimonio, que miéntras el plomo puro sólo necesita tres milésimas de arsénico para dar buena municion, el cargado de antimonio necesita ocho. La combinacion de plomo y arsénico en estas proporciones tiene la propiedad de solidificarse formando esferas bastante perfectas, cuando se deja caer en estado de division desde una altura tal que tenga tiempo el metal para solidificarse ántes de llegar al suelo. La altura, por consiguiente, necesita ser tanto mayor cuanto mayor

es el diámetro de la munición que se fabrica y para conseguirla fácilmente se suele hacer uso, como se ha indicado ántes, de algun pozo de mina abandonado, sobre el cual se construye una torre, desde cuya parte superior, hasta el fondo de aquel haya una distancia de 75 á 80 metros, que es ya bastante para *tirar* hasta *postas*, es decir, proyectiles cuyo diámetro llega á 6 ú 8 milímetros.

La aleación se forma generalmente por tanteos, bien valiéndose de un plomo arsenical preparado de antemano que se agrega al plomo destinado á fabricar la munición, bien introduciendo en éste la cantidad de oropimente que se considere necesaria, y haciendo pruebas con nuevas adiciones de arsénico ó de plomo, hasta que se consiga el resultado apetecido.

El maestro funde en una caldera situada en la parte superior de la torre 2.000 ó 2.500 kilogramos de plomo y agrega la cantidad que le parece de oropimente ó de plomo arsenical; cuando se ha disuelto, toma con un cazo un poco del metal fundido y le arroja por el pozo, á través de otro cazo de hierro agujereado en el cual se han puesto algunas áscuas y las crasas formadas en la superficie del baño para que el plomo se filtre por entre ellas. Este cazo, que se llama *pasador*, se coloca sobre el pozo en un hogareito sostenido por un trípode de modo que pueda rodearse de combustible, para evitar que el plomo se solidifique ántes de pasar por los agujeros. El diámetro de los agujeros está en relacion con el que han de tener los perdigones obtenidos con ellos, pero no siempre resultan éstos de un mismo tamaño.

En la parte baja del pozo ó en la de la torre, si aquel no existe, hay una corta cantidad de agua para evitar que la munición se deforme al chocar en el suelo. Un aprendiz colocado en una garita lateral, recoge las muestras arrojadas al principio por el maestro y las examina. Si los perdigones son aplastados y lenticulares, lo avisa al maestro diciéndole que forman *estrella*, en cuyo caso, éste agrega más plomo al baño, porque aquella forma indica la presencia de demasiada cantidad de arsénico. Si por el contrario tienen la forma alargada y semejante á una lágrima, entónces dice que forman *cola*, lo cual indica poco arsénico. Cuando éste está en bastante cantidad para no formar

cola, pero no en la necesaria, la municion es aplastada por un lado y presenta un hueco en el medio; entónces se dice que la municion *corta*.

Por esta série de tanteos se llega á formar la aleacion en las proporciones oportunas para que la municion quede bien esférica; entónces el aprendiz lo avisa y el maestro vierte el plomo poco á poco á través de diversos pasadores segun el diámetro que quiere obtener. El diámetro de la municion se expresa en España por letras y por números; los perdigones más gruesos tienen por marca *AAA*, despues los hay de *AA* y de *A*; luégo de *BBB*, de *BB* y de *B*, y despues de los números 1 al 12; los últimos, llamados *mostacilla*, tienen un diámetro de un milímetro escaso.

Cuando todo el plomo preparado se ha vertido á través de los pasadores, se coloca un torno en el brocal del pozo y se suben los perdigones en espuestas al piso de la fábrica. En el caso de no existir pozo, claro está que se sacan con espuestas del agua, sin necesidad de torno.

La primera operacion que debe hacerse con ellos es separar los que están perfectos de los que se han soldado al bajar, se han aplastado, golpeado en las paredes, ó se forman al hacer las pruebas, y por lo tanto, forman *estrella* ó *cola*. La separacion se verifica en unas tablas muy ligeramente inclinadas hácia un lado en el cual tienen dos listones que forman una especie de vertedero. Estas tablas están suspendidas del techo del taller por medio de cuatro cuerdas, y el obrero, colocado en la parte del vertedero, pone encima la municion y las da ligeras sacudidas para que aquella ruede y caiga por el vertedero en espuestas ó cajones en que se recoge la buena.

Como la inclinacion de la tabla es pequeña, sólo ruedan por ella los perdigones bien hechos; los que no están muy redondos se detienen encima y se separan de los demas.

Una vez hecha esta separacion, se colocan los perdigones sobre una série de cribas de tela metálica cuyas mallas son más grandes á medida que están más altas. La série de cribas está montada sobre dos muñones que permiten imprimirla un movimiento de vaivén, y en virtud de éste los perdigones más pequeños atraviesan cierto número de telas metálicas hasta que

llegan á una por cuyas mallas no pueden pasar. Despues se desmonta el aparato y se tienen en cada criba perdigones de un tamaño intermedio entre el de sus mallas y el de las que tiene la inmediata superior.

Clasificada la municion de este modo, se introduce con un poco de plombagina en tonelitos giratorios, se hacen rodar éstos un rato y se sacan los perdigones bruñidos y pintados de un color de acero brillante. Algunas veces en vez de plombagina se pone oro musivo y entónces la municion sale dorada.

De este modo pueden hacerse proyectiles hasta el diámetro ya indicado de 6 á 8 milímetros; pero cuando éste ha de ser mayor, se moldean sobre *turquesas* de bronce formadas de dos piezas; en cada una de éstas hay practicados una série de orificios hemisféricos; por la union de ambas piezas se forman esferas huecas, cada una de las cuales tiene una especie de cuello que desemboca en una reguera superior por donde se vierte el plomo fundido; éste llena las cavidades y se solidifica formando una série de esferas de igual diámetro de las del molde, unidas todas por medio de vástagos delgados á una barra comun, que forma el plomo sobrante vertido en la turquesa. Despues se cortan á golpe los vástagos por el punto en que están unidos á las balas y se bruñen éstas en toneles como los perdigones.

Quando las balas no son esféricas, se fabrican del mismo modo, sobre turquesas que tienen en hueco la forma que el proyectil ha de tener.

Fabricacion del albayalde.—En Cartagena, en Almería y en algunos otros puntos donde hay fundiciones de plomo, se fabrica en estas mismas el albayalde.

El albayalde es un carbonato de plomo hidratado de la fórmula $(PbOCO^2)^2$, $PbOHO$ ó $(PbOCO^2)^3$, $PbOHO$. Se emplea en grande escala en la pintura, no sólo como blanco, sino tambien como base para formar otros muchos colores y á veces se usa tambien para fabricar una variedad particular y muy apreciada de minio. Los métodos de fabricacion son diferentes segun los diversos países. El más ordinariamente empleado es el *holandés*, si bien modernamente se han introducido en él algunas modificaciones, que facilitan el trabajo y le hacen más económico.

Al principio, el plomo en planchas se arrollaba formando cilindros de directriz espiral y se colocaba en unas vasijas de barro, con unos salientes interiores en los cuales se apoyaba la plancha de plomo, y que se llenaban próximamente hasta la mitad con un poco de vinagre de calidad inferior, de modo que no llegase al plomo.

Hoy, en la fábrica que el Sr. Escosura tiene establecida en la carretera de Francia, en la de Mr. Besançon, de París, y en algunas otras, las vasijas ó *cacharros* usados para este objeto no tienen rebordes interiores, sino que son sencillamente vasijas tronco-cónicas iguales á las empleadas para poner macetas, con la sola diferencia de no tener orificio en el fondo y de estar barnizadas ó vidriadas por dentro. El plomo no se emplea tampoco en forma de planchas arrolladas, sino que se moldea formando unas especies de rejillas constituidas por barras delgadas que se cortan á ángulo recto, con lo cual presentan mucha superficie sin tener demasiado volúmen.

Los *cacharros*, que tienen 15 centímetros de altura por 17 de diámetro interior en la boca, 9 en el fondo y 1,5 de grueso, se colocan en cámaras de ladrillos con una abertura lateral de toda su altura para hacer la carga, cuyas dimensiones en la fábrica del Sr. Escosura, son 5^m,32 en cuadro en la base por una altura de 4^m,48 á partir del nivel general del terreno, y 1^m,12 por bajo de éste.

Se empieza por colocar en el fondo una tongada de *corteza de teneria* de 70 centímetros de espesor, y sobre ella se pone una fila de cacharros, que se tocan unos á otros y cuyos intervalos están tambien llenos de corteza. Colocado de este modo un *piso* se llenan los cacharros de vinagre que se envia desde abajo con una bombita impelente de madera y se ponen encima las rejillas de modo que su plano quede oblicuo respecto al horizonte. En diferentes puntos del piso se han colocado verticalmente unos trozos de viga que sobresalen un poco de la parte superior de las planchas. Sobre estas vigas se colocan unos durmientes y encima de ellos un suelo de tablas, que termina el piso. Sobre las tablas se pone otra capa de 30 ó 40 centímetros de corteza, otra fila de cacharros, otras rejillas, etc., reservando entre ellos los espacios necesarios para las vigas verticales que han de sos-

tener el piso superior. Sobre éstas se ponen nuevos durmientes y otro suelo de tablas, y encima se forma un nuevo piso del mismo modo.

La ventilacion indispensable en los pisos se establece de diferentes maneras. En algunas fábricas los suelos de tablas no ocupan toda la superficie de la cámara, sino que cada uno deja sin cubrir un espacio arrimado alternativamente á uno y otro de los muros opuestos, y por el cual comunica el piso con el inmediatamente superior. De este modo la corriente de aire recorre la cámara en zig-zag. Otras veces hay una chimenea central en cada piso que los comunica tambien todos unos con otros. En la fábrica del Sr. Escosura cada piso comunica con el exterior por medio de un tubo de plomo de 8 á 10 centímetros de diámetro, por el cual entra el aire á la parte inferior y de una canal de madera, cuyo extremo interior se coloca por cima de las rejillas y el exterior sale por la abertura de carga. Esta ventilacion independiente de cada piso, parece que da excelentes resultado y permite aprovechar más la superficie de las cámaras.

En cada piso se colocan unos 625 cacharros y 200 arrobas de plomo moldeado en rejillas. Las cámaras tienen 6 ó 7 pisos.

Llena de este modo una cámara se abandona á sí misma por espacio de cinco ó seis semanas durante las cuales la corteza fermenta y produce no sólo una gran cantidad de agua y ácido carbónico, sino tambien una elevacion de temperatura que en el centro del monton llega á veces á 80°. Sometido á esta temperatura elevada, el vinagre se evapora; y en presencia del vapor de éste, del aire y del ácido carbónico, el plomo se oxida y se convierte en acetato tribásico, que se descompone por el ácido carbónico procedente de la fermentacion de la corteza y deja nuevamente libre el ácido acético que se combina con nueva porcion del plomo. Esta accion continuada por el tiempo indicado, convierte casi todo el plomo en carbonato hidratado ó albayalde, que queda adherido á las planchas. Al deshacerse el monton se recogen éstas y se golpean con unos palos ó se hacen pasar entre cilindros acanalados colocados sobre un tamiz inclinado que da paso al albayalde y hace que resbale sobre su superficie el plomo que queda aún al estado metálico.

El albayalde se muele despues con agua en una série de mo-

linos de volandera horizontal, y la pasta que resulta se deja secar primero al aire y luego en estufas; despues, por regla general, se muele en seco y se envasa. Hasta hace algun tiempo se moldeaba el albayalde en unas vasijas cónicas y se introducía en el comercio agregado en forma de pilones, de la forma de los de azúcar, pero sólamente de 8 á 10 centímetros de altura. Los residuos de plomo metálico se refunden y se moldean con ellos nuevas rejillas.

En vez de la corteza de teneria puede usarse el estiércol; pero éste al fermentar produce algo de hidrógeno sulfurado, que ennegrece el albayalde y le quita parte de su valor. Sin embargo, parece que su accion es algo más rápida que la de la corteza.

Mr. Roard estableció en Clichy una fábrica de albayalde por otro sistema enteramente distinto. En una gran tina de madera, disolvía en frio litargirio en ácido acético de mala calidad, y el líquido claro lo llevaba á un depósito donde hacia pasar una corriente de ácido carbónico, producido primero por la combustion de cok ó de carbon de buena calidad, y despues por la calcinacion de caliza, en un horno cerrado por la parte superior y cuyos vapores iban por un canal comun á una série de tubos estrechos, por los cuales salía á través de la disolucion de acetato plúmbico y le convertía en carbonato, dejando líquida una disolucion de acetato neutro de plomo, que volvía á servir para disolver nueva cantidad de litargirio al estado de acetato tribásico. Este último procedimiento tenia la ventaja de producir, además del albayalde, la cal viva, y aminorar mucho, por tanto, el gasto de combustible. Sin embargo, el albayalde que producía no se aceptaba bien en el comercio, porque, según parece, no *cubre bien*; es decir, presenta alguna transparencia que permite distinguir al través de su masa las desigualdades de color que presentan los objetos pintados, y por esta razon no se ha continuado fabricándole, y se obtiene casi todo el que hoy se fabrica por el procedimiento holandés.

El albayalde más apreciado se conoce en el comercio con el nombre de *blanco de plata* ó blanco de Krems, y se obtiene por un molido y un lavado hechos con más cuidado, moldeándole luego en trozos de forma cuadrada, en vez de hacerlo en conos.

Frecuentemente se falsifica el albayalde agregándole sulfato

de barita, sulfato de plomo y aún creta. Es fácil conocer estas impurezas, sometiendo el albayalde en que se sospechan á la accion de un ácido, que deja insolubles las dos primeras. La disolucion del albayalde, que contiene creta, precipita con el oxalato amónico, despues de haber precipitado el plomo por medio de un sulfuro alcalino y de haber filtrado el líquido. En las variedades baratas de albayalde, el sulfato de barita se agrega, con perfecto conocimiento del comprador, en cantidad hasta de 20 y más por 100. El precio del albayalde varía segun su clase desde 50 á 70 pesetas los 100 kilógramos.

Fabricacion del minio.—El minio, que se puede considerar como una combinacion de un equivalente de óxido con otro de ácido plúmbico (PbO, PbO^2), se obtiene calentando el litargirio en contacto del aire á una temperatura no muy elevada.

En las fábricas en que se obtiene, se empieza por oxidar el plomo para formar el litargirio, lo cual se verifica en un horno de reverbero con dos hogares, en los que se pueda quemar hulla menuda. La plaza se hace de ladrillos puestos de plano, y mantenidos en su posicion por medio de un marco de hierro empotrado en la mampostería del horno.

Cuando los plomos sobre que se procede son dulces, se puede obtener desde luego el litargirio, que sirve para la fabricacion del minio; cuando se emplean plomos viejos se purifican con un berlingado, recogiendo luego que la masa queda en reposo la tercera parte superior, en la cual se han concentrado todos los metales extraños. El plomo puro obtenido por este medio, ó tomado directamente en el mercado, se carga en la plaza del reverbero ántes indicado, en cantidad de unos 300 kilógramos. Para esta cantidad de plomo, el horno debe tener, próximamente, metro y medio de distancia entre los dos hogares, y poco más en el sentido perpendicular. Cuando el metal está bien fundido, se agita con un rastro de hierro durante unas cinco horas, empujando hácia el interior del horno el litargirio formado.

Durante este tiempo las puertas deben estar abiertas y los hogares con poco combustible, á fin de no producir el calor bastante para fundir el litargirio. Cuando se ha oxidado casi todo

el plomo, se saca el que aún queda líquido, y el litargirio se extiende por la plaza, continuando el fuego y removiéndole con el mismo rastro durante el resto del día; luego se le deja enfriar doce horas y se saca, rociándole con agua para acabar de enfriarle, y moliéndole y tamizándole con cuidado para obtener un polvo muy fino,

Este se coloca en cajas de hierro batido, que contienen 7 á 8 kilogramos, y que se introducen en el mismo horno que ha servido para fabricar el litargirio; pero sin añadir más combustible y aprovechando sólo el calor que aún le queda. De esta manera el litargirio absorbe oxígeno del aire, y toma el color anaranjado propio del minio. Muchas veces el color no es el conveniente despues de un fuego y se somete á otros varios, llamándose entónces *minio de varios fuegos*.

En Inglaterra no se pone el litargirio en cajas, sino que se extiende por la plaza del horno para que se oxide y se trasforme en minio.

El minio necesita remolerse despues de preparado, porque sufre un principio de aglomeracion en el horno.

Se falsifica frecuentemente este producto con cóleotar ó con ladrillo molido; pero una y otra falsificacion se conocen con facilidad calcinando el minio al rojo, porque cuando es puro el residuo queda de color amarillo, miéntras que si contiene esas impurezas conserva el color anaranjado que tenia.

El mejor minio se fabrica calcinando albayalde en lugar de calcinar litargirio. La mejor calidad depende de la pureza del producto que se emplea para oxidarle. En Francia se conoce esta variedad de minio con el nombre de *mine orange*.

El minio sirve para la pintura, para la fabricacion de lacres, de cristal, de strass y de flintglass; para la de mastics, especialmente empleados para tapar las junturas de las piezas en las máquinas de vapor, y tambien entra en la composicion de los esmaltes para el vidriado ordinario. Su precio es de 55 á 60 pesetas los 100 kilogramos.

COBRE.

(Lat.) **CUPRUM**. (Fr.) **CUIVRE**. (Ing.) **COPPER**. (It.) **RAME**. (Al.) **KUPFER**.

I.

Sus propiedades.—Medios de obtenerle puro.—Menas.—Division de los métodos de beneficio.—Teoría del beneficio de las piritas y del de las menas oxidadas.

Propiedades.—El cobre tiene por equivalente químico 31,70. Es un metal de un color rojo, característico, puesto que sólo él presenta este color (1). Es duro y elástico; muy sonoro y bastante tenaz; sin embargo, los experimentos hechos con relacion á la tenacidad del cobre, no están de acuerdo porque no se ha procedido probablemente sobre muestras de metal que tuvieran el mismo grado de pureza. Puede tirarse en hilos muy finos y laminarse en hojas muy delgadas; La testura es fibrosa y por el forjado toma el aspecto de la seda y un color rojo claro. Cristaliza en formas del sistema regular, y generalmente en octaedros.

Segun los estudios de Scheerer y Marchand, el peso específico

(1) Durante mucho tiempo se ha creído que el titano era tambien de color rojo; pero segun Pelouze y Fremy, no es exacto este hecho; y el titano, que se presenta en forma de un polvo gris, no se aglomera por la presión, ni toma el color rojo.—PELOUZE et FREMY: *Traité de Chimie*, tomo III, pág. 823.

del cobre fundido es de 8,921, aumentando algo, pero muy poco, por la compresion, puesto que el del metal forjado ó laminado es de 8,942. Experimentos más recientes, practicados por O'Neill en Inglaterra, parecen demostrar por el contrario que el cobre presenta ménos densidad despues de comprimido, y que aquella aumenta cuando se recuece. La densidad del cobre depositado por la pila, no es la misma siempre, á consecuencia de que el metal se presenta más ó ménos poroso en el interior: sin embargo, cuando está bien fundido y estirado, presenta variaciones que sólo oscilan entre los números 8,922, y 8,958.

Segun Guyton de Morveau, el cobre se funde á $1.207^{\circ} C$, presentando en estado de fusion un color pardo azulado. Segun Plattner, la temperatura necesaria para fundir el cobre es la de 1.173° , y segun Berthier, 788° . Estas diferencias proceden indudablemente de haberse hecho los estudios sobre metales que tenian diverso grado de pureza. A una temperatura elevada absorbe oxígeno del aire y le abandona cuando se enfria, lo cual da lugar á un fenómeno semejante al *galileo* de la plata. Probablemente á esta propiedad se debe la circunstancia que presenta el metal, cuando se moldea á una temperatura demasiado alta, de dilatarse en los moldes, adquiriendo una estructura esponjosa que le hace inútil para ciertos usos. Esta expansion, que los alemanes llaman *steigen*, se atribuye por otros autores á la formación de ácido sulfuroso, procedente del sulfuro de cobre que queda interpuesto en el metal despues de afinado, ó á una agrupacion cristalina particular. Cuando se moldea el cobre á cierta temperatura, no se verifica esta separacion y la estructura del metal es mucho más compacta. Al calor rojo fuerte, el cobre es algo, pero poco volátil.

Es susceptible de adquirir un brillo metálico muy fuerte; la fractura de los trozos puros despues de que se han roto á consecuencia de repetidos dobleces, es brillante; pero el brillo es más bien sedoso que metálico. Frotado entre los dedos adquiere un olor sumamente desagradable y característico.

Al aire seco se mantiene indefinidamente sin alteracion, conservando su color y su brillo; pero á una temperatura algo elevada se cubre pronto de una película roj de óxido cuproso;

pasado algun tiempo y continuando la accion del calor, el óxido cuproso se trasforma en cúprico y el color pasa á negro. No descompone el agua á la temperatura ordinaria ni aun en presencia de los ácidos enérgicos; pero la descompone lentamente al rojo.

El ácido sulfúrico diluido y en frio no le ataca; pero sí cuando está concentrado y se eleva la temperatura. El ácido clorohídrico le ataca con dificultad y sólo cuando se halla en gran estado de division. El ácido nítrico y el agua régia le disuelven fácilmente. Los ácidos orgánicos y las grasas le oxidan en poco tiempo, y por eso las vasijas de cobre no se pueden usar para preparar los alimentos, sino despues de estañadas por el interior.

Se disuelve en amoniaco bajo la influencia del oxígeno del aire y fácilmente en las disoluciones diluidas de sal marina; pero no en las concentradas.

El fósforo, el arsénico y la mayor parte de los metales se combinan con él y le comunican en general muy malas propiedades.

El cobre tal como se obtiene del tratamiento de sus menas dista mucho de estar puro. Generalmente contiene hierro, plomo, zinc, níquel, cobalto, antimonio, arsénico y azufre, que le hacen impropio para las aplicaciones de la industria, y obligan á someterlo á un procedimiento de *afino*, que consiste en una fusion bajo la influencia de una atmósfera oxidante; pero en estas condiciones, no sólo se oxidan los cuerpos extraños, sino tambien una porcion de cobre, que en parte pasa á las escorias, y en parte, al estado de óxido cuproso, se disuelve en la masa metálica disminuyendo mucho su tenacidad y haciéndole quebradizo en frio. Este cobre se llama *cobre pasado de punto ó seco* (ing., *dry copper*; al., *ubergaarkupfer*) y para darle la maleabilidad necesaria es preciso refundirle bajo la influencia de agentes reductivos, sometiéndole á un procedimiento que se llama *refino*. El *afino* y *refino* del cobre, unas veces están separados y otras se verifican sin interrupcion uno despues del otro.

El cobre es uno de los metales cuyas buenas condiciones desaparecen más fácilmente por la presencia de cuerpos extraños aunque sea en corta cantidad. El hierro ejerce una influencia muy perniciosa sobre el cobre metálico y si bien no influye

mucho sobre la tenacidad del metal, le hace extremadamente quebradizo, tanto en frío como en caliente.

El zinc no ejerce en frío la misma acción, pero basta que el cobre contenga 0,60 por 100 de aquel metal para que no pueda batirse sin que se grieten los bordes. El estaño y el bismuto obran de un modo semejante pero más enérgico, y una cantidad de 0,25 por 100 de cualquiera de estos metales basta para que el cobre sea muy quebradizo en caliente: para que lo sea en frío se necesita una cantidad de más de 0,3 por 100. El bismuto, según Levol, disminuye la maleabilidad del cobre.

La plata en cantidad de 0,8 por 100 disminuye también notablemente la tenacidad del cobre.

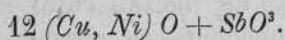
El plomo es más perjudicial para el trabajo del cobre á temperatura elevada que á temperatura baja. 1 por 100 de plomo permite el trabajo del cobre en frío; pero 0,3 por 100 le hacen ya quebradizo en caliente y 0,1 por 100 le inutiliza para hacer láminas y alambres finos.

El níquel no es perjudicial cuando no pasa de 0,2 á 0,3 por 100: en muchas ocasiones existe en el cobre, no al estado metálico sino al de óxido, y en este caso le hace bronco, de modo que las hojas se quiebran con facilidad.

El antimonio y el arsénico hacen el cobre quebradizo en alto grado á todas las temperaturas. Cuando existen á la vez en el cobre negro antimonio y níquel, se forma durante el afinado un producto llamado *cobre micáceo* que le comunica muy malas propiedades y que se percibe en la superficie de los lingotes al estado de laminitas cristalinas de brillo vivo y de color de oro, que no desaparecen aún rociándole con ácido nítrico. La composición de este producto es la siguiente:

Oxido cúprico...	44,28
" de níquel.....	30,61
" de antimonio.....	21,11

La fórmula según Rammelsberg, es:



Cuando el cobre ha estado mucho tiempo sometido en el refinado á la acción reductiva del carbono, disuelve una pequeña

cantidad de este cuerpo y se hace muy quebradizo en caliente. Una cantidad de 0,2 por 100 le hace quebradizo bajo el martillo á un calor rojo débil y sólo con 0,05 por 100 presenta ya una estructura hojosa y una gran fragilidad en los bordes. A temperatura baja, esta accion es mucho ménos marcada y el cobre que contiene pequeñas cantidades de carbono es aceptable para los trabajos ordinarios. Cuando el cobre es impuro, sus malas propiedades se hacen más perceptibles aún, si contiene al mismo tiempo una pequeña cantidad de carbono.

El cobre contiene tambien óxido cuproso cuando el afino se ha prolongado demasiado tiempo. Un contenido de 1,1 por 100 de óxido le hace de textura hojosa y quebradizo á la temperatura ordinaria, y con 1,5 por 100 lo es tambien á temperaturas elevadas. A diferencia de lo que sucede con el carbono, el óxido de cobre parece que disminuye las malas propiedades comunicadas al metal por otras impurezas, lo cual hace necesaria la existencia de alguna cantidad de este óxido en los cobres que no están suficientemente puros. Segun Karsten, la cantidad de óxido no debe pasar de 2 por 100. Percy ha encontrado 3 á $3\frac{1}{2}$ por 100 en el cobre afinado inglés de buena calidad; y sin embargo, este cobre no puede considerarse como *cobre seco*, siempre que haya mezclas extrañas que contrabalanceen los efectos de la accion del óxido. Para que pueda llamarse *seco* un cobre que contiene impurezas, su contenido en óxido cuproso debe pasar de aquel tanto por ciento en que la accion mútua de uno y otras se equilibra del mejor modo posible. La cantidad de óxido que puede contener el cobre es muy considerable: segun Rammelsberg, un cobre pasado de punto exprofeso, contiene hasta 15 ó 19 por 100 de óxido cuproso.

El color, el brillo y la textura del cobre son los signos que ordinariamente sirven para juzgar de la calidad del metal. El cobre refinado, que no contiene ni metales extraños, ni carbon, ni óxido disuelto, presenta despues de fundido una fractura de color rojo característico, una estructura granuda y un brillo completamente metálico. Cuando se forja, la estructura se hace fibrosa; pero las fibras se presentan tan compactas que no se perciben aisladamente, sino que la masa aparece perfectamente homogénea. El brillo es metálico, pero á cierta luz aparece se-

doso, y mirado en otras direcciones, mate. El color es más claro, casi rosáceo.

El cobre impuro, que no contiene, sin embargo, ni óxido cuproso ni carbon, presenta un color sucio y una estructura escamosa; á cierta luz se presenta mate, aunque tenga en realidad brillo metálico. Lo mismo sucede despues que ha sido forjado.

El cobre refinado impuro, y el pasado de punto, presentan los mismos caractéres: en ambos se percibe una fractura de color rojo de ladrillo y de aspecto mate: éste continúa despues del forjado, pero la estructura se hace sedosa. A medida que el contenido del cobre en óxido aumenta, el color se oscurece y de rojo de ladrillo se convierte en pardo; la estructura se hace escamosa y el brillo desaparece casi por completo.

Cuando el cobre contiene carbono, presenta moldeado una fractura dentellada y un grano grueso: el color es tanto más amarillento cuanto más carbon contiene, y el brillo siempre muy metálico. Forjado presenta una estructura muy homogénea y conserva su color y su brillo.

Purificacion.—Para obtener el cobre químicamente puro, es necesario recurrir á la precipitacion de sus disoluciones por medio de la pila. Se empieza por disolver el metal del comercio haciéndole hervir en ácido sulfúrico, diluido en la mitad de su volúmen de agua; al cabo de quince ó veinte minutos de ebullicion, se ha precipitado todo el arsénico contenido en el ácido, y el cobre empieza á disolverse desprendiendo ácido sulfuroso. Cuando cesa el desprendimiento, se echa agua hirviendo sobre el residuo, y se calienta para disolver el sulfato de cobre formado. Despues se decanta la disolucion, se evapora á sequedad para lanzar el exceso de ácido sulfúrico, y se vuelve á disolver haciéndola luego cristalizar. Los cristales contienen aún algo de hierro y de zinc; pero en la disolucion ácida no se precipita por la accion de la pila más que el cobre, que se procura obtener en láminas delgadas y flexibles.

La presencia de cantidades de hierro muy pequeñas en el cobre metálico, se puede conocer fácilmente disolviendo una pequeña cantidad en un ácido puro, y agregando luego á la disolucion amoniaco hasta que se disuelva el precipitado. Despues se introduce la disolucion con una hoja del mismo cobre en un

frasco que se llena con agua hervida y que se cierra herméticamente con tapon esmerilado, y se abandona á sí misma en un sitio abrigado. Si el cobre es puro la disolucion se decolora sin que se forme depósito alguno; si hay hierro, aunque sólo sea en muy corta cantidad, se precipita un depósito amarillo.

Tambien puede obtenerse cobre muy puro, precipitándole de sus disoluciones por medio de una lámina de hierro bien limpia. El precipitado metálico se tiene algun tiempo en digestion con ácido clorohídrico, que le quita las últimas porciones de hierro y luego se funde con borax, al cual se ha agregado un poco de óxido de cobre.

La reduccion del óxido ó del cloruro de cobre por medio del hidrógeno, da tambien cobre bastante puro; el primero de aquellos cuerpos le da en estado pulverulento; el segundo en estado algo más agregado y á veces cristalino.

Siempre que el cobre ha de obtenerse agregado y que para ello es necesario fundirle, disuelve alguna cantidad de óxido.

Menas.—La naturaleza presenta el cobre, ya al estado nativo, ya combinado con otros cuerpos, principalmente con el azufre y con el oxígeno. La diferente composicion de las menas, y el diverso tratamiento á que hay necesidad de someterlas, determinan una division de las menas en *piritosas*, ó sean aquellas en que el cobre se encuentra combinado con el azufre, y *ocráceas*, ó sean aquellas en que se encuentra combinado con el oxígeno.

Las menas piritosas son las más frecuentes y abundantes. Las principales son las siguientes:

La *chalcosina*, sulfuro cuproso de la fórmula Cu^2S con 79,8 por 100 de metal.

La *cobelina*, sulfuro cúprico con 66,4 por 100 de cobre.

La *filipsita* ó *cobre abigarrado*, sulfuro de cobre y hierro ($3 Cu^2S, Fe^2S^3$) que contiene 55,6 por 100 de cobre y que muy á menudo se encuentra mezclado ó combinado con más ó ménos cantidad de chalcosina y de chalcopirita.

La *chalcopirita*, ó *pirita cobriza*, sulfuro de cobre y hierro, que es acaso la más abundante de todas las menas cobrizas y contiene 34,5 por 100 de cobre. Su fórmula es: Cu^2S, Fe^2S^3 .

La *bournonita*, sulfo-antimoniuro de plomo y cobre que con-

tiene 42,5 por 100 del primer metal y 13 por 100 del segundo y cuya fórmula es: $3\text{Cu}^2\text{S}, \text{SbS}^3 + 2\text{Pb}^3\text{S}, \text{SbS}^3$.

El *cobre gris*, que comprende una porcion de especies, entre las cuales se hallan el fahlerz, la chalco-estibita, la domeykita, la fennantita, etc., cuyo contenido en cobre varía desde 15 hasta cerca de 50 por 100. Los no argentíferos llegan á esta última riqueza en cobre; en los que contienen mucha plata (hasta 31 por 100), se rebaja la riqueza en cobre hasta 15. El azogue contenido en los cobres grises varía de 0,5 á 17,2 por 100.

La *enargita*, sulfo-arseniuro de cobre ($3\text{Cu}^2\text{S}, \text{AsS}^5$) que contiene 48,3 por 100 de cobre y en muchas ocasiones pequeñas cantidades de sulfuros de zinc, hierro y antimonio.

Entre las menas oxidadas merecen citarse las siguientes:

El *cobre rojo*, óxido cuproso con 88,8 por 100 de metal.

La *malaquita ó verde de montaña*, carbonato de cobre hidratado de la fórmula $\text{CuO}, \text{CO}^2 + \text{CuO}, \text{HO}$ con 57,4 por 100 de cobre.

La *azurita ó chersilita*, carbonato tambien hidratado de la fórmula $2\text{CuO}, \text{CO}^2 + \text{CuO}, \text{HO}$ que tiene 55,2 por 100 de metal.

Division y teoria del beneficio.—El beneficio de las menas cobrizas se puede hacer por la vía seca ó por la vía húmeda, y en uno y en otro método como es natural el tratamiento varía segun que se benefician menas piritosas ó menas ocráceas. Esto determina la division del estudio del beneficio de las menas cobrizas en dos partes: tratamiento de las menas por la vía seca y tratamiento por la vía húmeda, y la subdivision de cada una de estas en otras dos: tratamiento de las menas piritosas y tratamiento de las menas ocráceas.

Las reacciones que tienen lugar en el tratamiento de las menas por la vía seca, varían notablemente segun que se funda una ú otra clase de menas, y son mucho más sencillas cuando se trata de las oxidadas. Las menas piritosas se someten primero á una calcinacion, por medio de la cual se producen en parte la volatilizacion del azufre y la oxidacion del hierro, resultando un producto en el cual hay todavía cierta cantidad de azufre que permanece combinado con el cobre y protegiéndole de la oxidacion, óxido de hierro y alguna cantidad de sulfuro

de este metal que no se ha descompuesto en la calcinacion. Este producto se funde luego con adicion de sustancias silíceas y de este modo el hierro al estado de óxido se trasforma en silicato y pasa á las escorias miéntras que el cobre al estado de sulfuro, permanece combinado con el azufre y con cierta cantidad de sulfuro de hierro y forma una mata más ó ménos rica, que en el caso de tratarse piritas puras y no argentíferas, se calcina, se vuelve á fundir y da un nuevo producto llamado *cobre negro*; es decir, un producto compuesto de azufre, hierro y cobre en el cual este último llega á un 88 ó 98 por 100. Las impurezas que acompañan al cobre son en todos los casos mucho más oxidables que éste y por consiguiente pueden separarse manteniendo el metal fundido bajo la influencia de una atmósfera oxidante muy enérgica.

Cuando las piritas no son muy puras, la operacion se complica, porque permaneciendo protegidos de la oxidacion por el azufre algunos de los metales extraños que las acompañan, pasan luego al cobre al verificarse la fundicion por cobre negro y hacen el afino más difícil y ocasionado á grandes pérdidas de cobre. Tambien hay necesidad de modificar algo el procedimiento cuando se quiere obtener la plata que contienen las menas, y tanto en uno como en otro caso, la variacion consiste en la multiplicidad de las operaciones; es decir, en someter las menas alternativamente á una série de calcinaciones y fusiones; en cada una de las primeras se volatilizan algunos cuerpos extraños y se oxidan otros, y en cada una de las segundas, pasan éstos á las escorias concentrándose el cobre en una mata, que cada vez es más rica, y de la cual van espulsándose poco á poco las sustancias extrañas, bien por volatilizacion, bien por escoriificacion, hasta que al fin llega á obtenerse cobre negro, que se afina.

En cuanto al tratamiento de los minerales ocráceos, la teoría es más sencilla. Por la accion de una temperatura elevada los carbonatos hidratados pierden el agua y el ácido carbónico y se convierten en óxidos: éstos se reducen con el carbon y como existe generalmente alguna cantidad de óxido de hierro, éste se convierte tambien en hierro metálico que se alea con el cobre. Se obtiene de este modo una masa metálica compues-

ta de cobre y hierro y una escoria que se separa. El cobre se afina y por la oxidacion se separan el hierro y las demas sustancias extrañas que contiene, favoreciéndose la separacion de las crasas formadas por medio de la ebullicion producida introduciendo en el cobre una pértiga de leña muy verde.

Al describir como ejemplos los métodos de beneficio adoptados en diferentes localidades, insistiremos sobre estas reacciones, indicando las que tienen lugar segun la diferencia de los aparatos empleados y del modo de conducir las operaciones.

Las menas piritosas se pueden tratar en hornos de reverbero ó en hornos de cuba; las oxidadas no pueden sufrir el tratamiento de reverberos, que es mucho más caro de combustible, sino cuando son muy ricas, y generalmente se funden en hornos de cuba.

Los reverberos para el tratamiento de las menas piritosas de cobre, se empleaban al principio exclusivamente en Inglaterra, y aún hoy este género de tratamiento es esclusivo de aquel país, y se conoce con el nombre de *método inglés* ó *del país de Gales*. Sin embargo, algunas operaciones, como por ejemplo, el afino, se hacen en esta clase de hornos en el continente, donde ántes sólo se empleaban para todas las manipulaciones los hornos de cuba.

El método en hornos de manga, conocido con el nombre de *método alemán*, se usa en casi toda Europa, si bien, como ántes se ha dicho, modificado en algunos puntos, aceptando el reverbero para ciertas operaciones. La razon de esta preferencia, es el gasto mucho menor de combustible, porque con el método en reverberos se consume una cantidad de hulla más de diez veces mayor que con el método en hornos de manga, dadas condiciones análogas en las menas sometidas al tratamiento.

II.

MÉTODOS POR LA VÍA SECA. BENEFICIO DE LAS MENAS PIRITOSAS.—Tratamiento en reverberos.—Método del país de Gales.—Tratamiento en hornos de cuba.—Métodos de Boston, de Atvidaberg, de Mansfeld y de Agordo.—BENEFICIO DE LAS MENAS ÓXIDADAS.

Tratamiento en reverberos en el país de Gales (1).—

El beneficio de las menas piritosas de cobre, empleando exclusivamente los hornos de reverbero, es, como se ha dicho ya anteriormente, esclusivo de Inglaterra, donde han hecho adoptarle, sin duda alguna, por una parte la abundancia y baratura consiguiente del combustible, y por otra la facilidad de tratar minerales gruesos y menudos, la posibilidad de favorecer las reacciones removiendo las materias, y la mayor perfeccion con que éstas tienen lugar en aparatos en que puede modificarse á voluntad la temperatura, la accion oxidante, etc.

Al país de Gales llegan menas de todos los puntos de Europa y de América, lo cual hace que haya siempre en las fábricas una gran variedad, que facilita indudable el tratamiento, permitiendo la confeccion de mezclas que se sirvan mutuamente de fundentes. El procedimiento en uso en aquel país es bastante complicado, y consta por lo ménos de seis operaciones, (incluso el afino), que son calcinaciones y fusiones alternativas, verificadas todas ellas en reverberos de distinta naturaleza, segun la de aquella operacion á que se destinan.

La primera operacion es la calcinacion de las menas. El horno en que se verifica ordinariamente, está representado en la figu-

(1) *Description des procédés métallurgiques employés dans le pays de Gales pour la fabrication du cuivre; et recherches sur l'état actuel et l'avenir probable de la production et du commerce de ce métal, par M. F. Le Play.—Annales des Mines, 4.^a série, tome XIII, páginas 3 y 389—PERCY: The metallurgy of Copper (traduccion francesa), pág. 164.*

ra 64. La plaza, que descansa sobre tres bóvedas *BBB*, tiene la forma de un rectángulo, cuyas esquinas están cortadas por una curva. Su longitud es de 4^m,40, y su anchura de 2 metros. En uno de los extremos del eje mayor se encuentra el hogar *h*, que tiene 1^m,10 de longitud por 55 centímetros de anchura y 45 de profundidad. La plaza está 40 centímetros por bajo del nivel del puente. La bóveda es rebajada y dista de la plaza 65 centímetros en su principio y 35 en el tragante *t*. El puente se pro-

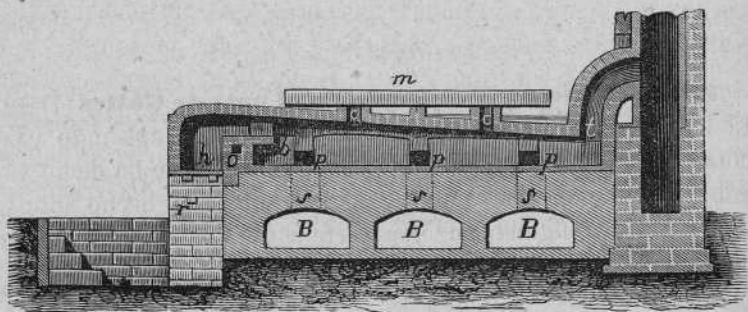


Fig. 64.

longa en la proximidad de la plaza formando una bóveda *b*, cuyo objeto es sustraer, á una temperatura demasiado elevada, la parte de la carga que se encuentre en este punto. Además existe en el puente un canal *o*, que desemboca en la plaza por tres conductos, y que sirve, como la bóveda citada ántes, para evitar un exceso de temperatura y para facilitar la oxidación de las menas. La carga se introduce por dos aberturas *cc*, en comunicación con una gran tolva *m*, situada en la parte superior.

En cada lado largo del horno hay tres puertas *ppp*, entre las cuales los muros están redondeados para que no pueda aglomerarse el mineral entre ellas, y para que sea fácil removerle con las herramientas. Delante de cada puerta hay una especie de trampa que tapa un conducto *s*, por el cual puede arrojarse la carga á unas cámaras situadas en la parte inferior.

La carga se compone de minerales piritosos de diversas procedencias que se mezclan de modo que su riqueza media llegue á 8 ó 10 por 100 de cobre. Se introducen de una vez en el

horno 3 toneladas ó $3 \frac{1}{2}$, y se extienden con igualdad sobre la plaza con rodillos que se manejan por las puertas laterales. La notable cantidad de mena cargada rebaja considerablemente la temperatura del horno, que despues se va elevando gradualmente, y removiéndose las materias de dos en dos horas, para exponer cada parte del mineral sucesivamente á la accion de los productos de la combustion. A medida que la calcinacion avanza, la tendenciá del mineral á aglutinarse disminuye, por la formacion de combinaciones oxidadas. A las doce horas generalmente el mineral se da por calcinado, y se arroja por las trampas de delante de las puertas á las cámaras inferiores, en las cuales se rocía con agua. En este estado el mineral tiene un color pardo negruzco. El combustible empleado para la operacion es una mezcla de 28 partes de hulla crasa y 72 de hulla seca ó antracita, ambas menudas, cuya combustion tiene lugar por medio de un procedimiento especial que permite el aprovechamiento de un combustible que seria inútil en otras condiciones.

La rejilla, que como se ha dicho está á bastante profundidad por bajo del puente, se compone de un corto número de barras, que sostienen una masa esponjosa semifundida en la parte superior y atravesada por una multitud de pequeños canales en los que se calienta el aire ántes de llegar al combustible, que en estas circunstancias se quema produciendo en su casi totalidad hidrógenos carbonados y óxido de carbono. Esta masa, llamada por los fundidores ingleses *clinker*, y á la cual ha dado Mr. Le Play el nombre de *craya*, está compuesta de silicatos de hierro y de bases térreas con una corta cantidad de sulfuro ferroso. Necesita arreglarse cuidadosamente por los fundidores, y para que llene bien su objeto, no sólo hay que tener esta precaucion sino que es tambien preciso mezclar las diferentes clases de antracita y de hulla para que se produzca la masa tal como se desea.

Cuando la cantidad de craya es demasiada, se saca una parte por entre las barras de la rejilla, para lo cual hay por debajo de las dos en que están sostenidas aquellas, otra *r* cuyo corte se representa en la figura 64.

La mayor parte de los productos de la combustion, consisten,

como se ha dicho, en hidrógeno carbonado y en óxido de carbono, que á la temperatura elevada á que se encuentran en la parte superior del hogar, y en presencia del aire introducido por el canal del puente, se queman; de este modo, sobre la capa superior de los minerales cargados en la plaza existe una capa de aire frio que no pasa por el hogar; inmediatamente sobre ésta, otra en que el mismo aire quema los productos gaseosos desprendidos de aquel, y por último otra, en contacto con la bóveda del horno, en la cual los gases no se queman por falta de oxígeno.

Sometidas las menas de este modo á la accion oxidante del aire y á la temperatura elevada que produce la combustion completa del combustible gaseoso, se oxidan en su mayor parte, desprendiéndose ácido sulfuroso, y convirtiéndose el sulfuro de hierro en óxido férrico. Ademas se forman tambien un poco de ácido sulfúrico y á veces algo de hierro magnético; el primero se desprende y puede reconocerse en los humos; el segundo queda en la masa calcinada. Mr. Le Play atribuye la opacidad de los vapores emitidos por el mineral al desprendimiento de ácido sulfúrico, que precipita y condensa la humedad del aire.

Mr. Napier ha hecho muchos trabajos relativos á la calcinacion de esta clase de minerales, y aunque no merecen completa fé, porque se nota en los resultados la anomalia de que al cabo de cierto número de horas de calcinacion contienen las menas una cantidad de azufre mayor que la que contenian algun tiempo ántes, pueden tomarse, sin embargo, como bastante exactos para indicar la composicion del mineral al entrar en el horno y al salir de él despues de haber sufrido una calcinacion por espacio de doce horas (1). Estos resultados son los siguientes:

(1) La existencia del azufre en los minerales en cantidad mayor á las doce horas de calcinacion que á las seis, es inadmisibile, porque no hay circunstancia ninguna que pueda explicar la introduccion de este cuerpo en el horno, ni la volatilizacion en gran escala de las demas sustancias. Sin embargo, la dificultad de tomar una muestra que represente bien el estado de la carga, cuando ésta se encuentra sólida, puede explicar el resultado obtenido por Mr. Napier en sus análisis.

	Al entrar en el horno.	Al salir del horno.
Cobre.....	12,3	12,2
Hierro.....	32,7	27,0
Azufre	31,1	16,2
Sílice.....	24,0	40,0

Esto demuestra que el resultado principal de la operacion es la espulsion de la mitad próximamente del azufre contenido en las menas, quedando, sin embargo, la cantidad necesaria para preservar al cobre de la oxidacion. La pérdida de peso que tiene lugar en la calcinacion es 7,2 por 100.

En diversas ocasiones se ha tratado de utilizar, si no totalmente, en parte al ménos, el azufre que lanzan á la atmósfera las fábricas de Swansea y de sus alrededores, que causa grandes molestias á los habitantes y grandes daños á la vegetacion; pero estos ensayos no han tenido éxito y, segun los cálculos de Mr. Le Play, se pierde anualmente en la atmósfera, produciendo estos malos efectos, una cantidad de azufre cuyo valor asciende á cinco millones de francos. Mr. Williams, doctor de Swansea, y algunos otros, suponen que la volatilizacion de esta cantidad de azufre es ventajosa y produce saludables efectos en los obreros, y hasta pretende el primero que desde la instalacion de las fábricas han desaparecido las fiebres perniciosas que reinaban en algunos puntos de la localidad. Sin embargo, los fabricantes construyen elevadísimas chimeneas para aminorar en lo posible los malos efectos de los vapores, y hasta ha habido recientemente quien ha querido obligarles á emplear los medios necesarios para evitar el desprendimiento de esta cantidad enorme de ácido sulfuroso.

El personal necesario para cada horno son dos obreros; cada uno de ellos está al cuidado de la calcinacion durante veinticuatro horas, pasado cuyo tiempo le releva el otro; un cuarto de hora despues de introducida una carga en el horno, el obrero arregla la rejilla quitando algunos trozos de craya y procurando agrandar con la punta de su espeton los agujeros que presentan tendencia á obstruirse, y en seguida pone sobre el carbon que existe en el hogar una nueva carga, repitiendo esta operacion cada hora y veinte minutos y cargando unos 50 kilogramos de

combustible de cada vez. Cada dos horas, segun se ha dicho ya, se hacen surcos paralelos por toda la extension de la plaza, teniendo cuidado, para no enfriar demasiado el horno, de tener cerradas todas las puertas ménos aquella en que se trabaja. Al cabo de unas once horas y media se reunen los dos obreros de dos hornos contíguos y juntos hacen la descarga abriendo las puertas, quitando las planchas con que están tapadas las trampas que hay en la plaza delante de ellas y atrayendo hácia aquella parte el mineral, que dejan caer luego en el depósito inferior. Este trabajo es muy penoso por la gran cantidad de vapores sulfurosos que desprenden los minerales, y que les obligan á taparse con un pañuelo la mitad inferior de la cara, y á separarse de cuando en cuando á alguna distancia del horno para respirar un aire más puro. Verificada la descarga se introduce una carga nueva, sobre la cual se opera del mismo modo.

La cantidad de combustible empleado en una operacion, es de 423 kilogramos, ó sea de 121 kilogramos por tonelada de mena que se calcina.

En algunas fábricas no se emplean para la calcinacion los reverberos anteriormente descritos, sino unos mucho mayores, cuya plaza es tambien rectangular, con las esquinas achaflanadas, y que tienen cuatro puertas de trabajo á cada lado. La longitud de la plaza es de 9 metros, y su anchura, comprendida entre los salientes que forman hácia el interior los muros que separan las puertas (los cuales en éstos hornos no son curvos, sino que forman un ángulo), de 4^m,50. A la altura del puente existe en estos hornos, como en los pequeños, un arco, que va de un lado á otro del hogar, y que sirve para sustraer, á una temperatura demasiado fuerte, la parte de las menas colocada en la proximidad del puente. La bóveda se eleva en este punto 1^m,20 sobre la plaza y 45 centímetros sobre el puente; en la extremidad opuesta sólo dista de la plaza 30 centímetros. El puente es macizo y no existe ningun orificio especialmente destinado á la entrada del aire.

La carga se introduce por medio de cuatro tolvas de hierro, colocadas sobre la bóveda y sostenidas por una armadura tambien de hierro; las bocas inferiores de estas tolvas corresponden á otras tantas aberturas de la bóveda, cerradas de ordinario con

ladrillos refractarios de grandes dimensiones. Como en los hornos pequeños, hay delante de cada puerta una trampa que comunica con un depósito inferior, á donde se arroja la mena cuando ya está calcinada. Un tragante conduce los humos á una galería general, de la cual pasan á la chimenea. La profundidad de la rejilla por bajo del nivel del puente es de un metro.

En estos hornos se cargan 7 toneladas de mineral, que permanecen en ellos de doce á veinticuatro horas.

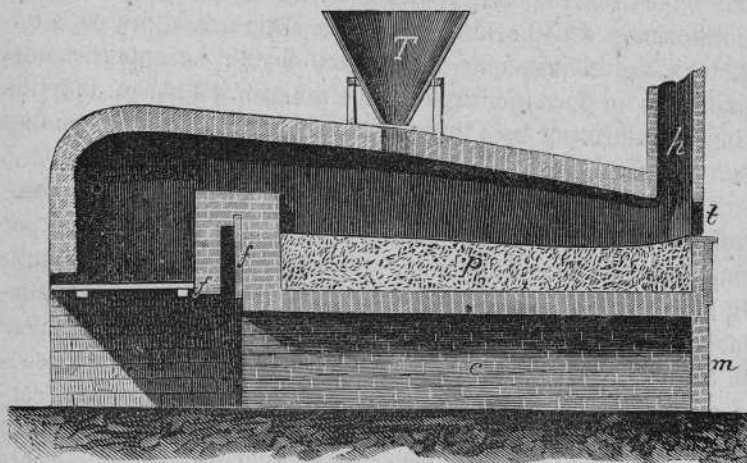


Fig. 65.

Las menas calcinadas en unos ó en otros hornos, se recogen de los depósitos inferiores cuando aún no han tenido tiempo de enfriarse completamente, y se llevan á almacenes de donde se toman luego para hacerlas sufrir la fundicion por *mata bronceada* (*coarse metal*); es decir, una fusion en la cual se concentre el cobre en un producto compuesto ademas de azufre y hierro, y se produzca una escoria que se apodere de las sustancias térreas y del hierro que existe en la mena calcinada al estado de óxido.

La operacion se verifica en reverberos, cuya disposicion está indicada en la figura 65. La plaza es de figura oval; en la proximidad del puente tiene una anchura de 1^m,64; á 1^m,70 del puente alcanza su mayor amplitud, que es de 2^m,70, y al extremo opuesto, es decir, á una distancia de 4 metros próximamente,

(que es la longitud de la plaza), tiene tan sólo 50 centímetros. La plaza descansa sobre una bóveda de cañon seguido *c*, cuyo eje es paralelo al del horno, y cuya anchura es de algo ménos de un metro: la extremidad de esta bóveda, opuesta al hogar, está cerrada con un muro vertical *m*. Encima de esta bóveda se pone una plataforma de ladrillos refractarios, sobre la cual descansa inmediatamente la plaza *p*. La bóveda es tambien de ladrillos refractarios; dista 50 centímetros del puente y 40 de la extremidad opuesta de la plaza; la altura del puente por el lado del laboratorio, es de 40 centímetros, lo cual da una altura de la bóveda sobre el principio de la plaza de 90. La superficie del puente es un poco inclinada hácia el interior del horno: la rejilla está un metro por bajo de su arista superior, y sus dimensiones son 1^m,30 en cuadro.

El puente es hueco, y los ladrillos refractarios de que se compone, están sostenidos por la parte inferior y por la lateral por medio de piezas de fundicion *f*, cuya seccion se ve en la figura. El atizadero no tiene puerta, y se cierra tan sólo por la acumulacion del combustible. En el extremo de la plaza hay una puerta *t*, que sirve para la introduccion y la extraccion de las escorias que, hallándose en trozos demasiado grandes, no pueden cargarse de otro modo. La carga de la mena se hace por una tolva de grandes dimensiones *T*, colocada sobre la bóveda, y que corresponde con un orificio de ésta. Los productos de la combustion van por un canal inclinado *h*, á la chimenea ó á una galería general cuando hay en la fábrica una chimenea para varios hornos. Toda la parte interior del horno y del hogar es de ladrillos refractarios; el resto se hace de ladrillos ordinarios, reforzándolos con un fuerte engatillado de hierro.

La plaza es de arena, que se apisona bien sobre la capa de ladrillos refractarios indicada ántes: sobre la capa de arena se pone otra ligera capa de escorias, que se funde para darla más compacidad. En algunas fábricas en que el espesor de la plaza no pasa de 30 centímetros, se hace de una vez; en otras se pone primero una capa de esta altura y despues otra ú otras dos más delgadas; pero construidas de la misma manera hasta que se llega á una altura de 50 centímetros. La superficie de la plaza es inclinada hácia un receptáculo lateral, en cuyo fondo, incli-

nado tambien, hay un orificio por donde se hace la sangría. A fin de granular la materia, existe en la parte exterior del horno un recipiente con agua, y á éste se la conduce por medio de una canal de fundicion de hierro. Para sacarla del recipiente, existe dentro de él una caja cilíndrica de palastro, agujereada en el fondo y que puede manejarse por medio de una grua ó de un ismple torno, cuando está llena.

La carga varía mucho de unas fábricas á otras, y áun dentro de una misma fábrica varía tambien, segun la naturaleza de los minerales. Cuando son muy fusibles y no hay necesidad de añadir fundentes, no importando tampoco mucho que se pierda algo de cobre, se puede llevar la carga hasta 1.200 kilogramos. Cuando hay necesidad (y es el caso más frecuente), de añadir espato fluor en cantidad de 40 á 80 kilogramos por carga, y ademas 60 á 90 de escorias que deben repasarse para empobrecerlas, apénas se puede cargar una tonelada de mineral calcinado. Mr. Le Play (1) indica la composicion siguiente para una carga normal:

Minerales calcinados.....	896	} 1.000 kilogramos.
" crudos.....	104	
Fundentes..	Espato fluor.....	51 "
	Escorias de la misma fundicion...	71 "
	" de las operaciones siguientes.....	178 "
TOTAL...		1.300 "

La mena calcinada se carga por la tolva superior y se extiende rápidamente sobre la plaza. Las escorias están en fragmentos demasiado grandes para introducirlas de esta manera, y se introducen, como ya se ha dicho, por la puerta *t* del extremo opuesto al hogar. Inmediatamente despues se cierra bien la puerta y se activa el fuego para producir lo más pronto posible la fusion de la masa. Al cabo de una media hora ha empezado ésta, y á las tres horas y media está bien terminada. Entonces se remueven las materias, dejándolas luego reposar y re-

(1) Memoria ya citada.—*Annales des mines*, 4.^a série, tomo XIII, páginas 3 y 389.

tirando las escorias por la puerta de trabajo. Despues se vuelve á hacer otra carga, y la operacion se repite hasta que la mata recubre toda la plaza del horno. Entónces se rompe la piqueta cuidadosamente, para hacer que la mata salga en un chorro muy delgado, y se recibe éste en el agua, en la cual se coagula formando granos de la dimension de una lenteja á un cañamon.

Antes de dar salida á la mata se abre la puerta de trabajo y se sacan las escorias, á las cuales la presencia de algunos trozos de diversos tamaños de cuarzo y otras rocas, dan una consistencia viscosa. Por este motivo se necesita sacarlas con rodillos, cuidando mucho de producir el menor movimiento posible en la masa, á fin de evitar la mezcla con la mata y el enriquecimiento posible de la escoria. A su salida se recogen en depresiones de forma cuadrangular practicadas en arena, de modo que se viertan siempre en una de ellas y pasen á las otras cuando por estar llena aquella desborden por la parte superior: así se consigue que en el primer recipiente se recojan las más ricas y en los otros las más pobres, quedando en aquel casi toda la mata que ha salido del horno con las escorias.

El combustible empleado en esta operacion, como en la anterior, consiste en una mezcla de hulla y antracita; pero como la temperatura ha de ser más elevada en este caso que en aquel, en vez de ponerse 28 partes de hulla por 100, se ponen 32. La rejilla está tambien recubierta de una capa de craya; pero á fin de quemar completamente los productos gaseosos del combustible ántes de llegar á la carga, sobre la cual no es preciso ejercer ahora una accion oxidante enérgica, se practican en los lados de la rejilla dos ó más conductos de dimensiones algo considerables, por las cuales puede llegar al carbon el aire necesario para convertirlo en ácido carbónico y hacerle desarrollar la mayor temperatura posible. Cuando ésta se obtiene, la llama tiene un gran brillo qué sirve de indicio para que los obreros conozcan las modificaciones que conviene hacer en la carga del hogar.

El personal encargado de un horno consiste en dos obreros, que se releven cada doce horas; de manera que cada uno de ellos elabora tres cargas de mineral. La cantidad de combustible empleado en esta operacion, es de 0,62 por 100 del mineral tra-

tado. La riqueza media más conveniente que deben presentar las menas sometidas á este procedimiento, debe ser de 7 á 9 por 100 de cobre.

La mata obtenida es de un color pardo oscuro y quebradiza. Cuando no se enfria en agua, tiene un color pardo verdoso y una fractura compacta, granuda y á veces ampollosa. Su composicion, segun Mr. Le Play, es la siguiente:

Cobre.....	337
Hierro.....	342
Metales diversos.....	15
Azufre.....	295
Escoria mezclada.....	11
TOTAL.....	1.000

Por consiguiente, puede expresarse por medio de esta fórmula: $3Cu^2S + Fe^2S^3 + 4FeS$, incluyendo en el hierro que se encuentra al estado de sulfuro ferroso, los metales extraños que la mata contiene. La cantidad de mata obtenida llega á 33,7 por 100 del mineral empleado.

En algunas fábricas se ha prescindido recientemente de la calcinacion y el lecho de fusion se prepara con minerales crudos, procurando que tenga una riqueza en cobre de 9 por 100. De este modo aseguran obtener una mata con 38 por 100 de cobre.

La mata granulada se calcina en hornos cuya forma y dimensiones son iguales á las de los indicados para la calcinacion de las menas. Cada horno está servido por dos obreros, que se relévan cada veinticuatro horas. La carga es de 4.500 kilogramos, que se extienden uniformemente por la plaza, ocupando una altura media de 24 centímetros. Una vez hecha, se cierran las puertas del horno y se deja que ejerzan su accion el aire y la temperatura durante dos horas. La temperatura necesita conducirse de modo que la mata esté al rojo naciente al cabo de doce horas, al rojo cereza á las veinticuatro, y al rojo muy vivo á las treinta y seis, que es cuando concluye la operacion. Durante estas treinta y seis horas, se trabajan las materias alternativamente cada dos, con espetones y con palas, removiéndolas con los primeros para que no se aglutinen y trasportándolas con las segundas de una parte á otra del horno. El combustible es una mez-

cla de 77 partes de antracita por 23 de hulla, consumiéndose 34 partes de la mezcla por 100 de mata calcinada. Esta pierde de peso por la calcinacion un 7 por 100 próximamente.

En muchas fábricas se considera terminada mucho más pronto la calcinacion de la mata, y se hace que la operacion no pase de quince á veinticuatro horas. Cuando está completamente calcinada, contiene 11 por 100 de azufre; en el caso de no estarlo, llega hasta 16.

Calcinadas las matas, sufren una nueva fusion en hornos de la misma forma y dimensiones que los de la figura 65, que sólo se diferencian de aquellos en que no tienen el receptáculo lateral para la reunion de la mata, porque en este caso es preciso el mayor contacto posible entre ésta y las escorias. Esta fusion se llama fusion por *mata blanca* (*white metal*). Para esta operacion se agregan minerales crudos y ricos (que en su mayoría proceden de minas extranjeras), y escorias de la última calcinacion y del afino, compuestas casi exclusivamente de sílice y de óxido de cobre.

La composicion de una carga en las condiciones normales de la marcha de un horno, suele ser la siguiente:

Mata bronceada calcinada.....	1.001	kilógramos.
Minerales ricos.....	435	"
Escorias de la calcinacion de algunos productos ricos en cobre.....	108	"
Id. del afino.....	43	"
Restos de hornos.....	107	"
Arena de las plazas.....	75	"
Ladrillos de las paredes.....	11	"
Materias cobrizas artificiales.....	12	"

Estas últimas consisten principalmente en las recortaduras de las planchas, batiduras de los laminadores, etc. La parte de carga, que consiste en menas, se introduce en el horno apenas se ha hecho la sangría de la anterior, abriendo el registro de la tolva, y tan luego como ha caído en la plaza se abre la puerta de trabajo y se extiende uniformemente por toda ella. Despues se arrojan á pala por la puerta los 193 kilógramos de restos de hornos, etc., en los cuales se aprovecha la sílice como fundente, y el cobre que pueden contener se agrega al producto de la operacion. Las escorias, en trozos cuyo tamaño no debe exceder

del de un puño, se cargan tambien de la misma manera, y por último se cierra la puerta y se abandonan las materias á sí mismas. Al principio se afritan en la superficie sin llegar á experimentar una fusion verdadera, la cual sólo empieza á verificarse al cabo de una hora. A las tres horas se nota que las materias, que aún continúan sólidas, nadan en un baño de otras fundidas; y al cabo de cuatro ya está todo bien líquido, especialmente en el centro de la plaza. Pasadas cinco horas y cuarto, el obrero revuelve la masa, arrancando de las paredes del horno las materias que se han adherido á ellas y llevándolas al centro para fundirlas, y media hora despues se abre la piqueta y se da salida primero, naturalmente, á la mata, y después á la escoria que ocupa la parte superior. Cuando las materias fundidas acaban de correr, se vuelve á tapar la piqueta con arena arcillosa húmeda y se hace una nueva carga. La cantidad de combustible consumida llega á 66 por 100 de la materia cobriza introducida en el horno, sin contar las escorias.

Se obtiene en esta operacion una mata que llega á 40 por 100 del peso de las materias introducidas en el horno, y que tiene de 65 á 77 por 100 de cobre. Su color es gris blanquecino, y á él debe su nombre; es de fractura compacta y presenta algunos indicios de estructura cristalina radiada. En algunas ocasiones esta mata se carga de sulfuro de hierro, y en este caso se empobrece y presenta un color negruzco azulado, con reflejos negros y violáceos; lo frecuente es obtener un producto intermedio entre uno y otro de estos tipos. La composicion, prescindiendo de los metales extraños, es:

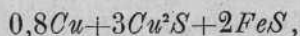
Cobre.....	732
Hierro.....	63
Azufre.....	205
	1.000

Puede expresarse con esta fórmula: $8Cu^2S + FeS$.

Ademas de la mata blanca, se producen en la operacion escorias de un color pardo verdoso y de una testura compacta, sin burbujas ni oquedades. La cantidad de cobre contenida en las escorias es muy variable; cuando son pobres no pasa del 0,8 por 100; cuando son ricas llega al 2,5.

Cuando las menas tratadas son muy impuras, la mata blanca contiene aún una cantidad considerable de materias extrañas, de las cuales hay necesidad de privarla para hacerla sufrir la fusión por cobre negro y obtener éste en condiciones de poderse afinar con economía. Esto introduce en el procedimiento algunas operaciones, innecesarias cuando se trabaja con menas bastante puras, y que por esta razón suelen llamar en el país *trabajo extraordinario (extra process)*.

Cuando las menas producen una mata blanca impura y hay necesidad de producir cobre de una calidad determinada, no puede hacerse la operación indicada anteriormente, y en vez de ésta se verifica la fusión por *mata azul (blue metal)*, buscando la formación de un producto más cargado de sulfuro de hierro que la mata blanca ordinaria, y cuyo trabajo ulterior pueda hacer que desaparezcan los metales extraños al mismo tiempo que este hierro. La fusión se verifica en los mismos hornos que la operación anterior, y el combustible es el mismo; pero la carga se compone de mata bronceada calcinada (que unas veces se fabrica como de ordinario, y otras con menas elegidas) y de minerales piritosos, puros y ricos, sin añadir ninguna otra clase de fundente. La cantidad de carga introducida de cada vez en un horno, asciende, por regla general, á dos toneladas, de las cuales, próximamente, 1,5 es de mata calcinada y 0,5 de mineral piritoso: como en el caso de la fabricación ordinaria de la mata blanca, las materias permanecen en el horno seis horas y media; ántes de sacarse se trabajan ligeramente para desprender las partes mal fundidas que pudieran haberse adherido á las paredes. La cantidad de mata azul obtenida, es el 54 por 100 de la carga total. Es de un color gris oscuro, y cuando se rompe en caliente toma una tinta azulada; es ménos compacta que la mata blanca y mucho más pobre porque no pasa de 57 por 100 de cobre, pudiendo indicarse su composición en esta fórmula:



en la cual se incluyen con el hierro los metales extraños.

Las escorias contienen casi siempre una cantidad considerable de granallas de mata, y esto les da una riqueza que impide

desecharlas. Por esta razon pasan siempre como fundentes á la fabricacion de la mata bronceada.

A diferencia de la mata blanca, obtenida en el procedimiento ordinario, la mata azul contiene siempre mayor ó menor cantidad de cobre metálico, que se presenta en polvo fino ó en filamentos delgados, imperceptibles muchas veces á la simple vista en las oquedades de la mata. Mr. Le Play explica este fenómeno, diciendo que el cobre se precipita fuera ya del horno en el contacto de la mata con la escoria, y por la doble descomposicion del sulfuro de hierro de aquella y del óxido cuproso de ésta. Cuando por consecuencia de la disminucion de temperatura el cobre no puede permanecer líquido, pero aún puede estarlo la mata, ésta cede á la escoria cierta cantidad de hierro y reduce un poco de cobre, que no se combina ya con el azufre que ha quedado libre, sino que se deposita en estado metálico. Como en la mata blanca no existe el sulfuro de hierro, base y origen de la reaccion, no se forma en ella el cobre metálico no obstante contener mucha mayor cantidad de este metal que la mata azul.

Esta teoría presenta, entre otros, el inconveniente de que no explica la presencia del cobre en las matas, cuando éstas, despues de salir del horno, no están en contacto con la escoria; y sin embargo, segun los fundidores ingleses, este es el caso más comun, porque la mata, al principio de la sangría, sale perfectamente limpia de escorias, y presenta, sin embargo, los filamentos metálicos.

Plattner, á quien llama naturalmente la atencion este mismo fenómeno, despues de indicar la teoría de Le Play y la razon de su insuficiencia, da la explicacion siguiente:

“Por estudios en pequeño, se puede indicar que las matas cobrizas, que consisten en una combinacion de mCu^*S, FeS , son susceptibles de disolver, aún cuando estén fundidas, una pequeña cantidad de cobre, que no se separa con la solidificacion rápida. Si una mata que ha disuelto esta cantidad de cobre se deja por el contrario enfriar lentamente, se forman aquí y allá en su masa pequeñas oquedades, cuyas paredes están tapizadas por filamentos metálicos de cobre. La razon en ambos casos es, que durante la fundicion, el sulfuro ferroso presta azufre al cobre, convirtiéndole en Cu^*S y convirtiéndose él mismo en Fe^*S ; y se forma una combinacion de Cu^*SFe^*S , que en estado líquido

á una cierta temperatura y por el enfriamiento rápido, no se descompone; pero cuando el enfriamiento es lento, á consecuencia de la afinidad del sulfuro cuproso por el sulfuro ferroso, el subsulfuro Fe^2S se convierte de nuevo en sulfuro FeS á expensas del azufre del Cu^2S , y por consiguiente se separa cobre metálico en estado de gran division. Si en una mata obtenida en grande, y que consiste en mCu^2S, Fe^2S , pero que tambien contiene más ó ménos Fe^2SFeS , existe un exceso de Fe^2S , por el enfriamiento lento despues de hecha la sangría, aquel se convertirá, á expensas del azufre del Cu^2S en FeS cuando el contenido sea grande, ó en una combinacion de Fe^2SFeS , cuando el contenido en cobre es más pequeño; pero en ambos casos se precipitará cobre metálico que se reunirá en las oquedades en estado de filamentos" (1).

La mata azul necesita sufrir una purificacion, y para ello se somete á una fusion lenta, durante la cual la mayor parte de las sustancias nocivas se oxidan en presencia del aire, al mismo tiempo que una parte del cobre; y cuando se ha conseguido este resultado, se eleva la temperatura convenientemente para escorificar los óxidos y afinar al mismo tiempo la mata por la reaccion del sulfuro de cobre que contiene, con el óxido cuproso que existe en las escorias. Esta operacion se ejecuta en un horno, semejante al de fusion de las menas ya descrito; pero en el cual no existe tolva, sino una puerta colocada en uno de los extremos del eje menor de la plaza, por la cual se introducen las materias á pala ó á mano. El personal afecto á cada horno, consiste en cuatro maestros, cuatro ayudantes y cuatro muchachos; pero ademá de tener á su cargo esta operacion, tienen la que se indicará inmediatamente despues. El combustible es, como siempre, una mezcla de hulla y antracita.

La carga consiste en 2 toneladas de mata azul sin ninguna adicion de fundente; pero debe observarse que, á consecuencia de haberse recogido, al hacerse la sangría, en moldes de arena, los trozos conservan en su superficie una cantidad de ésta, que sirve para la escorificacion ulterior de los óxidos formados. La plaza debe mantenerse al principio á una temperatura poco elevada, y para conseguirlo es necesario dejarla enfriar unos tres cuartos de hora despues de terminada la operacion anterior. Cuando está ya bastante fria, se introduce la mata en grandes

(1) PLATTNER: *Vorlesungen über allgemeine Hüttenkunde*, tomo II, página 166, nota.

fragmentos que pesan 200 á 250 kilogramos, para lo cual se reunen dos obreros y dos ayudantes: estos fragmentos se colocan 1^m,20 de distancia del puente, y se procura dejar entre ellos el mayor número de intersticios posible, para que la corriente gaseosa no vaya por entre la carga y las paredes del horno, sino por el centro de éste. Despues se cierran las puertas y se abandona la operacion á sí misma, sin que los obreros hagan otra cosa que manejar el registro del hogar para conseguir el tiro correspondiente á la temperatura que se desea; es decir, la del rojo oscuro, á la cual la masa empieza á sufrir una fusion muy lenta, liquidándose gota á gota. Esta temperatura debe mantenerse lo más constante que sea posible durante todo el período primero de la operacion.

La fusion empieza ordinariamente al cabo de una hora, y ocho y media despues de hecha la carga ya está toda ella semifundida en la plaza del horno. Entónces se cierra completamente el registro y se mantiene la temperatura sumamente elevada durante dos horas y media, en las cuales los sulfuros se reunen en la parte baja y las escorias en la superficie del baño, verificándose la afinacion á consecuencia de la accion entre el óxido de la escoria y el sulfuro de la mata. A las once horas, próximamente, de hecha la carga, se sangra y despues se deja enfriar el horno, como se ha dicho ántes, para proceder á una carga nueva. La cantidad de mata obtenida llega á 66 por 100 de la mata azul cargada. Esta mata se llama *mata blanca extra*, y tiene 77 por 100 de cobre y 20 de azufre. El gasto de combustible es 71 por 100 de la mata fundida.

La *mata blanca extra* sufre aún una nueva fusion para convertirse en *mata régulo*. La operacion se verifica en hornos iguales, y muchas veces en los mismos hornos que han servido para la purificacion de la mata azul, y tiene el mismo objeto y los mismos períodos que aquella. La carga es de tonelada y media de matas; pero no sólo de la mata extra, sino tambien de otras semejantes, obtenidas como se dirá más adelante en el trabajo de las escorias. El trabajo de cada carga dura en este caso sólomente unas cuatro horas, dos de las cuales se emplean en hacer la carga y en licuarla, y las otras dos en la reaccion de la mata y las escorias.

Se obtiene en esta operacion *mata régulo*, que va al tratamiento por cobre negro, escorias que contienen mucho cobre y deben sufrir un tratamiento ulterior, y un cobre llamado *fondos* (*bottoms*), que existe en la parte inferior del baño fundido. El consumo de combustible es 32 por 100 de la cantidad de mata fundida. La mata régulo, que se obtiene en cantidad de 73,5 por 100 de la mata cargada, tiene la composicion siguiente:

Cobre.....	811
Hierro.....	2
Azufre.....	185
	998

Ademas se forma, como ya se ha dicho, un cobre metálico impuro (*bottoms*), cuya composicion es la siguiente:

Cobre.....	925
Hierro, níquel manganeso.....	16
Estaño.....	2
Arsénico.....	4
Azufre.....	48
	995

Este llega á 21 por 100 de la carga.

Una de las operaciones importantes en el método del país de Galles es la refundicion de las escorias obtenidas en la fusion por mata blanca y en las dos fusiones por mata azul. Contra lo que sucedé en la generalidad de las operaciones metalúrgicas, el cobre obtenido de estas escorias es de mucha mejor calidad que el cobre ordinario y recibe por esta razon el nombre de *best selected* (el más elegido). La reaccion del cobre contenido en las escorias sobre el azufre de algunas menas piritosas muy puras, produce una mata cuya calidad mejora notablemente añadiendo al fin de la operacion á las materias fundidas un poco de carbon, que reduce alguna cantidad de cobre y purifica notablemente la mata de los metales extraños que puede contener. Las menas piritosas deben contener mucho cuarzo, cuyo objeto es preservar el horno de la accion corrosiva de las escorias.

Los hornos están dispuestos como los que se emplean en la primera purificación de la mata azul, y la carga consiste en 1.718 kilogramos de escorias, 166 de minerales piritosos y 116 de barraduras de los talleres de producción de mata régulo, de cobre negro y de afino, que contienen alguna cantidad de cobre y bastante polvo de carbon. La operación dura unas seis horas escasas y se obtienen dos clases de mata, llamadas *mata blanca* y *mata roja*, y un poco de cobre llamado como el de la fusión por *mata régulo*, *fondos* (*bottoms*) que puede subdivirse en cobre estañoso y verdaderos *fondos*. El combustible empleado es de 42 por 100 de las materias cargadas incluyendo el necesario para la reducción, que se agrega al fin de la operación, arrojando algunas paladas por la puerta de trabajo. El personal necesario para cada horno son dos obreros y un muchacho, y la elaboración de una carga se hace en ménos de seis horas.

Los productos son: una *mata blanca* de la misma composición que la obtenida en el tratamiento de la mata bronceada calcinada, cuya cantidad es poco más de 6 por 100 de las materias cargadas: una *mata roja* (*red-metal*) cuya cantidad no pasa de 1,7 por 100, que contiene 62 por 100 de cobre, 13,5 de hierro y 24 de azufre: una aleación de cobre y estaño que se llama *mata dura* (*hard-metal*), en cantidad de poco más de medio por 100 y finalmente, unos fondos que no llegan al uno por 100, de un cobre con 86 por 100 de metal puro, 3 de hierro, algo de arsénico y de estaño y cerca de 7 por 100 de azufre.

La aleación de cobre y estaño que se encuentra inmediatamente encima de los fondos se vende sin sufrir operación ninguna ulterior destinándose por lo comun á la fabricación de clavos de bronce para clavar las planchas de forrar los buques.

Segun Mr. Le Play la conveniencia de reducir alguna cantidad de cobre en esta operación estriba no precisamente en el empobrecimiento de las escorias, sino en que este cobre, que se produce en la parte superior del baño metálico, precisamente en el contacto con las escorias, atraviesa gota á gota la capa de mata y se apodera de las impurezas tales como el arsénico, el níquel y el cobalto, que tan malas condiciones comunican al metal que las contiene.

Ademas se producen escorias silíceas cuyo contenido en cobre no pasa de 0,4 por 100 y que se desechan (1).

Tanto la mata blanca producida en la fusion ordinaria de la mata bronceada, como la mata régulo obtenida en la última operacion del trabajo extraordinario, ó sea la purificacion de la mata *blanca extra* y de las matas blanca y roja obtenidas en el tratamiento de las escorias, deben sufrir una última operacion, anterior al afino, para convertirse en cobre negro. El horno en que la operacion tiene lugar, es semejante á todos los hornos de fusion del método inglés, y tiene, como los destinados al procedimiento extraordinario, una puerta lateral para hacer la carga. En algunas fábricas el reverbero tiene el puente hueco y con canales que desembocan en la plaza, para producir más fácilmente la oxidacion de las sustancias extrañas. La carga del horno varía de 2.750 á 3.750 kilogramos, y se distribuye por toda la superficie de la plaza, porque cuando se termina el horno está bastante frio para que no importe acercarla al puente; media hora despues de hecha empieza á liquidarse gota á gota; á las cinco horas la fusion se ha terminado y todas las materias están en la plaza en un estado semipastoso, manifestándose una ebullicion y un ruido particular, que indican la reaccion entre el

(1) Mr. Le Play, en su trabajo sobre la fundicion del cobre en Inglaterra, numera las operaciones para mayor facilidad de la explicacion en este órden: I. Calcinacion de las menas sulfuradas.—II. Fabricacion de la mata bronceada.—III. Calcinacion de la mata bronceada.—IV. Fabricacion de la mata blanca ordinaria.—V. Fabricacion de la mata azul.—VI. Fabricacion de las matas blanca y roja de escorias.—VII. Fabricacion de la mata blanca extra.—VIII. Fabricacion de las matas régulos.—IX. Fabricacion del cobre negro.—X. Afino.—Como las operaciones del procedimiento *extraordinario* (*extra process*) son la V, VI, VII y VIII, y entre las V, VII y VIII hay tal correlacion que la primera materia *exclusiva* de la operacion VII es la mata azul producida en la V, y la primera materia de la VIII casi exclusivamente la mata producida en la VII, he creido preferible cambiar el orden de la explicacion, para seguir correlativamente las operaciones sucesivas á que se someten las materias. Ciertamente á la fundicion VIII van los productos de la operacion VI; pero en una cantidad pequeña, y en cambio en la operacion VI se tratan las escorias obtenidas en la operacion VII y en la VIII.

óxido de cobre y los sulfuros. A fin de que la separacion de la mata y de las escórias se haga con mucha lentitud y el contacto prolongado determine las reacciones, la temperatura se mantiene baja. Pasadas seis horas más, es decir, unas doce horas despues del principio de la operacion, el ácido sulfuroso cesa de desprenderse, á consecuencia de que el horno se ha enfriado ya mucho, y se vuelve á elevar poco á poco la temperatura durante otras seis horas. Cuando han trascurrido éstas, ya apenas contiene azufre el cobre negro. Entónces es preciso separarle de las materias con que está mezclado, y esto se consigue elevando bastante la temperatura para llevar las materias á un estado de fusion bien líquida. Se limpia un poco la rejilla, se abren bien los orificios practicados en los lados de la craya para la admision del aire, y se hace una carga de combustible que se repite despues con intervalos de poco más de una hora.

En virtud de la temperatura elevada que se obtiene, los óxidos se escorifican y se reunen bien fundidos en la parte superior, mientras el cobre, tambien en un estado de perfecta fusion, ocupa el fondo de la plaza. Seis horas más tarde, la operacion se ha terminado, y puede hacerse la sangría recogiendo el cobre negro en moldes de arena. La cantidad de cobre negro obtenido varía segun la riqueza de las menas; ordinariamente llega al 86 por 100 de las materias cargadas, entre las cuales figuran minerales ricos y puros, si bien en pequeña cantidad. Para una tonelada de materias se gastan 534 kilogramos de combustible. El metal obtenido, llamado *cobre negro* ó *cobre ampolloso* (*blister copper*), presenta en su fractura fresca un color rojo oscuro y una estructura cavernosa; el más puro es el que procede de la mata régulo, obtenida del tratamiento de las escorias. La composicion de diferentes muestras, segun Mr. Le Play, es la siguiente:

	De mata régulo de escorias.	De mata blanca ordinaria.	De fondos.
Cobre (por diferencia).....	989	984	975
Hierro.....	8	7	7
Níquel, cobalto, manganeso.	"	3	9
Estaño y arsénico.....	"	4	8
Azufre.....	3	2	1

La escoria es de un pardo oscuro, sin brillo metálico, y ordinariamente está llena de pequeñas cavidades. Su contenido en cobre llega á 20 por 100, y por lo tanto se refunde, como ya se ha dicho, para obtener la mata blanca y roja del trabajo de las escorias.

El cobre negro, obtenido del modo descrito, necesita ántes de introducirse en el comercio sufrir una operacion que no sólo le prive de las sustancias extrañas con que se halla impurificado, sino que le dé la maleabilidad necesaria para poder trabajarse en el martinete ó en el laminador.

La operacion tiene lugar en hornos del mismo tipo que los descritos para las demas operaciones; pero en los cuales el hogar es más profundo, á fin de que la carga de combustible sea mayor y la temperatura pueda ser más elevada sin que haya necesidad de hacer cargas de combustible tan á menudo. Es muy frecuente que la rejilla llegue á tener una profundidad de 1^m,50 por bajo de la arista superior del puente. Las dimensiones del laboratorio son mayores que en los otros hornos de fusion, y la plaza inclina toda ella hácia un receptáculo colocado en la proximidad de la puerta de trabajo. Lateralmente hay otra puerta, cuyo objeto es la introduccion de la carga. La carga de cobre negro es muy considerable, y varía de 6 á 10 toneladas. Se introduce por la puerta lateral, como ya se ha dicho, y se coloca de modo que el aire pueda circular fácilmente entre los lingotes. Verificada la carga se cierran y enlodan herméticamente las puertas y se abandona el metal á sí mismo y á la accion oxidante del aire durante quince ó diez y ocho horas. El cobre se oxida, y á medida que el óxido cuproso se disuelve en el metal, va oxidando las sustancias extrañas y haciendo subir á la superficie unas escorias muy ricas, al paso que vuelve á precipitarse cobre metálico.

Al cabo de unas veintiuna ó veintidos horas, se quitan las escorias que recubren el baño metálico, y puede decirse que el cobre está completamente afinado. Sin embargo, la cantidad de óxido que ha quedado disuelto y que no se ha podido reducir de nuevo por la ausencia de metales ó de otros cuerpos extraños, le hace quebradizo é impropio para los usos de la industria. Entónces empieza una operacion que podria llamarse *re-*

fino, y á la cual llaman los fundidores ingleses *toughening* (1). Para conseguir este refino se arrojan sobre la superficie del metal cuatro ó cinco paladas de carbon vegetal ó de antracita muy pura (2). Cuando todo el baño está cubierto de carbon, se introduce en él una pértiga de leña de álamo ó de encina, de 10 á 12 centímetros de diámetro y suficientemente larga para que pueda sumergirse en una extension de medio metro. La madera se descompone y produce en la masa una ebullicion, por medio de la cual el óxido viene más fácilmente á la superficie, donde, en contacto con el carbon, se reduce. La reduccion termina ordinariamente en quince ó veinte minutos; pero como de prolongar demasiado esta accion el cobre volveria á hacerse quebradizo, se necesita tomar de minuto en minuto una muestra del metal, examinarla cuidadosamente, y ver el momento en que presenta los caractéres del cobre bien maleable.

La muestra se toma con una pequeña lingotera de 4 centímetros de longitud por 1 $\frac{1}{2}$ de seccion transversal. Cuando metal está sólido se hace una pequeña entalladura hácia el medio de la muestra con una tijera de acero, y sujetando una de las mitades en un tornillo, se parte la otra á martillazos. El aspecto de la fractura indica el estado de la refinacion; cuando es el conveniente, se limpia rápidamente la superficie del baño del carbon y de la capa de escoria que le recubren, se vuelve á cubrir con carbon fresco y se procede al moldeo del cobre, sacándole del horno con cazos, de los cuales se siguen tomando muestras para ver si las cualidades del cobre pierden durante la hora y media que se tarda por lo géneral en hacer la completa descarga del horno. La temperatura de éste debe ser bastante elevada durante el moldeo.

El cobre del comercio obtenido, llega á 95 por 100 del cobre negro sometido al afino, y ademas se obtienen 6 ó 7 por 100 de

(1) Los fundidores alemanes designan esta operacion con la palabra *hammergaarmachen*.

(2) En muchas de las fabricas inglesas se hace uso de antracita para esta operacion, y se ha abandonado completamente el uso de carbon de leña para todo el tratamiento; sin embargo, en todas ellas se usa éste cuando se trata de obtener cobre muy puro.

una escoria rica, que se refunde para fabricar el cobre *best selected*. El consumo de combustible es 34 por 100 del cobre negro empleado.

La calidad del cobre obtenido varía según las menas de que procede y el tratamiento que se las ha hecho sufrir. Las mejores variedades son aquellas que se obtienen en el procedimiento extraordinario, bien sea de la refundición de las escorias, bien del tratamiento de la *mata azul*. En muchas fábricas se añade al cobre cierta cantidad de plomo, momentos antes de hacer el moldeo, para darle maleabilidad; la cantidad varía mucho y es tanto mayor cuanto mayor es la cantidad de antimonio que contiene el cobre.

En diferentes ocasiones se ha tratado de perfeccionar el método de tratamiento descrito ó de sustituirle por otros en que el número de operaciones fuera más limitado y esto permitiera producir mayor cantidad de metal con menos gastos y con un capital de establecimiento más pequeño; pero estos ensayos no han producido resultados satisfactorios, y al fin el método se practica hoy lo mismo, con cortísimas variaciones, que hace veinticinco ó treinta años.

Ensayos de variaciones en el tratamiento en reverberos.—Mr. Napier obtuvo en Inglaterra, en 1846, un privilegio para un método de tratamiento cuyos fundamentos eran los siguientes: los minerales piritosos convenientemente mezclados, se calcinaban durante nueve horas y se fundían por *mata bronceada*: cuando ésta se había producido, se agregaban para cada 1.000 kilogramos de *mata* 54 de sulfato de sosa impuro, 18 de cal apagada y 27 de carbon. Estas sustancias se mezclaban con la *mata*, después se cerraban las puertas para elevar bien la temperatura, y por último se revolvía de nuevo el baño antes de hacer la sangría, moldeando la *mata* en moldes de arena. Los lingotes producidos se llevaban después á cubas con agua, en las cuales se desagregaban por completo, reduciéndose á polvo en virtud de las sustancias alcalinas mezcladas. El polvo se calcinaba después en un reverbero de tres plazas, manteniéndose nueve horas en cada una, y de la calcinación resultaba un producto con 45 por 100 de óxido de cobre y 52 de óxido de hierro, que se fundía con antracita y un poco de sílice, obteniéndose

un cobre metálico, que contenia $\frac{1}{2}$ por 100 de hierro y que se afinaba y refinaba produciendo cobre de excelente calidad, porque se hallaba exento de metales extraños. Segun el autor del procedimiento, todos estos, cuyos sulfuros son de carácter ácido, debian disolverse en la legía alcalina y separarse por decantacion del polvo de mata bronceada, obtenido en el fondo de las cubas. Sin embargo, este método, puesto en práctica por los años 1848 y siguientes en las fábricas de Spitty, en Loughor, se abandonó despues, adoptando las fábricas el procedimiento antiguo.

Rivot y Phillips han propuesto fundir las menas de cobre exentas de estaño, antimonio y arsénico despues de calcinadas, con cal, arena y escorias de la operación precedente; cuando todo está bien fundido se introducen en el baño unas cuantas barras de hierro, y éste precipita del silicato el cobre que se recoge en la parte baja de la plaza á un nivel inferior al que ocupan las barras, para evitar que se cargue de hierro. Este método no se ha practicado en grande, por más que sus autores se prometieran de él excelentes resultados, y sólo se hicieron algunos ensayos en Grenelle, cerca de París, donde se procedió sobre cargas pequeñas de 150 á 170 kilogramos.

Como ántes se ha dicho, todas estas modificaciones no han logrado que se destierre el método antiguo, no obstante su complicacion; y las fábricas del país de Galles siguen obteniendo el cobre del modo que ya se ha explicado, suprimiendo las manipulaciones del procedimiento extraordinario cuando no hay que tratar menas impuras y puede destinarse á la fabricacion de cobre negro la mata blanca de la cuarta operación.

Mayores detalles del procedimiento pueden verse en la Memoria ya citada de Mr. Le Play.

TRATAMIENTO EN HORNOS DE CUBA.

Método de Boston.—La fábrica de Boston, en la cual se benefician las menas piritosas en hornos de cuba, tiene con las de Swansea la analogía de tratarse en ambas, menas muy complejas procedentes de muy diversas localidades. La posicion de

esta fábrica, situada en una lengua de tierra, que divide dos bahías profundas, permite á los buques aproximarse á muy poca distancia, y por consiguiente la descarga de las menas, que se llevan por lastre de New-York, de Saint-Joseph-Island y de gran parte de la América del Sur, se hace con suma facilidad, y por lo tanto con gran baratura.

El principio en que se funda el tratamiento, es el mismo que en Inglaterra, si bien, gracias á la pureza de las menas, se puede disminuir mucho el número de las operaciones.

La mayor parte de los minerales empiezan por sufrir una calcinacion en montones, al aire libre, pero preservados por un muro de los vientos que vienen de la parte del mar. Las dimensiones ordinarias de un monton son tales que pueda contener 100 ó 150 toneladas; pero cuando las remesas de minerales tardan y escasean éstos en la fábrica, hay necesidad de hacer montones sólo de 50, y á veces hasta de 40 toneladas. La cantidad más á propósito para un monton son 100 toneladas, que necesitan dos meses para calcinarse por completo. En la construccion de un monton se emplean cinco operarios, que son ayudados ademas por otra porcion que les llevan las menas, y que tardan en hacerle unos tres dias. El sitio destinado á la calcinacion es un área de arcilla bien apisonada, que se quita todos los años para usarla como fundente en la fundicion por mata.

En la parte baja del monton se pone una capa de leña, que es más ó ménos gruesa segun la naturaleza de los minerales y las condiciones atmosféricas. Se puede tomar como consumo medio de combustible la cantidad 7^m³,70 de leña para cada 100 toneladas de piritas, que contiene de 17 á 20 por 100 de cobre y 10 á 15 de piritas de hierro. La cantidad de ésta es bastante pequeña para que no se trate de aprovechar el azufre, y por consiguiente los únicos productos de la operacion son la mena calcinada y la arcilla del piso.

La mena calcinada se funde para convertirla en mata. Los hornos empleados con este objeto son bajos, de 1^m,65 de altura: la distancia entre el pecho y la trasera es de 78 centímetros, y la anchura de 65. El antecrisol es abierto y está construido en un macizo de brasa, de modo que su punto inferior se encuentra bajo el pecho del horno á 30 centímetros por bajo de la

arista inferior de aquel y á 45 por bajo de la tobera. La pared anterior está 15 centímetros delante del pecho del horno. La meseta se encuentra 10 más baja que la tobera. Esta es de agna y su seccion es un rectángulo terminado en la parte superior por un semicírculo, que tiene 35 milímetros de anchura por 45 de altura.

El pecho es de ladrillos refractarios y su espesor mucho más pequeño que el de los otros muros. El cargadero está sobre el pecho y tiene 1^m,25 de anchura por 1 metro de alto. Sobre el horno existe una pequeña chimenea destinada á conducir los humos fuera del taller.

La brasca del crisol está compuesta de partes iguales de arena cuarzosa, arcilla y antracita. Al principio de la campaña tiene en su parte más delgada un espesor de 45 centímetros y descansa sobre un macizo de ladrillos provisto de sus correspondientes canales de humedad. El punto más bajo está en comunicacion con un reposador exterior donde se reune la mata cuando se sangra. Todo el horno está reforzado con un engatillado de hierro.

Segun Mr. Rivot (1), estos hornos, de muy buena construccion para el tratamiento de menas ricas y puras, se adaptan mal al de menas impuras, que deberían sufrir una fusion lenta, á fin de estar expuestas durante mucho tiempo á una accion reductiva moderada. En un horno bajo, la fusion se verifica con rapidez y no se aprovecha la temperatura producida para lanzar cuerpos nocivos como el arsénico, el antimonio, etc., resultando de esto que cuando las menas contienen estos cuerpos, el cobre obtenido es de mala calidad. Si á cambio de gastar un poco más de combustible se elevara la cuba, la calidad del cobre podría ser mejor.

Cada horno está servido por dos obreros que se relevan de doce en doce horas.

Los lechos de fusion se componen de las menas calcinadas, de la arcilla impregnada de cobre de las plazas de calcinacion, de las escorias de la operacion siguiente, de restos de hornos y de alguna cantidad de menas oxidadas ó sulfuradas de cobre

(1) *Métallurgie du cuivre*, pág. 309.

que contienen muy poco arsénico y antimonio. Además se agregan como fundente para las gangas cuarzosas conchas de ostras que se obtienen á precios muy bajos, y que forman un 8 á 12 por 100 de la carga de minerales. Todas estas sustancias se colocan en capas, formando un monton, del cual se toman luego las cargas del modo que se ha indicado se hace con las menas de plomo en el Harz, en Freiberg, etc. En la marcha ordinaria de los hornos el lecho de fusion se compone del modo siguiente:

	Kilógramos.
Mena piritosa calcinada.....	1.000
Menas impuras crudas.....	33
Arcilla de la calcinacion y restos de hornos.....	50
Escorias ricas.....	330
Conchas de ostras.....	100

1.513

Cuando el horno se ha secado bien al aire libre, despues de haber sufrido las reparaciones necesarias ó de haberse hecho de nuevo, se empieza por calentarle poco á poco con carbon, y cuando está ya rojo se carga antracita y se da viento. Al cabo de doce ó quince horas la temperatura del horno es la conveniente para comenzar las cargas y se echan algunas escorias por la trasera, procurando formar una nariz de las dimensiones convenientes; despues se carga el lecho de fusion y se va aumentando su proporcion relativamente al combustible, hasta que se ha llegado á la marcha normal, que se obtiene al cabo de tres días. El combustible empleado es antracita de buena calidad, que no estalla al fuego.

Por regla general se funden en veinticuatro horas 6 toneladas de mineral calcinado ó sean 9.078 kilógramos de lecho de fusion. El trabajo de los obreros es fácil y se limita en la mayor parte del tiempo á la carga del mineral y del combustible. Las escorias corren constantemente por la meseta y por su aspecto indican al fundidor las modificaciones que debe introducir en las cargas, si la marcha se separa algo de la normal. Cada tres ó cuatro horas se hace una sangría, deteniendo el viento hácia el final, y cuando, despues de la mata, empieza á salir por la pi-

quera alguna cantidad de escoria. Entónces el maestro tapa de nuevo aquella, limpia el antecrisol, le cierra con trozos de escorias sólidos y combustible menudo, da otra vez viento y continúa la operacion. La mata y la escoria que la recubre se sacan del reposador en redondeles, de espesor variable entre 25 y 35 milímetros. Despues se rompe aquella en trozos á martillo y se lleva á la inmediacion de las plazas de calcinacion.

Cada tonelada de mena produce 559 kilogramos de mata, y consume sobre 248 de combustible.

La composicion de la mata es la siguiente;

Cobre.....	355
Hierro.....	310
Azufre.....	325

990

Esta composicion, en la cual entran tambien un poco de antimonio y arsénico, es muy semejante á la de la mata bronceada del método inglés, no obstante que los minerales tratados en el país de Galles son mucho más pobres. Pero cuando en Boston se tratan menas muy puras, el contenido en cobre es mucho mayor, y se obtiene al mismo tiempo un poco de cobre negro.

Las escorias son muy pobres y no pasan ordinariamente de 3,5 por 1.000 de cobre, que principalmente se encuentra en ellas al estado de granallas de mata.

La mata, troceada del modo que se ha dicho, se calcina á dos ó tres fuegos, en plazas muradas, divididas en dos compartimentos por rejillas, abiertas por la delantera en la parte inferior y cerradas por la parte alta con un tabique de ladrillos que se construye despues de hecha la carga. En la parte alta del muro posterior, y próximo á la bóveda, hay un tragante que comunica con un canal horizontal, relacionado á su vez con la chimenea. Las plazas tienen una longitud de 2^m,50 por 1^m,40; la altura total es de 2^m,62, de los cuales 2 metros están por cima de la rejilla y los 62 centímetros por abajo.

Sobre la rejilla se carga una capa de leña menuda que con-

tiene unos 490 decímetros cúbicos, y encima se colocan los trozos de mata, poniendo los mayores en la parte inferior, y recubriendo el monton con una capa de menudos. Colocadas de este modo unas 6 toneladas de mata, se tabica la delantera y se enciende el fuego poniendo haces inflamados debajo de la rejilla. El fuego se propaga por sí mismo con mucha rapidez, y al cabo de tres dias se puede demoler el tabique y deshacer el monton.

Los menudos, que están suficientemente calcinados, se ponen aparte y los trozos grandes se someten á un nuevo fuego en la misma plaza ó en la inmediata. La carga para este segundo fuego es algo más pequeña que en el primero, y la cantidad de leña algo mayor, mezclando algunos leños entre los trozos de mata. El segundo fuego termina en general á los dos dias. Cuando las menas de que proceden las matas son muy impuras, es necesario proceder á un tercer fuego.

Terminada la calcinacion, la mata debe contener unos 11 por 100 de azufre.

Las matas calcinadas se funden por cobre negro, agregándolas escorias del afino, que son muy ricas, y algunas otras escorias de la fundicion misma y de la fundicion por mata. Las gangas silíceas de las menas y las escorias contienen bastante cantidad de sílice para que no sea necesaria la adicion de ninguna cantidad de fundente.

La composicion media del lecho de fusion es la siguiente:

Matas calcinadas.....	1.000	kilógramos.
Minerales oxidados y carbonatados....	140	"
Matas de la misma operacion.....	69	"
Escorias ricas.....	80	"
Escorias silíceas.....	450	"
Restos de hornos.....	50	"

Despues que un horno ha sido recompuesto al terminar una campaña, se empieza para empezar la siguiente á calentarle con un poco de carbon vegetal: cuando la parte inferior ha adquirido el calor rojo, se carga antracita y se da viento, sin cuya circunstancia aquel combustible no podria arder; cuando está lleno de antracita se procura formar la nariz arrojando algunas escorias por la trasera, y en cuanto ha adquirido las dimensiones

convenientes, se carga el lecho de fusion, siempre por la trasera, y la antracita por la parte del pecho. La cantidad de sustancias metálicas, respecto al combustible, se va aumentando poco á poco, y á los dos ó tres dias el horno ha entrado en la marcha normal, en la cual puede fundir en veinticuatro horas de 14 á 16 toneladas, con un consumo de 1.250 kilogramos de antracita.

El personal encargado de un horno consiste en dos obreros, un maestro y un ayudante, que trabajan doce horas y descansan otras doce, siendo relevados durante este tiempo por otros dos. El aspecto de las escorias sirve de indicio al maestro para arreglar la marcha del horno, aumentando ó disminuyendo la proporcion de carbon en las cargas, la cantidad de viento, etc.

Cuando no hay ningun entorpecimiento, un horno puede fundir sin interrupcion durante dos ó tres semanas, y por regla general un horno en buena marcha dura quince dias. Las cargas y las sangrías se hacen del mismo modo que en la fusion por mata. Los productos obtenidos son cobre negro, mata y escorias. Estas se levantan de una vez del antecrisol cuando están sólidas, y como contienen una gran cantidad de granallas de mata, se trocean á martillo y se vuelven al horno en las operaciones siguientes.

La mata se produce en pequeña cantidad y se levanta tambien de una vez en un redondel de poco espesor, que despues de reducido á trozos va á los talleres de calcinacion. Es muy rica y muy pura; rara vez contiene ménos de 65 por 100 de cobre.

Quitadas la escoria y la mata, queda en el reposador el producto principal de la operacion; esto es, el cobre negro, que despues de bien limpio en la superficie, se toma con cazos y se moldea en lingoteras de fundicion de hierro. La pureza de este producto depende naturalmente de la pureza de las menas empleadas para obtenerle; generalmente se distinguen lingotes de tres clases; los que proceden de menas puras, los de menas ordinarias y los de menas impuras. Esta distincion es tanto más necesaria cuanto que los lingotes no se afinan en la misma fábrica, y por consiguiente seria muy difícil recordar á larga distancia la calidad que tenian y la clase de afino á que era preciso someterlos. Contiene ordinariamente de 90 á 92 por 100 de co-

bre y ademas hierro, azufre, arsénico y antimonio. Las variaciones de calidad dependen de que tenga más ó ménos de estos dos últimos cuerpos.

El empleo de hornos más elevados para la fusion por cobre negro, seria indudablemente ventajoso para la expulsion de estos dos cuerpos nocivos; pero en cambio de la ventaja que se obtendria por el contacto más prolongado de las matas con los productos de la combustion, que permitiria la volatilizacion de aquellos, se obtendria una gran reduccion del óxido de hierro, el cobre se haria muy ferruginoso y el afino resultaria más difícil y más caro. Por esta razon se usan los mismos hornos que para la fusion por mata, los cuales, así como el combustible de que en la localidad se dispone, no son á propósito para el tratamiento de minerales impuros.

La cantidad de cobre negro obtenida, es cerca de 40 por 100 del peso de las materias cobrizas empleadas (matas calcinadas y minerales ricos), y la cantidad de mata rica 5 por 100 del mismo peso.

La mata rica obtenida en la fabricacion del cobre negro, sufre una calcinacion á un sólo fuego y vuelve despues de calcinada de este modo al mismo trabajo.

El afino y el refino del cobre negro se verifican fuera de la fábrica, como ya se ha dicho ántes, en reverberos de la misma clase que los empleados en Inglaterra con igual objeto. El cobre se carga en ellos en cantidad de 8 toneladas y se funde muy poco á poco, graduando la lentitud de la operacion por el grado de impureza del metal. Los cobres negros que proceden de minerales puros se pueden fundir en diez horas; para los que proceden de minerales impuros, en los cuales hay necesidad de prolongar la oxidacion de las sustancias extrañas que tiene lugar á medida que el cobre se funde gota á gota, el tiempo que ha de tardar en fundirse, se debe hacer llegar hasta quince ó diez y seis horas. En uno y otro caso se debe dejar luego seis horas el cobre fundido expuesto á la temperatura elevada del horno y á la accion oxidante de los gases del hogar para que la escori-ficacion de las materias extrañas sea bastante completa.

El afino se verifica, del mismo modo que en el país de Galles, cargando fuertemente la rejilla y dando acceso al aire á través

de aberturas practicadas en la craya, para hacer que la combustion sea completa y la temperatura se eleve bastante sin que la accion oxidante sea muy enérgica; inmediatamente despues, el afinador lanza sobre la superficie del baño por la puerta de trabajo algunas paladas de carbon puro, y sumerje en el metal una pértega de leña verde, para producir una ebullicion fuerte que permita á las sustancias extrañas subir á la superficie del baño metálico y ponga en contacto muchas veces las partículas oxidadas, que son más ligeras, con el carbon de la superficie y con los gases reductivos que produce la destilacion de la leña verde.

Esta operacion dura ordinariamente de veinte á veinticinco minutos, y durante este tiempo el afinador toma muestras y las examina del mismo modo que en Inglaterra. Si el cobre se ha pasado de punto, es decir, si despues de reducirse todo el óxido se ha combinado con algo de carbono, el afinador retira durante algun tiempo el carbon para hacer que se oxide la superficie; y oxidándose despues el carbono combinado con el cobre, recobra éste la maleabilidad que habia perdido por la falta del óxido y la presencia de aquel otro cuerpo.

Cuando se ha obtenido el metal en el grado de pureza conveniente, segun el aspecto de las muestras, se toma el cobre con cazos y se moldea en lingoteras de fundicion, en cuya operacion se tarda poco más de una hora. La cantidad de combustible consumido, es de cerca de 3 toneladas, y la duracion de un horno no pasa de cuarenta y ocho semanas, debiendo rehacerse anualmente todo el interior.

Mr. Rivot, que es el único autor que se ocupa de la fábrica de Boston, y que no cita la obra en que ha tomado los datos relativos á ella, presenta una comparacion entre los resultados obtenidos en esta fábrica y los de las fábricas inglesas del país de Galles, si bien reconoce la dificultad de hacer esa comparacion con exactitud, por la mayor pureza de los minerales tratados en la fábrica americana y por la mejor calidad del combustible.

Del paralelo que hace entre ambos métodos refiriéndole al caso en que los minerales de Boston fueran más pobres y ménos puros, resulta: en primer lugar, que la mano de obra es próximamente la misma para ambos; pero que el consumo de com-

bustible es triple cuando se emplean para la fundicion hornos de reverbero; aparece tambien que la pérdida de cobre es más pequeña en los hornos de manga, y como el número de operaciones es bastante menor, hay tambien indudablemente economía de tiempo, si se prescinde del empleado en la calcinacion, en la cual, si bien hay necesidad de esperar mucho tiempo para que la operacion haya llegado al limite conveniente, atendidas las grandes dimensiones que se pueden dar á los montones cuando hay menas abundantes, se calcinan cantidades de éstas mucho mayores que pueden ser las calcinadas en un horno, por grande que sea su tamaño.

De todo esto deduce Mr. Rivot la conveniencia de aplicar el método en hornos de cuba para el beneficio de las piritas cobrizas, sin asegurar, á pesar de esto, que debiera variarse el método de Swansea, que por las condiciones especiales del país, por la baturatura del combustible y por la manera con que aquellos fundidores hacen la compra de las menas y la venta del cobre, puede tener un empleo ventajoso. Respecto á los gastos generales, no hace consideracion ninguna, manifestando que no ha podido procurarse los datos necesarios; pero es de suponer, atendida la extension del material preciso en uno y otro método, que sea tambien beneficioso bajo este punto de vista el tratamiento por el método en hornos de cuba, que, como se ha indicado en la página 426, es el más generalmente seguido en todo el continente europeo y en una gran parte de América. En Chile, sin embargo, se benefician menas cobrizas por el método inglés; generalmente los cobres van á afinarse á Swansea, y aún muchas veces sólo se fabrican en Chile matas que se convierten en cobre negro en Inglaterra.

Un procedimiento semejante al de Boston, pero con las modificaciones que ha hecho introducir en él el estado industrial de aquel país, está en práctica en las minas de Mancayan (isla de Luzon, Filipinas). En esta localidad existen desde muy antiguo explotaciones de cobre que benefician por un método muy imperfecto, con el cual se pierde más del 50 por 100 del cobre contenido en las menas, los indios igorotes. Existe tambien una sociedad europea, que naturalmente hace el beneficio con mucha mayor perfeccion. La mena es una pirita cobriza

muy cargada de arsénico, con ganga eminentemente silícea (*Enargita*). Su composicion es la siguiente (1):

Cuarzo.....	53
Cobre.....	20
Arsénico.....	9
Azufre.....	16
Hierro y antimonio.....	2
	100

Con objeto de eliminar la gran cantidad de arsénico que estas menas contienen, se las hace sufrir una calcinacion en montones al aire libre ó en plazas muradas, interponiendo entre sus capas otras de menas piritosas cobrizas, pobres, que se extraen de un filon próximo al criadero principal. El azufre que contienen estas piritas, cuya riqueza en cobre no pasa del 6 por 100, contribuye notablemente á la volatilizacion del arsénico, al mismo tiempo que por su combustion disminuye mucho el gasto de combustible; la parte de arsénico que no se volatiliza por completo, forma una costra al estado de ácido arsenioso, en la parte exterior del monton, cuando la operacion toca ya á su término; es decir, un mes próximamente despues de haberle dado fuego; pero la separacion de este cuerpo es tan completa, que durante la fundicion por mata no se forma cantidad alguna de speis.

Los minerales pulverulentos se calcinan sin adiccion de piritas en hornos de reverbero, alimentados con leña.

El mineral calcinado tiene una riqueza de 18 por 100 de cobre y se funde por mata en hornos de cuba de los llamados de anteojos, de 2^m,30 de altura: el lecho de fusion se compone de 100 partes de mena calcinada, 20 de piritas crudas y 50 de escorias cobrizas. La mata obtenida tiene una riqueza de 30 á 40 por 100 de cobre y las escorias sólo $\frac{1}{3}$ por 100.

La mata se calcina en plazas, haciéndola sufrir desde cinco hasta diez fuegos, y mezclando con ella desde el quinto la que se obtiene en la fusion por cobre negro.

Esta se verifica en los mismos hornos empleados en la fusion

(1) *Traitement des minerais de cuivre arsénieux à Mancayan (île de Luçon).*—*Revue Universelle des Mines*, par Ch. Guyper, tomo xxii, página 452.

por mata, agregando para cada 100 partes de mata bien calcinada 35 de escorias pobres, cuyo objeto, como se comprende fácilmente, es separar la gran cantidad de bases que ha producido la calcinacion. A fin de aumentar la produccion y tambien de evitar que la accion reductiva del óxido de carbono formado en el interior del horno pueda obrar sobre los sulfatos formados durante la calcinacion y dar origen á nuevas matas, se procura llevar las operaciones con una gran rapidez.

En 1867 la fábrica de Mancayan producía mensualmente 13 toneladas de cobre, y posteriormente parece que se ha elevado aún la produccion, gracias á algunas mejoras introducidas en el tratamiento por el laborioso é ilustrado ingeniero D. Tomás Balbás.

Los fuelles empleados para dar viento á los hornos en una y otra fundicion, son hidráulicos y están fundados en el mismo principio de la cañardela; pero su construccion es mucho más barata que la de este aparato, y sin embargo produce excelentes resultados (1).

Método de Atvidaberg (2).—En las fábricas de Atvidaberg, en la Ostrogocia (Suecia), se benefician menas que consisten en parte en combinaciones sulfurosas de cobre y en parte, aunque ménos importante, en otras combinaciones que contienen ménos sulfuros y en las que predominan el cuarzo y otros silicatos. Las menas sulfurosas se prestan bien á la fundicion, y esta circunstancia hace que se las dé el nombre de *menas blandas* (*Blötmalm*): la sustancia predominante en ellas es la blenda, que llega á constituir la tercera parte de la masa total, y además tienen pirita de cobre, algo de pirita de hierro y de pirita magnética y pequeñas cantidades de hierro magnético, mica, cuarzo y granate. Las menas silíceas se funden más difícilmente y por esto se llaman *menas duras* (*Hardmalm*): son mezclas en diversas proporciones de pirita de cobre, blenda y algo de

(1) *Revue Universelle des Mines*, tomo xx. pág. 336.

(2) PERCY: *Metallurgy: Fuel; Fire-clays; Copper; Zinc; Brass; etc.*, página 395.—Traduccion francesa del mismo, por M. Petitgand y Ronna, tomo v, pág. 286.—*Reisnotizen aus Schweden von Julius Ahrend.*—*Berg-und Hüttenmännische Zeitung*, tomo xviii, pág. 69.

pirita de hierro, con cantidades considerables de cuarzo, mica, feldspato, skapolita y granate. La riqueza de las menas es término medio de 5 por 100.

Ademas de estas menas se beneficia un producto artificial antiguo, llamado *pedra espumosa* (*Skumnas*), que consiste en una escoria impregnada de mata, originada en el tratamiento á consecuencia de una mala calcinacion de las menas blendosas.

El procedimiento empieza por una calcinacion de parte de las menas, porque sólo la sufren las *menas blandas* y las *skumnas*. En la generalidad de los casos esta calcinacion se verifica en montones al aire libre y alguna vez en plazas. Un monton contiene 900 á 1.300 quintales métricos de mena, que debe estar en trozos de 10 á 15 kilogramos de peso, y que se coloca alternando con capas de carbon menudo, que procede de los desechos del empleado en las demas faenas. Los montones son de forma piramidal truncada y tienen de 2 á 3 metros de lado en la base. Primero se coloca una capa de leña de 20 á 25 centímetros de altura, y despues la mena y el carbon, hasta que lleguen á 3 ó 4 metros: luego se cubren con 7 á 15 centímetros de menudo y finalmente con una capa de schlich.

La calcinacion con este sistema no es tan regular como seria preciso; mucha parte de las menas queda cruda, y al mismo tiempo la que se coloca más próxima á los lechos de combustible se aglutina y no se calcina tampoco completamente. Por este motivo se ha tratado de reemplazarle con otro en que se remedien estos inconvenientes, lo cual se consigue, aunque no por completo, con la calcinacion en plazas. Estas son espacios de forma rectangular, cerrados por tres muros de 3 metros de altura, 8^m,30 de longitud y cerca de 8 de anchura, cuyo cuarto lado queda abierto. Dentro de este espacio se dispone el monton, empezando por colocar un lecho de leña de 30 centímetros de altura, despues se pone otro de 90 de mineral, encima otro de carbon menudo de 9, y sobre éste otro de mena de 90 centímetros á 1^m,20. Cuando se ha llegado al extremo superior de los muros, se recubre el monton por la delantera y la parte superior con una capa delgada de menudos y de schlich y se da fuego á la leña. La combustion de uno de estos montones dura

de cuatro á seis semanas. Las menas blandas reciben en la misma forma un segundo fuego, con la única diferencia de que se aumenta algo la proporcion de combustible. Los skumnas sólo se calcinan una vez.

Es preciso un gran cuidado para que la calcinacion se verifique en buenas condiciones. Cuando se hacia en los primitivos tiempos, se aglomeraba de tal modo el mineral en la parte baja del monton, que habia que hacerle saltar luego á barreno. En esta parte no se habia calcinado bien la blenda y su reduccion en los hornos daba lugar á la formacion de las escorias llamadas skumnas, que algunas veces llegaban á contener 10 y 12 por 100 de cobre, y que, calcinadas convenientemente, producen hoy una cantidad notable de metal.

En el caso de que la calcinacion se haya hecho en buenas condiciones, el mineral eleva su riqueza en cobre hasta 20 á 30 por 100.

Calcinadas las menas, se someten á la fundicion que se llama *fundicion cruda* (*suluschmelzen*). Los hornos empleados en este trabajo están representados en la figura 66. La seccion de la cuba es rectangular, y tres de los muros se elevan desde el suelo, dejando en el correspondiente á la trasera el hueco para las toberas. La delantera se construye sobre una barra de hierro *t*, llamada *timpa*, que se apoya por sus extremidades en los costados del horno. Desde esta barra hasta una altura de un metro próximamente, es vertical, y su espesor no pasa de 28 á 30 centímetros. A este nivel existe otra plancha sobre la cual se construye el muro, que, segun se ve en la figura, está inclinado hácia el interior y es vertical en su paramento externo. En la parte inferior del horno es mucho mayor que en la cuba la distancia entre la delantera y la trasera, de modo que se forma entre el pecho y el muro que cierra el crisol por la parte de delante, un antecrisol *a*, que queda abierto para dar salida á las materias fundidas. La trasera es vertical y los muros laterales sólo presentan una ligera inflexion que da á la cuba algo mayor anchura poco más arriba de las toberas.

La camisa del horno es de pizarra micácea ó talcosa bien refractaria, y la obra muerta consiste en un muro de mampostería ordinaria, que no está en contacto con ella, sino que deja un

espacio relleno de arena. La parte inferior lleva además un engatillado de hierro y un revestimiento de planchas de fundición que no aparece representado en la figura.

La plaza consiste en capas alternantes de arena y de pizarra talcosa, sobre las cuales se apisonan fuertemente, primero una capa de 8 á 10 centímetros de espesor, de arena y de arcilla, y después otra capa de brasca, que se eleva un poco por los lados

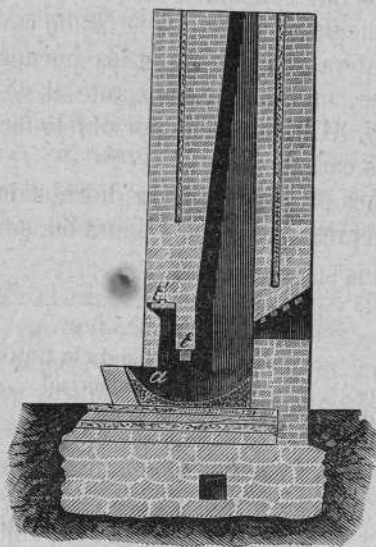


Fig. 66.

para resguardar la base de las paredes del horno. En estas últimas capas se deja el hueco necesario para la piqueta.

Las toberas, en número de tres, están colocadas todas paralelas y horizontales en la trasera del horno, y para facilitar su renovación, están construidas con placas de palastro, de 20 á 22 centímetros de anchura y 9 milímetros de grueso, arrolladas por la parte anterior de modo que formen una especie de busa, que se introduce bastante en el horno, y que cuando se ha degradado por la acción del aire caliente y de las materias fundidas, se renueva con facilidad. Son de un diámetro de 18 centímetros y distan sus puntos medios entre sí, 30.

Existen en la fábrica hornos de dos clases, relativamente á sus

dimensiones. Los mejores, segun el Dr. Percy, son los perfeccionados por Bredberg, construidos desde el año 1848. El Director de la fábrica, Mr. Malmqvist, dice que dan mayor cantidad de cobre al dia y consumen ménos combustible que los otros; pero no es esta la opinion de Mr. Ahrend, que en la descripcion de su viaje á Suecia, dice que los hornos de 18 piés suecos (5^m,32), son los que producen mejores resultados en la fundicion, y los que consumen ménos combustible (1). Desde que se ha introducido en la fábrica la fusion con coke, se construye de la delantera á la trasera de los hornos, á partir de la altura del vientre, un tabique semejante al de los *Doppelofen* de Freiberg (*Pág.* 312), que tiene por objeto facilitar el descenso regular de las cargas.

Las dimensiones principales de los hornos de Bredberg, empleados hoy, y representados en la figura 66, son las siguientes:

Altura de la plaza al cargadero.....	7 ^m ,12
" " " al vientre.....	2 ,97
" " " á las toberas.....	1 ,19
" " " á la parte baja de la timpa.....	0 ,74
" " " al borde del antecrisol.....	0 ,67
Anchura del horno al nivel de la plaza.....	1 ,08
" " " de las toberas.....	1 ,19
" " " á 2 ^m ,37 sobre la plaza (máxima).....	1 ,78
" " " del cargadero, comprendido el espesor del diafragma.....	1 ,78
Profundidad al nivel de la plaza.....	1 ,63

(1) A la verdad, la obra del Dr. Percy se publicó algo despues que el viaje de Mr. Ahrend, y en ella dice el autor, que la descripcion que presenta de la fábrica sueca, ha sido revisada por Mr. Malmqvist y por Mr. Grill, químico de la fábrica; pero la citada descripcion no tiene toda la claridad apetecible; hay en ella algunos errores, especialmente en lo relativo al horno de cobre negro, y por consiguiente, es de creer que merecen más fé las consideraciones espuestas por Ahrend que acababa de visitar el establecimiento cuando publicó su Memoria. La mayor parte de la descripcion del Dr. Percy, está tomada de la que publicó Bredberg en 1850 en el tomo VIII del *Bergwerksfreund*; así es, que presenta los hornos de cuatro toberas, cuando segun el mismo Ahrend, que escribia nueve años despues, el número de éstas se habia reducido á tres para disminuir el consumo de combustible.

Profundidad al nivel del borde del antecrisol.....	1m,78
" " de la timpa.....	0 ,74
" á 2m,37 del fondo.....	0 ,74
" en el cargadero.....	0 ,52

Las dimensiones de los hornos descritos por Ahrend, son las siguientes:

	SEGUN	
	PERCY.	PLATTNER.
Altura del crisol al cargadero.....	5m,34	5m,04
Ancho á la altura de la tobera.....	1 ,13	1 ,07
" á 2m,24 sobre la plaza.....	1 ,19	1 ,12
Ancho en el cargadero.....	1 ,04	0 ,98
Profundidad al nivel de la timpa.....	0 ,79	0 ,74
" en el cargadero.....	0 ,55	0 ,51

Desde la timpa, hasta una altura de 1m,54 ó 1m,63, la delantera es como ya se ha dicho, y como se ve en la figura, vertical: desde esta altura se inclina hácia dentro, y va disminuyendo la profundidad hasta el cargadero, y una cosa semejante sucede con la anchura de la cuba. Las dimensiones indicadas por Ahrend en su Memoria, son las mismas que cita Plattner.

Los lechos de fusion para estos hornos, no se forman en montones, como sucede en Freiberg y en el Harz, sino que se pesa eparadam entecada una de las materias que han de constituir una carga. En la marcha normal del horno se componen éstas del modo siguiente:

Menas blandas.....	10 kilogramos.
" duras.....	7 "
Skumnas.....	15 "
Escorias de cobre negro.....	21 "

El carbon no se pesa, sino que se mide por medio de vasijas de una cabida de 141 decímetros cúbicos (6,28 piés cúbicos suecos): el peso del carbon contenido en una de ellas, es de 38 á 40 kilogramos. En veinticuatro horas suelen pasar por el horno unas 108 cargas.

La fundicion debe verificarse con una nariz de 10 á 15 centímetros de longitud, que debe cuidarse que no exceda de esta dimension. Cuando está oscura, se aumenta algo la cantidad de carbon respecto de la marcha ordinaria.

El punto á que se ha llevado la calcinacion, influye podero-

samente en la marcha de los hornos. Si á consecuencia de una calcinacion muy prolongada se ha formado mucho óxido de hierro en las menas, éste se reduce en la cuba y forma en la parte baja masas mal fundidas ó *lobos*, que los metalurgistas alemanes llaman *Eisensau*: para evitar su formacion cuando se nota tendencia á ella, es necesario adicionar alguna cantidad de mena cruda, que por el azufre que contiene se opone á la reduccion del óxido de hierro y no deja que se formen *lobos*.

La mata y la escoria se van reuniendo en el crisol del horno, y esta última, como más ligera, va vertiéndose por el antecrisol en unos moldes de arena, de donde se la saca despues de sólida con una grua. Cuando la mata llena casi por completo el crisol, lo cual sucede al cabo de unas cuarenta y ocho horas, se hace la primera sangría y despues se hace otra cada veinticuatro. Generalmente se obtienen de cada una 20 á 30 quintales métricos; al principio de cada campaña suelen obtenerse más, y ménos al fin, cuando el hueco del crisol se ha disminuido algo por efecto de la sedimentacion de una porcion de materias poco fusibles.

Para hacer la sangría se empieza por detener el viento y despues se rompe la piquera; cuando ha salido la mata, se introduce en aquella un tapon de madera, cuya punta se carboniza y tapa la salida y despues se limpian bien el crisol, el pecho y todas las partes bajas del horno de las sustancias que puedan haberse adherido á ellas; si el crisol está demasiado deteriorado, se recompone con un poco de brasca. La mata se deja correr á un reposador exterior y se levanta en placas bastante delgadas para que se puedan romper con facilidad en trozos del tamaño del puño.

Todos los meses se limpia la parte superior del horno de las cadmias zincíferas que se acumulan en ella, y al cabo de tres ó cuatro meses hay que deshacer ordinariamente la parte baja, para lo cual la superior se construye sobre planchas de hierro de 62 centímetros de anchura, que la sostienen por medio de algunos pilares, aún cuando se quite la inferior. Segun Ahrend, una campaña dura no tres ó cuatro, sino ocho ó diez meses.

La cantidad de mata obtenida varía entre 17 y 20 por 100 del peso de la carga: su riqueza en cobre es de 25 á 30 por 100, y

contiene ademas algo de sulfuro de zinc. Las escorias no contienen más que $\frac{1}{4}$ por 100 de cobre y se desechan.

La mata, troceada del modo que se ha indicado ántes, se calcina en plazas, colocadas doce á cada lado de un muro, de 1^m,50 de altura y 90 centímetros de espesor, y que tienen una seccion de 3^m,25 de longitud por 1^m,20 á 1^m,50 de anchura: sobre su piso se pone una capa de 15 centímetros de arcilla y de mineral en polvo y despues una capa de leña de 20 centímetros de espesor, encima de la cual se coloca

la mata sin interponer entre sus capas otras de carbon. Cada monton así formado contiene cuatro ó cinco toneladas de mata cruda, que se calcinan en poco tiempo: cuando el fuego se ha apagado, se deshace el monton y se vuelve á formar en otra plaza, poniendo ademas de la leña algo de carbon, cuya cantidad se va aumentando en los fuegos sucesivos, interponiéndola en diferentes lechos entre las matas. Estas sufren seis fuegos, y entre

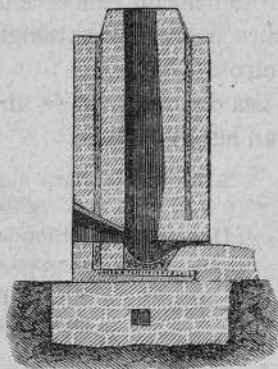


Fig. 67.

uno y otro se las trocea de nuevo, porque se forma en su interior un nódulo de composicion y aspecto semejantes á los del cobre abigarrado; de la teoría de la formacion de estos nódulos se tratará más en detalle cuando se describa la calcinacion en montones, verificada en el establecimiento de Agordo. Las menas calcinadas á seis fuegos se dice que están *muertas* y pasan á la fundicion por cobre negro.

Los hornos en que se verifica ésta, tienen la misma construccion próximamente que aquellos en que se hace la fundicion cruda. Sin embargo, son bastante más estrechos, careciendo por completo de antecrisol (1).

La figura 67 representa uno de estos hornos en la misma es-

(1) Percy dice que los hornos de cobre negro son tambien más bajos que los de mata; pero debe tenerse presente que al hablar de estos últimos, se refiere á los reformados por Bredberg, que tienen 7^m,12 de altura.

cala de la figura 66, y por consiguiente se pueden percibir fácilmente las diferencias de dimensiones. Las toberas son sólo dos, que distan entre sí 25 centímetros y que están inclinadas $3\frac{1}{2}^{\circ}$ hácia el interior del horno. La piquera está en el centro de la plaza y sale al exterior desembocando en un canal de unos 10 metros de longitud, formado con planchas de hierro y provisto de los tabiques divisorios correspondientes para formar diez compartimentos, cada uno de los cuales conforme se separan del horno está 5 centímetros más bajo que el anterior; el cobre negro que se sangra va corriendo de este modo de unos á otros.

Las dimensiones de uno de estos hornos, construido en 1859, eran las siguientes:

Altura de la plaza al cargadero.....	5m,05
" " á las toberas... ..	0 ,60
Dimensiones del fondo del crisol.....	0 ,70 $\times$ 0m,60
" al nivel de las toberas.....	0 ,84 $\times$ 0 ,74
" á 1m,78 por cima de la plaza.	1 ,34 $\times$ 0 ,74
" en el cargadero.....	0 ,74 $\times$ 0 ,44

Lo mismo que los hornos de Bredberg, empleados en la fundicion cruda, éstos tienen un tabique divisorio desde algo más arriba de las toberas hasta el fin de la cuba.

Estos hornos tienen sobre los primitivamente empleados, que eran algo más bajos (4 metros), la ventaja de disminuir el consumo de combustible en 19 por 100 y de aumentar la produccion diaria en 23 por 100.

El lecho de fusion por cobre negro, se compone ordinariamente de 100 kilógramos de mata calcinada, 20 de escorias de la primera fundicion, 10 de residuos cupríferos (crasas y escorias del afino), y 5 á 10 de cuarzo. Algunas veces se agrega tambien á estas materias cierta cantidad de una mata producida en la misma operacion y que recibe el nombre de *mata delgada* (*Dünnstein*). Como en el caso de la fundicion cruda, la operacion marcha con una nariz de 10 á 15 centímetros. Las materias fundidas se van reuniendo en el crisol, y cuando le han llenado, las escorias, que son las que ocupan la parte superior de éste y luego la mata delgada, salen por el bigote, en el cual hasta entónces sólo se habia dejado un pequeño orificio, tapando

casi toda su abertura con un poco de arena. De tiempo en tiempo ésta se quita para dar salida á las escorias, y despues se vuelve á tapar; las escorias, y cuando llega el caso la mata, se dejan correr por la meseta, en cuya arena se practican pequeñas cavidades de forma alargada, que sirven para recogerlas y moldearlas. Esta última se parte en trozos cuando aún está al rojo y se calcina con las matas crudas en el tercer fuego y en los sucesivos.

La mata delgada es un producto muy rico en cobre, que contiene de 55 á 72 por 100. Cuando es más pobre tiene un color

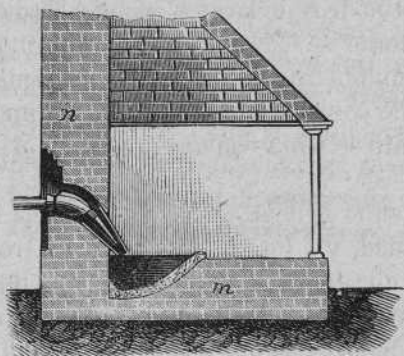


Fig. 68.

rojo violado; cuando es más rica pasa á gris de acero. Su intervencion en las reacciones que se producen en el horno es muy conveniente; en contacto inmediato con las escorias, precipita de ellas al estado de sulfuro una buena cantidad del óxido de cobre que contenian y ademas evita que se pierda por volatilizacion el cobre negro. La cantidad de éste obtenida, varía de 20 á 30 por 100 del peso de la carga indicada más arriba; pero rara vez pasa del primer número.

Cuando la mata delgada se ha dejado correr por el bigote y sólo queda en el crisol el cobre negro, se rompe la piquera y se deja correr el cobre en el canal de hierro, dividido en compartimentos, de que se ha hablado ántes. Terminada la sangría se detiene el viento, se limpia el crisol y se continúa la marcha de la fundicion. La sangría se hace cada dos ó tres dias, y la cam-

pañá del horno de fundicion puede durar de cuatro á seis meses.

El afino del cobre negro se verifica en hornos semejantes á las forjas, que reciben el nombre de *copelas alemanas*.

El representado en la figura 68, tomado de la obra de Percy, es de los empleados en la fábrica de Avesta, donde se tratan minerales de Fahlun, pero su forma es igual á los de Atvidaberg. Consta de un macizo construido de mamposteria ó de ladrillos, en el cual se ha practicado una cavidad próximamente de la forma de un cuarto de elipsóide, que se reviste interiormente bien de mortero refractario compuesto de arcilla y de arena, bien de brasca. Las dimensiones de las copelas de Atvidaberg son unos 65 centímetros de largo y ancho y 35 de profundidad. En la parte posterior se eleva un muro, en donde está abierta la tobera de 37 milímetros de diámetro, que tiene una inclinacion de 45°: es de cobre y sobresale del muro unos 9 á 10 centímetros. El viento se lanza con una presion de 44 á 66 milímetros de azogue.

Para hacer el afino se llena de carbon la copela hasta llegar al borde de la cavidad, y á los lados se pone, en trozos delgados, el cobre negro, que tambien se coloca delante de la tobera. La carga de una copela es de 600 á 700 kilógramos, á los cuales se agregan los residuos de las operaciones precedentes. Encima se ponen algunas áscuas, y luego más carbon, hasta formar un montoncillo que recubra perfectamente todo el cobre negro. Preparada así la copela, se da viento muy poco á poco, para que la fusion se haga con lentitud; y á medida que ésta tiene lugar, el cobre se oxida fuertemente por la gran inclinacion de la tobera y adquiere ademas un movimiento notable por la presion del viento.

La llama toma un color verde muy pronunciado y las escorias que empiezan por presentarse de un color oscuro, van gradualmente volviéndose rojas. A fin de preservar el metal de la volatilizacion, conviene mantener siempre el baño cubierto de una capa de combustible.

De tiempo en tiempo se detiene el viento, se quita el carbon del crisol y se echa sobre el baño un poco de agua que solidifica pronto la escoria, con lo cual puede quitarse fácilmente. Se toma una muestra del cobre, introduciendo y sacando rápidamente

una varilla de hierro fria y bruñida, á la cual se adhiere una especie de contera del metal (que se solidifica al contacto del hierro frio y que no tiene tiempo de volver á fundirse), y se examina cuidadosamente para juzgar por su aspecto del estado del afino. Si esta muestra, llamada por los afinadores alemanes *gaarsphan*, es gruesa, lisa por fuera y amarillenta por dentro, el cobre está todavía impuro: cuando la muestra es delgada, pardo rojiza y fisurada por fuera y de un color rojo de cobre por dentro, con brillo metálico, y bastante dulce para doblarse repetidas veces sin romperse, el cobre está casi afinado. El afino completo le indica una muestra tan delgada, que falta en muchos puntos y presenta muchas barbas semejantes á las del papel de tina ordinario sin cortar. Si se obtiene la muestra de este modo, hay que detener inmediatamente el viento. La continuacion de éste determina la formacion de cobre pasado de punto ó *seco* (*übergaar*). Cuando se ha llegado á pasar de este modo el afino, se conoce tambien en que la superficie del baño metálico presenta una especie de ebullicion que no se manifiesta mientras no se ha llegado al afino completo.

Gracias á la mucha pureza del cobre negro obtenido en Atvidaberg, la operacion se verifica más pronto que en otros puntos del continente y en una sola operacion.

La afinacion del cobre requiere por este procedimiento un consumo de 50 por 100 de combustible.

Percy presenta los dos siguientes análisis del cobre negro y del cobre afinado de Atvidaberg:

	Cobre negro.	Cobre afinado.
Cobre.....	94,39	99,460
Hierro..	2,04	0,011
Zinc.....	1,55	0,000
Cobalto y níquel.....	0,63	0,111
Estaño.....	0,07	indicios apenas sensibles.
Plomo....	0,19	id.
Plata....	0,11	0,065
Oro.....	0,00	0,0015
Azufre.....	0,80	0,017
Arsénico.....	indicios.	0,000
	99,78	99,6645

En el cobre afinado existe una cantidad de oxígeno que no se puede determinar (1).

Cuando el cobre está en punto, se quitan el carbon y las escorias que le recubren, se deja enfriar un poco y se rocía luego con agua para solidificar una placa, que se retira con garfios, volviendo á echar otro poco de agua en la superficie y á levantar otra placa, y continuando así hasta que se ha sacado la mayor parte del cobre. Las placas obtenidas por este procedimiento, llamadas *rosetas*, son tanto más delgadas cuanto más fino es el cobre. Su delgadez y su color rojo intenso, son circunstancias que se toman en el comercio como señales de una gran pureza.

Para hacer maleables las rosetas de cobre, que generalmente no lo son, se vuelven á fundir en el mismo horno, y cuando el grado de maleabilidad adquirido por el metal es el conveniente segun las muestras tomadas, se moldea en lingoteras de hierro, teniendo cuidado de que la temperatura sea tal, que no experimente un principio de *galleo*; pero es tan difícil encontrar este punto de temperatura, que generalmente, para evitar la dilatacion del metal en los moldes, se agrega al cobre $\frac{1}{4}$ á $\frac{1}{3}$ por 100 de plomo, que le impide por completo.

Algunos autores atribuyen este galleo del cobre al desprendimiento de ácido sulfuroso que el metal ha absorbido durante el afino, y que unas veces se desprende determinando el galleo, y otras queda interpuesto en la masa, á la que da una estructura cavernosa. La adición de plomo determina la descomposicion del ácido y la formacion de sulfuro y óxido plúmbico, y no habiendo desprendimiento de gas, no tiene lugar ni el galleo ni la estructura cavernosa del cobre.

El desprendimiento del oxígeno ó del ácido sulfuroso absorbidos por el cobre, produce, ántes que se solidifique la superficie del metal, una proyeccion de glóbulos de cobre muy peque-

(1) En muchas de las fábricas donde se afinan en copelas alemanas cobres negros impuros, es necesario, para determinar la oxidacion de todas las sustancias extrañas, pasar de punto el cobre, lo cual le hace impropio para el laminado y el batido. En este caso se refunde en la misma copela, y el refino (*hammergaarmachen*) se verifica del mismo modo, con la sola diferencia de que la tobera debe estar mucho ménos inclinada para no oxidar el metal. Conviene hacer un berlingado al mismo tiempo.

ños, á una altura considerable, que, segun Karsten, llega á 1^m,20 en algunas ocasiones. Este fenómeno se conoce con el nombre de *lluvia de cobre*; y para evitar la pérdida del metal que salta cuando se verifica, se cubren los moldes con unas chapas de palastro, que obligan á las partículas lanzadas fuera del baño metálico por la expansion de los gases, á volver á él. La lluvia de cobre se considera en muchas fábricas como un indicio de buena marcha de las operaciones; y, efectivamente, el cobre impuro no la presenta nunca, y basta 1,25 por 100 de óxido cuproso disuelto en el metal para impedirla (1).

Recientemente se ha introducido en las fundiciones de cobre suecas, entre ellas en la de Atvidaberg, el afino en reverberos con carbon vegetal, que parece da excelentes resultados.

En el *Tratado de Metalúrgia* de Percy, traducido al francés por Petitgand y Ronna, repetidamente citado en este libro, se encuentra un cuadro de los resultados del tratamiento en la fábrica de Atvidaberg, que puede consultarse para conocimiento de las condiciones económicas de dicha fabricacion (*Pág.* 310 tomo v).

Método de Røraas.—En Røraas, en Noruega, se sigue el mismo procedimiento que en Suecia; pero no obstante que los minerales son más ricos, el rendimiento en cobre es más pequeño. Puede verse una descripcion de esta fábrica en el quinto tomo de la quinta série de los *Anales de Minas* de Francia (*Página* 181).

Método del Bajo Harz (2).—En las fábricas del Bajo Harz se benefician menas de plomo, de cuyo trabajo resultan matas más ó ménos ricas en cobre (*Pág.* 295), que deben sufrir un tratamiento ulterior para el aprovechamiento de este metal. Ademas se benefician en las fábricas de Oker y de Sophie las menas cobrizas de Rammelsberg, que consisten en piritas de cobre,

(1) KARSTEN: *System der Metallurgie*, tomo v, pág. 391.

(2) Noticia sobre la explotacion del criadero de Rammelsberg (Harz) y beneficio de los minerales de cobre procedentes del mismo, por el ingeniero de minas D. Ramon Rua Figueroa.—*Revista Minera*, tomo VII, página 215.

de hierro y arsenical, con 4 á 6 por 100 de cobre y 14 á 28 gramos de plata en los 100 kilogramos.

Las menas se calcinan en montones, segun se ha explicado ya en las páginas 87 y 291, ó en pequeños hornos de cuba, designados con el nombre de *kilns*, en los cuales puede recogerse el ácido sulfuroso desprendido para aprovecharle en la fabricacion de ácido sulfúrico.

Despues de calcinadas pasan á la fusion por mata, que se verifica en hornos bajos, de 1^m,68 de altura y de seccion trapezial, que tiene 56 centímetros de anchura en la trasera y 37 en la delantera. La profundidad del horno es de 84.

El lecho de fusion se compone del modo siguiente:

Mena calcinada.....	165 quintales métricos.
Pizarras cobrizas calcinadas (1).....	2 á 4 "
Pizarras pobres calcinadas.....	1½ "
Escorias de la fundicion de matas...	1½ á 3 "
Escorias del mismo trabajo.	3 á 4½ "

La fundicion se verifica con nariz de 12,5 á 15 centímetros de longitud, empleando una mezcla de carbon vegetal y de cok; y los productos obtenidos son: mata cruda con cerca de 50 por 100 de cobre y 28 á 56 gramos de plata en 100 kilogramos, y escorias compuestas de silicatos de alúmina, cal y óxido ferroso, que no tienen nunca más de 2 por 100 de cobre.

Como las menas contienen arsénico, y éste no se volatiliza completamente por la calcinacion, se obtiene, ademas de la mata una combinacion arsenio-antimonial de cobre, llamada *cobre rey* (*Königskupfer*), con 87 por 100 de cobre y 70 á 84 gramos de plata en los 100 kilogramos. Este producto, que ántes se troceaba y se agregaba á las matas para la fundicion por cobre negro, se destina ahora, despues de afinado en un reverbero, á la fabricacion de caparrosa azul.

La mata cruda obtenida, se calcina á dos ó tres fuegos en montones bajo cobertizos, y el producto, llamado *mata cruda*

(1) Estas pizarras, que reciben en la localidad el nombre de *Kniest*, son pizarras arcillosas atravesadas por algunas venillas de cobre; tienen la ventaja de servir bien de fundente y de proporcionar al mismo tiempo alguna cantidad del metal beneficiable.

calcinada (Rohrost), se funde en los mismos hornos de las menas, con adición de un 8 por 100 de pizarras calcinadas, obteniéndose cobre negro con 92 por 100 de fino, y muy rico en plata, que, después de purificado en un reverbero de afinación, se refina en copelas alemanas.

Además se obtiene una cantidad considerable de mata, que se calcina á cinco ó seis fuegos, y se funde después en los mismos hornos que el mineral, sin adición de fundente alguno, para evitar que se escorifique el cobre.

En la fábrica de Oker se benefician las matas obtenidas en la fundición del plomo, calcinándolas y fundiéndolas en los mismos hornos de las menas. El cobre negro obtenido se afina como los de las otras procedencias y juntamente con ellos.

Método de Freiberg.—En las fábricas de plomo de Freiberg, se producen también, según se ha dicho en la página 323, una mata cobriza, que debe beneficiarse como cobre negro, y en la cual está concentrado casi todo el cobre que contenían las menas, puesto que, según se ha indicado también, las menas cobrizas se agregan á los lechos de fusión en el trabajo de las matas (*Pág. 322*).

El primer trabajo á que deben someterse las matas cobrizas, es una depuración, que al mismo tiempo sirva para concentrar el cobre en menor cantidad de materia y para obtener una pequeña cantidad de plomo, que se perdería sometiendo las matas desde luego al trabajo por cobre. Este trabajo se ha descrito ya en la página citada 322, y no hay necesidad de insistir en él. Según se ha dicho, tiene lugar en los mismos hornos en que se hace la fundición por plomo cuando van á concluir su campaña y se verifica dos veces seguidas, al cabo de las cuales la mata cobriza, cuya riqueza se ha elevado de este modo hasta 45 ó 50 por 100 de cobre, se bocarteá y se calcina, concentrándose luego por una nueva fusión en los mismos reverberos en que se tratan las escorias. Las cargas se componen de 9 quintales métricos de mata (mitad cruda y mitad calcinada) y de 5 á 6 quintales métricos de baritina y cuarzo, en la proporción de 1 ó 2 de la primera por 1 del segundo.

La naturaleza de las matas obtenidas, y sobre todo la cantidad de plomo que contienen, determinan el tratamiento á que

deben someterse despues. Por este motivo la cantidad de fundente barítico y silíceo empleado, varía segun que las matas hayan de someterse al tratamiento por ácidos para la fabricacion de caparrosa, ó hayan de sufrir la desplatacion por los métodos de la vía húmeda. Cuando han de desplatarse conviene que tengan la menor cantidad posible de plomo; cuando se destinan á vitriolo es conveniente que tengan bastante proporcion de este metal, para que en los residuos plumizos del lavado quede la mayor parte de la plata, y por este motivo en el primer caso debe ponerse mayor cantidad de sílice para que el plomo se escorifique y en el segundo caso no sólo se pone más baritina, sino que al fin de la operacion se agregan al baño cenizas de carbon de piedra que llevan interpuestos muchos trocitos de carbon, y que al mismo tiempo precipitan el óxido de las escorias y le reducen á plomo metálico.

En veinticuatro horas se pueden fundir seis ó siete cargas, obteniéndose una mata concentrada (*Concentrationstein*) con 68 á 75 por 100 de cobre, 3 á 8 por 100 de plomo y 3 á 5 por 100 de hierro y escorias; que en una buena marcha son fácilmente fusibles, y tienen un color oscuro, un brillo vítreo, y á consecuencia de su gran riqueza en barita un peso específico considerable.

No obstante esta última circunstancia, se separan perfectamente de la mata. Contienen de 1 á 3 por 100 de cobre y se emplean como fundentes.

Algunas veces, como ya se ha dicho, las matas concentradas se granulan y se trabajan como caparrosa; otras, cuando tienen plata, se tratan por el método de desplatacion de Ziervogel, y los residuos se llevan al trabajo del cobre negro.

La fundicion se hace en reverberos, añadiendo á los lechos de fusion mata rica ó piritas de hierro, que aminoran en lo posible la formacion de un cobre negro muy difícil de afinar, sustituyéndole con la formacion de una mata rica arsenical (*Kupferlechs*).

La carga de uno de estos reverberos consiste en 6 ó 7 quintales métricos de residuos de la desplacion, y 3 ó 4 de mata arsenical, ó en 8 ó 9 de residuos y 2 ó 3 de pirita de hierro no argentífera. Cada veinticuatro horas se pasan seis ó siete cargas, consumiéndose una cantidad igual de carbon pizarroso.

El cobre negro obtenido se moldea en lingoteras de arena: su riqueza en cobre llega de 94 á 97 por 100, y es poco argentífero; además contiene hierro, azufre y plomo.

Las escorias son de color rojo cereza ó rojo pardo y generalmente de estructura cristalina; contienen 30 y á veces hasta 40 por 100 de cobre, y se funden por cobre negro en los mismos hornos cuando va á terminar la campaña. Las cargas son de 11 á 11,5 quintales métricos, de los cuales 7 á 8 son de escorias, 3 de piritas no argentíferas y 0,5 de espato fluor. En veinticuatro horas se pasan por el horno seis cargas, y para cada 100 quintales de lecho de fusion, se consumen 83 por 100 de carbon pizarroso.

Se obtiene mata rica, que sirve para la fundicion de los resíduos y escorias que van á la fundicion de las matas plumizas.

El cobre se afina en reverberos por el método inglés; cada quince ó diez y seis horas se afina una carga de 18 á 20 quintales métricos de cobre negro, que produce el 93 ó 94 por 100 de cobre fino, con un consumo de 14 á 17 quintales métricos de lignito.

El cobre fino se moldea en lingoteras de hierro rectangulares y chatas, revestidas interiormente de arcilla y espolvoreadas con polvo y cenizas de carbon vegetal; y despues de que está sólido, pero aún rojo, se lamina.

Las escorias producidas en el afino, se funden en hornos de cuba con baritina y espato fluor, y el cobre negro obtenido se afina despues.

Mayores detalles de esta fabricacion, que no tiene diferencia sensible de la explicada al tratar del afino de Swansea, pueden verse en la Metalúrgia de Plattner (*Tomo II, Pág. 197*).

Método de Mansfeld (1).—En el distrito de Mansfeld (Sajonia, Prusia), se benefician unas pizarras margo-betuminosas, en cuya masa están diseminados pequeños cristales, laminitas ó venillas de cobre piritoso, sulfurado ó abigarrado. Estas menas contienen además proporciones variables de blenda, pirita

(1) *Exploitation et traitement du schiste cuivreux argentifère au Mansfeld par MM. Peltzer et Greiner. — Revue universelle des mines, tomos XV, página 424 y XVI, pág. 137.*

de hierro y arsenical, y de otras combinaciones de níquel, vanadio y plomo. La riqueza en cobre es pequeña y acaso no bastaría por sí sola para determinar la conveniencia del tratamiento; pero las menas son bastante ricas en plata, y esta circunstancia hace que puedan beneficiarse con ventaja.

Existen tambien en el muro y techo del criadero de pizarra cobriza, algunas areniscas de cemento calizo-arcilloso (*sanderze*), y algunas calizas impregnadas de cierta cantidad de sulfuro de cobre, cuya riqueza es por lo comun superior á la de las pizarras.

La naturaleza de los minerales de Mansfeld, ha obligado durante cierto tiempo á separarlos en tres categorías; los minerales refractarios, los ordinarios y los impuros, cuyo tratamiento era algo diferente; pero en el dia se procura arreglar los lechos de fusion con mezclas que tengan siempre una composicion análoga y el tratamiento se verifica naturalmente de un modo más uniforme.

La riqueza de las menas varía del $1\frac{1}{2}$ al 12 por 100: las pizarras tienen por término medio 3 por 100.

Se empieza por hacer sufrir á las menas una calcinacion, que ántes tenia siempre lugar en montones al aire libre, y que de algun tiempo á esta parte se verifica tambien en plazas muradas de gran extension, semejantes á las que se conocen con el nombre de hornos styrios, pero cuyo piso en este caso no presenta las inflexiones que en aquel, porque en Mansfeld no se trata de recoger el azufre.

Los montones se colocan en un área situada al nivel del cargadero de los hornos, y tienen la forma de un tronco de pirámide de base rectangular ó cuadrada, cuyas dimensiones son sumamente variables. La altura es de 2 metros á 2,20, y los más pequeños tienen una base mayor de 2×4 metros. En este caso contienen 750 toneladas de mena; pero se llegan á hacer de dimensiones tales, que puedan contener hasta 1.800 toneladas. Algunas veces se hacen montones continuos, es decir, que, teniendo una anchura determinada, van aumentando en longitud á medida que la combustion avanza en sentido del eje del monton; pero éstos son poco usados.

Cualesquiera que sean las dimensiones del monton, se cons-

truye poniendo primero una capa de 18 centímetros de pizarras muy betuminosas y sobre ellas otra de leña rajada y de ramaje de 10 á 12 centímetros; encima de esta última se forma el monton, cargando las pizarras sin más cuidado que poner las más betuminosas en la parte baja y en el centro del monton, y reservar las menudas para formarle una camisa. Formado el monton, se le da fuego prendiendo por los cuatro ángulos la capa de ramaje, y pronto la combustion de ésta determina la destilacion y combustion de los betunes, que bastan para que la calcinacion continúe hasta el punto deseado. Un monton arde durante un espacio de tiempo bastante variable, cuyos límites pueden ser de dos á seis meses. Ni la lluvia ni la nieve detienen la calcinacion; pero ejerce una influencia muy nociva sobre ella el viento fuerte, porque la hace conducirse con una gran irregularidad. Por este motivo se construye un muro de bastante altura al lado de los montones, por el rumbo por donde soplan los vientos dominantes en la localidad.

La cantidad de combustible consumido es muy pequeña y no llega á 0,5 por 100 del mineral calcinado; la pérdida que éste experimenta en peso, es de 10 por 100 término medio.

Las pizarras, cuyo color primitivo es muy oscuro, deben despues de calcinadas tener un color amarillo parduzco y un aspecto uniforme; la presencia de manchas negras ú oscuras indica una calcinacion incompleta. Ademas deben ser muy friables y hendirse con suma facilidad.

Su composicion es la de un silicato de alúmina, cal, y á veces de magnesia, impregnado de sulfuros de hierro, cobre, zinc, etc, y de alguna cantidad de óxidos de estos metales, especialmente el primero.

En las fábricas de *Küpfersammer* y de *Eckhardhütte*, se calcinan los minerales en plazas constituidas por un espacio rectangular, que cierran cuatro muros verticales. Las dimensiones interiores de este espacio son 8 metros de largo por 15 centímetros de ancho y 2^m,50 de alto. Los muros correspondientes á los lados cortos son macizos y los otros dos tienen en la parte inferior una série de puertas, en número de doce, que se destinan á la salida del mineral calcinado, y en el resto de la mitad inferior de la altura tres filas de ventanillas que pueden taparse con

tejas ó ladrillos y que se destinan á la admision del aire que pueda ser necesario para conducir bien la calcinacion. En cada fila hay once ventanillas que se corresponden unas sobre otras las de la primera y tercera fila, quedando las de la segunda en los intervalos.

La carga de estas plazas se hace por medio de wagoncitos por la parte superior, y la combustion, iniciada por un poco de leña, continúa despues á expensas únicamente de los betunes.

La calcinacion es más regular en estos hornos y se gasta ménos en mano de obra, ahorrando por completo el gasto de combustibles si la operacion no se interrumpe.

Calcinadas las menas, deben sufrir una fusion por mata, cuyas condiciones deben ser la rapidez y la gran elevacion de temperatura, á fin de poder escorificar la gran proporcion de ganga que en aquellas existe. Los hornos empleados son por lo tanto hornos altos, cuyo perfil ha sufrido variaciones muy notables en un espacio no muy largo de tiempo.

Los primitivos estaban formados por una cuba prismático-trapecial, de paredes verticales ó inclinadas, y construida de arenisca silíceá y de ladrillos refractarios en la parte interior y de arenisca abigarrada y de ladrillos ordinarios en la parte exterior. La base más ancha del trapecio seccion, era la trasera del horno y en ella habia una sola tobera. La delantera no tenia revestimiento externo, sino que presentaba al aire la mampostería refractaria. El crisol de estos hornos era abierto, y tenian dos reposadores, perteneciendo por lo tanto á la clase de los hornos de anteojos.

Estos hornos se han abandonado hace algunos años en la generalidad de las fábricas de Mansfeld para sustituirlos con otros de forma muy análoga á la de los hornos altos para la fabricacion del hierro colado cuya seccion es trapecial en la parte baja.

La figura 69 representa el córte de uno de estos hornos. La cuba es una capacidad formada por dos troncos de cono, opuestos por sus bases mayores y unidos por un trózo cilíndrico, de mayor ó menor altura segun las distintas fábricas. El mayor de estos hornos existe en la fábrica de Eckhardhütte. Su altura total es de 6^m,20; la obra o, es decir, la parte inferior más estrecha y trapecial, tiene 1^m,60 de altura, 85 centímetros de an-

chura en la parte alta y 80 en la parte baja; los *etalajes e*, que es la parte cónica que viene encima, tienen 65 centímetros de altura y 1^m,70 de diámetro mayor, prolongándose por una parte cilíndrica ó *vientre v*, de 40 centímetros de altura y terminando en la *cuba* propiamente dicha *c*, que tiene una altura de 3^m,55, y cuya parte superior presenta un diámetro de 95 centímetros. Las toberas en estos hornos son tres *ttt*, colocadas en la trasera y en

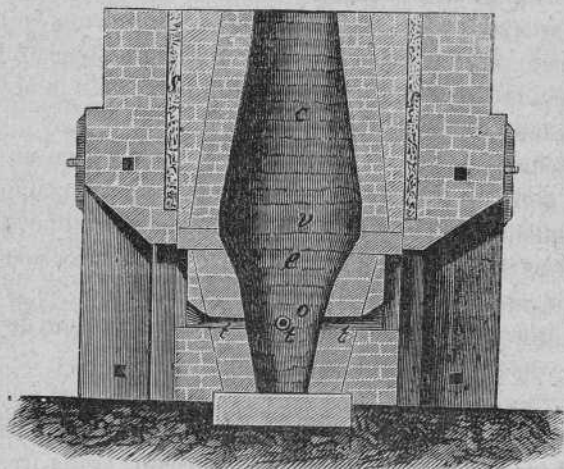


Fig. 69.

los costados laterales; pero generalmente el viento no se introduce por todas ellas; ántes sólo se inyectaba por la tobera posterior y ahora se introduce únicamente por las dos de los costados. Estos hornos, lo mismo que los antiguos, son de anteojos, y están contruidos interiormente de arenisca silícea y de ladrillos refractarios y exteriormente de mampostería ordinaria. Entre una y otra fábrica se deja un espacio *s* de 12 á 14 centímetros, que se rellena de escorias para impedir que la humedad pase al interior y que el calor radiado por las paredes del horno sea demasiado fuerte.

La plaza no se forma con brasca, sino con una piedra silícea que se apoya en un lecho de escorias y que está bastante inclinada de atrás adelante. En la vertical de la delantera se coloca sobre esta piedra otra, que presenta dos piqueras próximas á

los costados del horno, por las cuales las materias fundidas pueden salir á los reposadores exteriores. Estos están vaciados en un macizo de brasca, compuesta de tres partes de polvo de cok y dos de arcilla ó de cenizas de leña. La preferencia que se da á la arenisca para la construcción de la parte interior é inferior del horno, depende de la naturaleza de las escorias, que, siendo muy silíceas atacan poco á aquella y atacarian bastante á la brasca.

El viento que se ha de introducir en los hornos se calienta á 160 ó 165.° Para elevarle á esta temperatura se usa un sencillo aparato, que consiste en un serpentín colocado dentro de un horno cilíndrico calentado con lignito.

Los lechos de fusion de los hornos se forman, como en casi todas las fábricas alemanas, por tongadas, en las proporciones convenientes, de las diferentes materias que han de constituirlos. La diversidad de la composición de las menas hace que no sea constante la cantidad de fundentes, etc., que se ponen en el lecho; pero puede tomarse como un término medio de los que se pasan en Eckhardhütte, el siguiente:

Pizarras calcinadas.....	3.000	kilógramos.
Escorias ricas....	150	"
Espato fluor.....	50	"

Cuando el horno es nuevo, se empieza para ponerle en marcha por cerrar las toberas, y en seguida se colocan en la plaza unos carbones encendidos, cargando luego cok hasta los etalajes: sobre el cok se sigue cargando combustible, mezclado ya con alguna cantidad de pizarra, y se va aumentando poco á poco la proporción de ésta hasta que se haya llegado á cargar una parte de cok por dos de mena. Cuando de este modo se ha llegado al nivel del cargadero, se destapan las toberas y se da viento. Poco tiempo después la pizarra se ha fundido y se empieza á formar la nariz, que debe tener de 10 á 12 centímetros de largo, y estar perfectamente en el centro de la cuba para repartir con regularidad á un lado y á otro el viento y para hacer que las cargas no descendan más por cualquiera de ellos.

Las materias fundidas se van reuniendo en el fondo del crisol y forman una capa de 11 á 12 centímetros antes de salir

por los agujeros de sangría, uno de los cuales está abierto mientras el otro permanece cerrado. Por aquel salen las materias á uno de los reposadores donde se separan las escorias de la mata. Cuando un reposador está lleno, se tapa la piquera correspondiente y se abre la otra. Segun las circunstancias, el tiempo que tarda en llenarse cada reposador, es de seis á doce horas. La rotura de la piquera se hace cuidando de que salga primero sólo escoria para que caliente el reposador y luego se rebaja el agujero y se da salida á la mata, que ya en el mismo horno se habrá separado algo de aquella. Antes de hacer esta operacion se limpia bien el crisol con espetones largos de hierro.

Las escorias se sacan de los reposadores aún líquidas y se moldean en forma de ladrillos que presentan buenas condiciones para la construccion de edificios y que se emplean en los de la fábrica. La mata se saca de una vez: cuando el receptáculo está lleno, se introduce en la masa, ántes de que se solidifique, un garfio, por el cual se coge el bloque de mata cuando está ya fria. Cuando procede de un horno pequeño, basta una palanca de mano para sacarle y llevarle á las plazas de calcinacion. En Eckhardhütte, donde se emplea el horno que se ha descrito, es demasiado pesado y se emplea para moverle una gran palanca montada sobre ruedas, cuyo extremo se introduce en el garfio. La cantidad de mata obtenida en un horno pequeño en veinticuatro horas (en cuyo tiempo pasan por él 6 toneladas de pizarra), es de 600 kilogramos: en el horno grande llega á 1.000, y en uno y otro caso su riqueza en cobre se ha elevado hasta 30 por 100.

El personal empleado en los hornos pequeños, consiste en un maestro, un cargador y un ayudante, y en los grandes en dos maestros fundidores, un cargador y un ayudante.

La mata cruda obtenida por este procedimiento (*rohstein*), necesita calcinarse para lanzar parte del azufre que contiene en gran exceso y prepararla á una segunda fusion que eleve su riqueza en cobre; en esta segunda calcinacion debe procurarse oxidar una gran cantidad de hierro y la menor posible de cobre, porque en la operacion siguiente es claro que casi todas las sustancias oxidadas pasan á las escorias.

Terminada la calcinacion, se examina el producto y los trozos

que indican por su aspecto estar mal calcinados, se vuelven á calcinar en las mismas plazas ó en montones al aire libre, que se construyen del mismo modo que se ha indicado ántes para los de mena.

Los caracteres que debe presentar una mata bien calcinada, son: un aspecto mate y poroso y un color rojo de óxido de hierro.

La calcinacion se verifica en plazas ó en hornos de muflas. Para calcinar la mata en plazas se reducen los trozos retirados de los reposadores á pedazos del tamaño del puño y se colocan en espacios murados de 2^m,85 de ancho por 3^m,50 de largo y 1^m,50 de alto, en los cuales pueden caber hasta unas 10 toneladas. La plaza de estos espacios es de arcilla bien apisonada, y sobre ella se coloca primero una capa de carbon vegetal que contenga próximamente una tonelada, despues otra capa de ramaje y por último otra de carbon, cuyo espesor sea la mitad del que contenia la primera.

La mitad de la mata, que debe calcinarse en una plaza, es decir, unas 5 toneladas, se cargan sobre estos primeros lechos de combustible; encima se pone otro lecho de carbon, y por último, la segunda mitad de la mata, que se cubre con polvo fino de la misma. Cargada la plaza, se prende fuego al ramaje y se abandona el monton á sí mismo durante dos ó tres semanas, sin cuidarse de otra cosa que de conducir bien el tiro por medio de agujeros que se hacen en la cubierta.

Como el desprendimiento de azufre que tiene lugar en la calcinacion de las matas es muy considerable, se calcinan alguna vez en hornos de muflas y tambien en los de cuba, llamados *kilns*, para aprovechar los citados vapores en lá fabricacion de ácido sulfúrico.

La fusion de la mata calcinada tiene lugar, no en hornos de cuba, sino en reverberos. Ni su forma ni sus dimensiones tienen nada de particular; el puente es por arriba de forma de medio punto, y está atravesado por uno ó dos conductos para que el paso del aire exterior impida que se caliente mucho. La plaza se forma de capas de escoria, arena y cuarzo, que se aglomeran en la parte superior por medio de un fuego fuerte; es ligeramente cóncava y tiene su punto más bajo en la proximidad

de una piquera, por la cual puede sacarse la mata á un recipiente con agua, en el que se granula. En la parte opuesta al hogar hay una puerta de trabajo y algunas veces otra lateral por la cual se introduce la carga. En otras ocasiones ésta se hace por medio de tolvas ó por la misma puerta de trabajo. Las dimensiones de estos hornos y aún su forma, no son las mismas en las diferentes fábricas. El de Eckhardhütte tiene 4^m,40 de longitud en la plaza, por 2^m,50 de anchura; los otros son bastante más pequeños.

La carga de mata que pasa en doce horas por uno de estos hornos y las proporciones de fundentes que se le agregan, son las siguientes:

	Horno grande.	Horno pequeño.
Mata calcinada.....	3.000 kilogramos.	2.250 kilogramos.
Sanderze.....	300 "	300 "
Escorias de la operacion precedente..	200 "	50 "

En los hornos pequeños se introduce de una vez toda la carga, bien por medio de las tolvas, bien por medio de cazos de hierro, de mango muy largo, con los cuales se reparte uniformemente por toda la plaza. En los hornos grandes se introduce primero una mitad y despues la otra. Durante dos horas se mantiene en el hogar un fuego muy vivo, dejando las materias en reposo y cerrando cuidadosamente todas las aberturas del horno. Las escorias se sacan con rastros de hierro por la puerta de trabajo y se reciben en wagones de hierro cubiertos de arena, para impedir que se adhieran á ellos. Pasadas las dos primeras horas se remueve la masa cada quince ó veinte minutos, y cuatro ó cinco horas despues de introducida la primera carga se hace la segunda, que se trabaja del mismo modo: de cuando en cuando toma el obrero una muestra de la mata con una cuchara de hierro revestida de arcilla y despues de sólida la rompe para juzgar por su aspecto de la marcha de la operacion. Si la mata está bien concentrada, su fractura debe ser de grano fino y compacto. Esta mata se llama en el país *spurstein*.

A las diez ó doce horas se da salida á la mata por la piquera y se recibe en un recipiente exterior con agua, en la cual se granula. En el horno pequeño la sangría sólo se hace cada vein-

ticuatro horas. En uno y otro se obtiene una mata concentrada, cuyo peso es, poco más ó ménos, de la mitad del de la mata cruda sometida al tratamiento.

Esta mata se bocarteá y se porfiriza para obtenerla en estado de un polvo muy fino y despues se calcina cuidadosamente, con objeto de convertir en sulfatos los sulfuros de hierro, de cobre y de plata que la constituyen. Por medio de una calcinacion á temperatura más elevada, se determina la descomposicion de estos sulfatos, que se trasforman en óxidos, primero el de hierro y despues el de cobre; y si la operacion se prolonga mucho, el de plata. Antes de que la descomposicion y la conversion de sulfato en óxido haya llegado á la sal de plata, se someten las matas á un procedimiento de desplatacion por la vía húmeda, en el cual se disuelve el sulfato de plata, y los óxidos de cobre y de hierro quedan como resíduos y se destinan á las operaciones que han de convertir el primero en cobre fino del comercio. Una vez sacados de las cubas de disolucion los resíduos, se dejan escurrir bien en montones al aire libre, y despues se forma con ellos, y con un 8 por 100 de arcilla bastante pura, una masa con la que se hacen bolas del tamaño de un puño, que se secan encima de las cámaras de condensacion, unidas á los hornos en que se verifica la calcinacion de la mata concentrada. En este sitio permanecen cuatro dias, y despues se llevan á hornos de reverbero alimentados con lignito, en los cuales se colocan en una especie de bateas ó de pailas de palastro con un reborde, que tienen 3 metros de longitud por 1^m,5 de anchura.

Las bolas secas se funden con la adiccion de sustancias á propósito para favorecer la reduccion del óxido de cobre, la escorificacion del óxido de hierro y la formacion de una pequeña cantidad de mata rica, que se llama allí, como en otras localidades, *mata delgada* (*Dünnstein*), y que interponiéndose entre el cobre negro y las escorias en el crisol de los hornos, precipita de las últimas, convirtiéndole en sulfuro, una parte del cobre que en estado de óxido habia pasado á ellas. Durante algun tiempo, para conseguir la formacion de esta mata, se agregaba un poco de yeso, que, reduciéndose por la accion del combustible, daba el azufre necesario; pero desde que se ha sustituido el procedimiento de Augustin por el de Ziervogel para la desplatacion,

existe siempre en los residuos una cantidad de sulfato de cobre que da lugar á las mismas reacciones que se verificaban con el yeso y ha dejado de agregarse éste.

Los hornos empleados para la fusion de las bolas por cobre negro, son de cuba y de seccion trapezial en la parte baja y cuadrada en la parte alta. El perfil tiene la forma de dos trapecios unidos por sus bases mayores; la plaza es una piedra ligeramente inclinada hácia adelante y tienen en el lado posterior dos toberas, de las que por lo comun no marcha más que una. Lo mismo que los hornos de fusion por mata, son interiormente de materiales refractarios y por la parte exterior de mampostería ordinaria, existiendo entre una y otra un espacio que se rellena de escorias. La delantera está formada de anchas placas de pizarra, que se sujetan con un engatillado de hierro; y tienen tambien dos reposadores.

El trabajo en estos hornos es igual al de los hornos de mata cruda; la única diferencia, aparte de la naturaleza de los productos, estriba en que el cobre negro no se saca de los recipientes de una sola vez, sino en discos, por el método de que se ha hablado ya en algunas ocasiones. Cada seis horas se hace una sangría, llevando el cobre negro á uno de los dos reposadores.

El aire inyectado en estos hornos es frio y se introduce con una presion de 35 milímetros de azogue y en cantidad de 5 metros cúbicos por minuto.

El lecho de fusion se compone del modo siguiente:

Bolas.	Resíduos de la desplata-		2.850 kilogramos.
	cion....	2.600 kilogramos.	
	Arcilla pura....	250 "	
Arena cuarzosa.....		250	"
Escoria.....		250	"
Mata delgada de la operacion precedente.....		50	"
			3.400

Esta cantidad de materias ó algo más, pasa por el horno en veinticuatro horas y se obtienen de ella 1.800 kilogramos de cobre negro con 92 á 93 por 100 de fino, 100 kilogramos de

mata delgada con 50 á 60 por 100 de cobre y 1.600 de escorias con 0,50 por 100. Cada horno está servido por un maestro, un ayudante y un cargador, que se relevan cada doce horas.

El afino del cobre negro se verifica en Mansfeld de dos maneras: ó en pequeñas copelas alemanas, ó en hornos de reverbero. Las copelas se diferencian algo de las empleadas en Suecia. Están constituidas por una caja de planchas de fundicion, empotrada en un macizo de mampostería y rellena de brasca que se forma con una parte de carbon vegetal, ocho de arcilla y un poco de arena. Las dimensiones de la caja son 1^m,30 de lado y 90 centímetros de altura. En la brasca se forma una cavidad de 60 centímetros de diámetro por 40 de profundidad, y encima de ella y atravesando el muro vertical que forma la trasera del horno, se encuentra la tobera, que tiene una inclinacion de 10° y es de cobre. La presion del viento es muy pequeña y no pasa de 3 centímetros de agua.

Todo el aparato está cubierto por una gran campana que conduce los hornos á una cámara de condensacion.

Para afinar el cobre en este aparato, se empieza por llenar la copela con carbon hasta 20 centímetros por cima de su borde superior, poniendo algunas áscuas delante de la tobera: encima se coloca el cobre negro, cuidando de que estén debajo los pedazos más gruesos y encima los más pequeños y dejando entre ellos y el muro de la copela un espacio de 10 centímetros de anchura que se rellena de carbon; la carga de cobre debe ser de unos 300 á 350 kilogramos. Hecha la carga se da viento y se procura que la fusion del cobre se haga con tanta mayor lentitud, cuanto más impuro sea; ordinariamente en Mansfeld este período dura una hora ú hora y media. Cuando se ha fundido todo el cobre, llena casi completamente la cavidad de la copela, en la cual sobrenada el carbon; se separa éste y se continúa dando viento por espacio de algunos minutos para fundir bien las partículas de cobre negro que pudieran haber quedado entre las escorias: despues se pára el fuelle, se retiran aquellas y se añade carbon nuevo, agregando, así que éste se ha encendido, los dos primeros discos de cobre fino que proceden de la operacion anterior, con los cuales se acaba de llenar la copela. Cada veinte ó veinticinco minutos se separa el carbon y se retiran las esco-

rias, tomando muestras con frecuencia cuando se calcula que está próximo el punto de afinacion necesario.

El combustible empleado es carbon vegetal, y se consumen de 3 á 4 toneladas para cada carga de 300 kilogramos, que produce 240 kilogramos de cobre roseta y escorias, de las que pueden obtenerse otros 10. Las rosetas se levantan, cuando el afino está á punto, del mismo modo que se ha dicho ya al tratar del de Atvidaberg.

El afino en esta clase de copelas produce un cobre de no muy buena calidad y consume una gran cantidad de combustible. Estas dos circunstancias han hecho que desde 1846 se haya introducido en Mansfeld el afino en reverberos, cuya plaza es próximamente de la misma forma que las de los hornos ingleses, pero que en vez del hogar ordinario tienen un generador de gas.

La figura 70 da una idea bastante clara de la disposicion de estos hornos. El generador de gases, que es un verdadero hogar Ebelsen, está representado en *g*. La carga de combustible se introduce levantando la compuerta *n*, por medio de cadenas que pasan por una polea que no está representada en la figura. Mientras queda destapada de esta manera la parte alta *e* del generador, la campana *a* permanece en la posición que indica el dibujo y por consiguiente no se pierden gases: una vez lleno el espacio *e*, se vuelve á bajar la tapa *n* y se levanta la campana *a*, consiguiendo así que el combustible pase al verdadero generador. Un flotador *f* indica el nivel del combustible en la cuba *g*. Los productos gaseosos de la combustion incompleta del carbon (óxido de carbono é hidrógenos carbonados), salen por orificios *p*, á un canal *U*, que rodea la cuba, y pasan luego por el tragante horizontal *m*, y el vertical *m'* á la caja de hierro *k*, de la cual salen á la plaza del horno por orificios que rodean á las toberas *t*. En la parte baja de la cuba del generador existen otros orificios *cc*, por los cuales entra aire casi puro, que apenas ha hecho más que atravesar la rejilla *d*; este aire pasa por otro canal circular *jj* á los tubos *c'*, que le conducen por entre los cimientos del horno á una cámara *c''*, donde se calienta, y después, continuando por *c'''* á la caja *c''''*, de la cual sale por las siete toberas *t* y quema completamente los gases del generador.

La plaza del reverbero tiene 3^m,70 de longitud por 3^m,40 de anchura máxima. Hay en ella dos puertas; una *r*, en el extremo

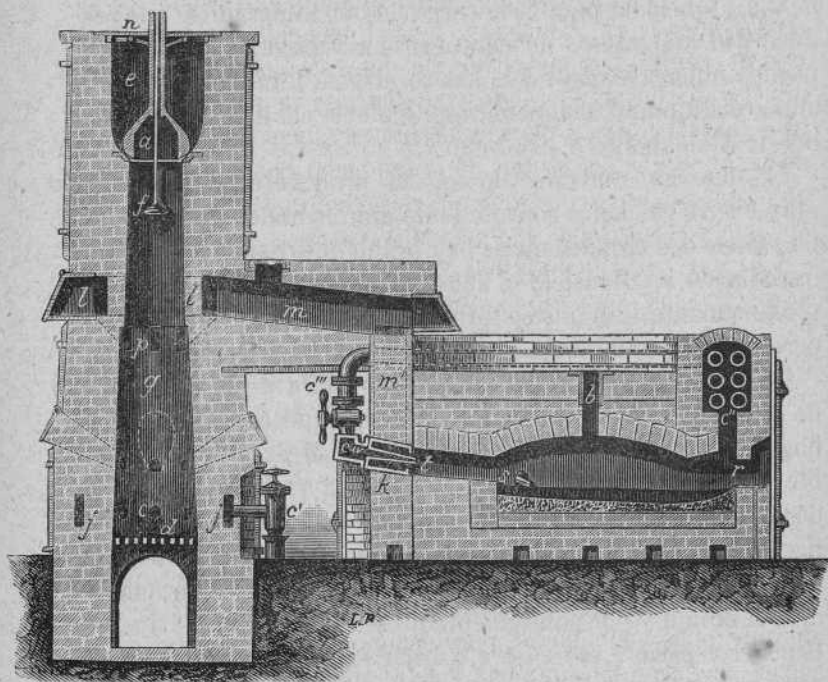
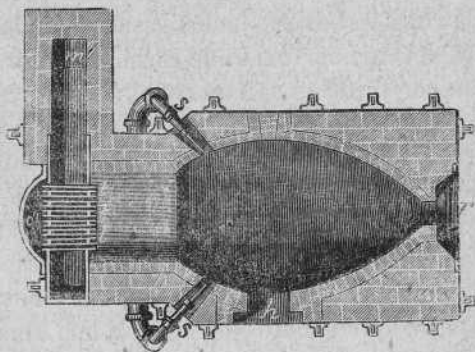


Fig. 70.



opuesto al hogar, y otra *h*, lateral para hacer la carga que se termina por el orificio *b*. También hay en la proximidad del puente

otras dos aberturas *ss*, que sirven para el paso de las toberas, y que se pueden tapar con unas placas de fundicion miéntras conviene no dar viento sobre el métal fundido. Los productos gaseosos salen por la cámara *c''*, y van á una chimenea de 20 metros de altura. Los materiales de que está construida la parte interior del horno son todos refractarios: la parte exterior se hace de ladrillos. La plaza es de brasca, formada por 10 partes de cuarzo y una de escorias de la fundicion cruda, que se aglomera por medio de una violenta elevacion de temperatura cada vez que hay necesidad de poner una plaza nueva.

La carga consiste en 5.000 kilogramos de cobre negro, que llenan casi por completo el laboratorio del horno, dejando entre los trozos los espacios precisos para que circule bien el aire. En cuanto se ha terminado, en lo cual se tarda una hora próximamente, se cierra la puerta lateral; y en el caso de no proceder sobre cobres negros muy impuros, se tapan tambien las toberas *s*. En la puerta de trabajo *r*, se forma un dique de arcilla que impida la salida del cobre fundido, pero cuya altura permita la de las escorias.

Hecha la carga se llena el generador de carbon de leña encendido y se deja que los gases ejerzan su accion por sí solos durante unas siete horas, por término medio, al cabo de las cuales la fusion es completa y se aumenta la temperatura removiendo bien la masa para convertirla en un líquido homogéneo. Cuando los cobres negros son muy impuros, se da viento desde el principio por las toberas *ss*.

A medida que el cobre negro se funde, se producen escorias que se sacan cada media hora por la puerta de trabajo. En el caso de procederse sobre cobre de la pureza ordinaria, cuando se ha hecho la primera limpia, se da viento por las toberas *s* de modo que la corriente de éste agite mucho el baño y forme una gran cantidad de óxido cuproso que se disuelva en el cobre fundido y oxide las impurezas que hay en él, especialmente el azufre, que produce una fuerte ebullicion del líquido al convertirse en ácido sulfuroso. Esta ebullicion dura unas cuatro horas, y pasado este tiempo, el cobre tiene las propiedades del cobre roseta: entónces empieza verdaderamente el *refino*, que se verifica del mismo modo que en Inglaterra.

La operacion en totalidad dura unas veinte horas, distribuidas del modo siguiente:

Una para la carga.

Siete para la fusion.

Siete para la limpia de las escorias y la ebullicion.

Cinco para el refino.

Para cada carga se consumen 46 toneladas de carbon de encina; es decir, 45 por 100 ménos que en el afino en copelas, y se obtienen 84,6 por 100 de cobre refinado, y crasas que contienen 60 por 100 de cobre y necesitan refundirse de nuevo.

El horno está servido por cuatro obreros, que se ocupan dos en el horno y dos en el generador de gas.

La pureza del cobre es muy grande: el término medio de muchos análisis, segun MM. Peltzer y Greiner, es el siguiente:

Cobre.....	99,649
Plata.....	0,028
Plomo.....	0,136
Níquel.....	0,104
	99,917

Las escorias y crasas, tanto del afino en copelas como del afino y refino en reverberos, contienen ordinariamente más de 50 por 100 de cobre y se funden en hornos de cuba muy parecidos en su forma al usado en el Bajo Harz para la fusion de las galenas blendosas, descrito en la página 293.

El lecho de fusion se compone del modo siguiente:

Escorias y crasas.....	5.000	kilógramos.
Escorias de la fundicion cruda.....	1.500	"
Escorias antiguas.....	450	"
Espato fluor.....	50	"

Cada cuarenta horas se funden 4.800 kilógramos de este lecho de fusion, con un consumo de 6 toneladas de carbon vegetal y de 7 de cok, que se emplean mezclados. Los productos obtenidos son un cobre negro muy impuro, llamado *cobre negro de las crasas* (*krätzscharzkupfer*), que contiene 80 á 85 por 100 de cobre y una escoria muy silíceá, que no pasa de 0,75 por 100.

En este cobre negro se reúne la mayor parte del plomo contenido en la carga, que llega á veces á 6 ó 7 por 100; para pu-

rificarle se levanta del reposador en *rosetas* y se somete á una licuacion; es decir, á la accion de una temperatura tal, que se funda el plomo y no pueda fundirse el cobre. Separados de este modo los dos metales, aunque no puros, el primero se dulcifica y el segundo, que queda en un estado muy esponjoso, sufre primero un afino en la copela, y despues, á causa de su gran impureza, un refino en el reverbero. Cuando la riqueza en plomo del cobre negro obtenido de las crasas es pequeña, se somete directamente al afino, sin licuacion prévia; pero esto sucede en raras ocasiones. Ordinariamente hay que esperar cinco ó seis meses para tener una cantidad de cobre que merezca tratarse por licuacion.

Las fábricas de Mansfeld, produjeron en el año 1862 cerca de 16.000 quintales métricos de cobre, parte roseta y parte refinado. No se refina todo él, porque, acostumbrados los fabricantes de objetos de cobre á servirse del primero, que es naturalmente más barato, no hacen un gran consumo del refinado.

Método de Agordo (1).—En el establecimiento de Agordo (provincia de Belluno, Italia), se benefician minerales de cobre, que se presentan en masas de pirla de hierro entre las capas de una pizarra talcosa blanca, mezclada de cuarzo y que forma una cubierta á todo el criadero. La mena consiste en un bisulfuro de hierro y cobre, íntimamente mezclado con cuarzo en la mayor parte de su masa. Su riqueza en cobre es muy pequeña, y suele no pasar de 1,60 por 100. En ocasiones excepcionales alcanza una riqueza de 20 y hasta de 25 por 100; pero tambien alguna vez se hace completamente estéril, y en este último caso recibe el nombre de *matton*.

Ademas de los dos elementos esenciales, cobre y hierro, las piritas contienen plomo, zinc, estaño y cantidades considerables de arsénico y antimonio.

El tratamiento se verifica por una série de operaciones cor-

(1) *Mémoire sur les établissements d'Agordo (Haute Vénétie), par monsieur Haton.*—*Annales des Mines*, 5.^a série, tomo VIII, pág. 407.—PERCY: *Metallurgy of copper*, pág. 439.—RIVOT: *Traité de Métallurgie théorique et pratique*, tomo I, pág. 332.—*Oesterreichische Zeitschrift für Berg- und Hüttenwesen*, 1857, núm. 43.—1860, núms. 21, 22 y 23.

respondientes á la vía seca y á la vía húmeda cuando se procede sobre los minerales ordinarios; pero que sólo corresponden á la vía seca cuando se opera sobre menas ricas naturalmente, ó que se han enriquecido por medios artificiales. Por el momento sólo se describirán los procedimientos relativos á la vía exclusivamente seca, dejando para más adelante la descripción de la vía húmeda, al indicar los demás procedimientos análogos que tienen lugar en otras fábricas.

La primera operacion á que se someten las menas es una calcinacion, que se verifica en montones ó en plazas muradas, dispuestas de un modo particular, que permite el beneficio de una cantidad considerable de azufre. Uno de sus principales objetos es la concentracion de la mayor parte del cobre en un nódulo, que ocupa el centro de cada trozo de mineral. Por este motivo se la llama *calcinacion por nódulos*.

Los montones son de forma de pirámides truncadas de base rectangular, cuya longitud es variable, y que tienen 6 metros de anchura en la base y $2\frac{1}{2}$ de altura. Cada uno contiene por término medio 209 toneladas de piritas. Para construirlos se empieza por practicar en el sitio donde han de colocarse una escavacion de 1^m,30, que se rellena hasta el nivel del suelo con tierras ya lavadas; pero en las cuales se supone aún la existencia de alguna cantidad de sulfuro de cobre. En seguida se colocan los trozos de mena, dejando en los ángulos algunos huecos revestidos con trozos de leña, y que se rellenan con leña menuda y astillas. Entre los trozos gruesos se colocan lechos inclinados de schlich, á los que se da una direccion paralela á la longitud del montón, con objeto de impedir las corrientes de aire transversales. Cuando todo el monton está hecho, se cubre con una capa de 12 á 15 centímetros de grueso de tierras lavadas que forman la camisa. Los montones están colocados siempre bajo cobertizos ligeros, que impiden en caso de lluvia que la combustion se altere ó que se disuelvan ántes de tiempo los sulfatos formados por la calcinacion.

Al día siguiente de haber dado fuego á la leña menuda y á las astillas, el combustible se ha consumido completamente y es preciso llenar con minerales los huecos que ocupaba. Desde entónces la calcinacion se verifica á expensas del azufre contenido

en las mismas menas y el monton se abandona á sí mismo, vigilándole tan sólo para evitar que haya esplosiones que puedan dar lugar á roturas de la cubierta. A las cinco ó seis semanas el azufre empieza á aparecer en la parte superior de ésta y puede recogerse de un modo semejante al que se emplea en el Bajo Harz. La cantidad de azufre obtenida, es sólo 4 por 1000 del contenido en las piritas.

La calcinacion dura ocho ó nueve meses, pasados los cuales se quita la cubierta y se deshacen los montones.

Este método de calcinacion produce una cantidad de azufre sumamente pequeña y ademas termina mal la sulfatizacion de

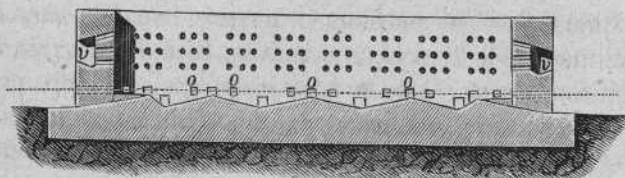


Fig. 71.

las tierras ya lavadas con que se fabrican el piso y la camisa de los montones. Estos inconvenientes han hecho sustituirlos con unas plazas muradas, que reciben el nombre de *hornos styrius*, citados ya en la página 88 y cuya construccion está indicada en la figura 71. Consisten en un espacio, limitado por cuatro muros verticales, de 3 metros de altura y cuyo suelo, en lugar de ser plano, está formado por una série de planos inclinados, cuyos ángulos se encuentran alternativamente en la parte más baja del monton y á una altura de 50 centímetros sobre el piso general exterior. Las intersecciones bajas tienen una ligera inclinacion hácia los muros laterales y en su extremo desembocan, ya fuera de aquellos, en recipientes de forma hémisférica, donde se reune el azufre que corre por ellas. En la parte alta de los planos inclinados, hay tambien una série de orificios *ooo*, que tienen por objeto la introduccion del aire necesario á la combustion del azufre y á la sulfatizacion de los sulfuros.

A la mitad de la altura de los muros se practican unas ventanillas *vv*, que no los atraviesan por completo, sino que los de-

jan reducidos á la mitad próximamente del espesor que tenían. El exterior y el interior de la plaza se ponen en comunicacion por medio de nueve conductos; los tres de la fila inferior horizontales y los dos de las otras dos filas cada vez más inclinados de dentro á fuera.

En los cuatro ángulos hay cuatro canales, indispensables para la admision del aire que ha de alimentar la combustion de la leña cuando se inicia el fuego. En esta parte de los montones se coloca el combustible necesario y se cubren las regueras practicadas en el suelo con cantos chatos, disponiendo sobre éstos unas chimeneas, generalmente cinco, construidas con unos ladrillos de mineral, de forma anular y cúbica, moldeados del mismo modo que los ladrillos ordinarios con una mezcla de mineral menudo y de schlich tamizado. Esta disposicion, relativamente moderna, tiene la ventaja de repartir el aire para la combustion con más uniformidad y de producir nódulos procedentes de los menudos, los cuales no se obtenian por el antiguo procedimiento. Lo mismo que los montones, los hornos styrios se hallan colocados bajo cobertizos.

El resto del mineral se carga en el espacio interior por capas alternantes de grueso y de menudo y de cuando en cuando se ponen algunas astillas para acelerar al principio la combustion. La parte superior es una capa de menudos ya lavados como la que termina los montones. Para hacer la carga del modo más cómodo que sea posible, se demuele parte de uno de los muros y por el hueco que resulta se introduce el mineral, que de otro modo habria que elevar á 3 metros de altura: cuando se ha terminado, se reconstruye esta parte y se da fuego por los canales de los ángulos. Un horno contiene ordinariamente 288 toneladas de mineral, que se calcinan en cinco ó seis meses.

Pasado este tiempo se deshace el monton, demoliendo de nuevo la parte de muro que haga falta para este objeto y unos muchachos rompen con un martillo los trozos, separando la parte alterada por la calcinacion y que se ha hecho deleznable, del núcleo interior, en el cual se ha concentrado la mayor parte del cobre y que se ha de tratar por la vía seca. Es muy importante en esta operacion no dejar de separar ninguno de estos nódulos (*tazzoni*), porque, como consisten en monosulfuros de

hierro y cobre, que no son solubles, no pueden beneficiarse sometidos al tratamiento por vía húmeda que ha de sufrir la parte exterior que los recubre.

También lo es, aunque no tanto, separar la mayor parte posible de esta costra terrosa que los acompaña, porque contiene muy poco cobre y no tiene cuenta someterla á la fundicion.

Los trozos de mena que no están bien calcinados, se ponen aparte y se vuelven á los montones.

La cantidad de tierras y de nódulos obtenidos de cada monton, está en la proporcion de 86,74 á 13,26; los nódulos no son todos ricos, sino que tienen una cantidad de cobre bastante variable. Los ricos, con 5,02 de cobre por 100, forman los $\frac{2}{3}$ del peso total de los obtenidos; los pobres, que constituyen el otro noveno, tienen 3,45 de metal.

La cantidad de azufre obtenida con los hornos styrios, es mucho más considerable que la obtenida en los montones y asciende á 2,2 por 100 del azufre contenido en los minerales: pero hay que tener en cuenta que este producto es mucho más impuro que el de los montones, como es fácil de comprender, considerando que aquel se obtiene por sublimacion y éste arrastra mecánicamente una porcion de impurezas. Así es que en la purificacion la pérdida del primero no pasa del 2,5 por 100, mientras que la del segundo llega al 14. El combustible consumido en la calcinacion de una carga, es de 19 toneladas próximamente.

El fenómeno de la formacion de nódulos en la calcinacion de las piritas, ha llamado desde hace mucho tiempo la atencion de los metalurgistas, que han tratado de explicarse la concentracion del cobre que tiene lugar en aquellos y el empobrecimiento recíproco de las tierras deleznales. Ya en el siglo anterior se habia observado este hecho en las fábricas noruegas y se le habia dado tal importancia, que, la calcinacion hecha en condiciones favorables para que tuviera lugar, se llamaba calcinacion *por nódulos* (1).

(1) En algunas localidades, especialmente de Suecia y de Noruega, se verifica actualmente la calcinacion procurando la formacion de estos nódulos. Los alemanes llaman á este género de calcinaciones *Kernösten*.

Karsten, Werther y Lürzer se han ocupado de buscar una teoría que pudiera explicarle, y segun estos autores y Plattner, parece que debe verificarse en virtud de las reacciones siguientes:

Sometida á la temperatura elevada del monton y á la accion oxidante del aire una pirita de hierro y cobre, empieza por oxidarse el sulfuro de hierro, convirtiéndose el azufre en ácido sulfuroso y el hierro en óxido férrico. La elevacion de temperatura produce en el interior de la masa el desprendimiento de cierta cantidad de azufre y sometida á la accion de éste, la parte de

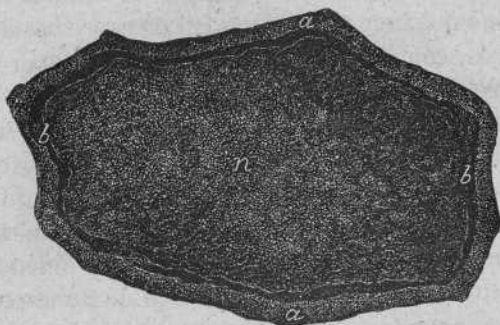


Fig. 72.

sulfuro de cobre no sufre alteracion en su composicion química; pero sí sufre una fusion, debida al gran calor producido por la combustion del azufre y del hierro, en íntimo contacto con ella y en una cantidad relativamente mucho mayor. Una vez fundida, se reúne al núcleo interior de pirita, que aún no se ha descompuesto y forma á su alrededor una capita delgada cuya riqueza es, no sólo mucho mayor que la de la capa exterior, en la cual hay muy poco cobre, sino mayor tambien que la del centro del pedazo, en el cual aún no se ha alterado la pirita.

A medida que la calcinacion avanza, la costra exterior va teniendo mayor grueso y por lo tanto el aire atmosférico encuentra mayor dificultad para penetrar hasta el interior de la masa; los poros existentes en esta costra se llenan de ácido sulfuroso, y éste, en presencia de nueva cantidad de azufre (que llega siempre del interior á consecuencia de la destilacion de la pirita fuera del contacto del aire), en presencia tambien del aire atmos-

férico que rodea el trozo y del óxido férrico formado, se oxida completamente y se combina con éste último, dando lugar á la formacion de sulfato de hierro y de una cantidad muy pequeña de sulfato de cobre. Si en este estado se parte un trozo de pirita, se pueden distinguir en él, como indica la figura 72, dos capas próximamente concéntricas *a* y *b*; la exterior de sulfato de hierro deleznable y la interior de una sustancia muy parecida á la pirita de cobre, que recubren un nódulo *n* de mena sin descomponer.

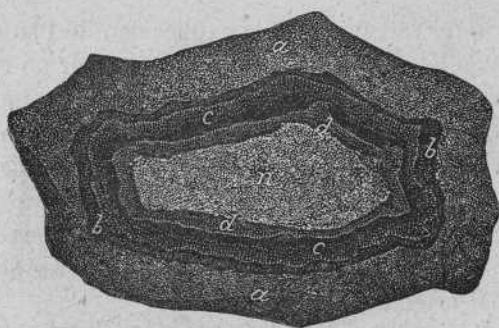


Fig. 72 duplicada.

Continuando la accion de la temperatura, siguen desprendiéndose del interior de las menas vapores sulfurosos que garantizan siempre al cobre de la oxidacion; y aunque con más dificultad, se sigue oxidando el hierro; el cobre se concentra en el centro formando una combinacion semejante al cobre abigarrado ($3Cu^2SFe^2S^2$) y sigue aumentando su riqueza mientras la temperatura no ha hecho desprender el azufre en exceso que hay en el centro del trozo. Cuando éste no puede desprenderse ya, la temperatura ha llegado á su máximum; la costra exterior, que es muy refractaria, no sufre alteracion; pero la masa interior, que es mucho más fusible, se reblandece; las combinaciones sulfuradas de cobre se reparten más uniformemente en toda ella y se obtiene finalmente una tierra vitriólica muy pobre y un núcleo central en que la casi totalidad del cobre se ha concentrado. Las tierras procedentes de la calcinacion en Agordo, sólo tienen 0,7 por 100 de cobre.

Cuando el reblandecimiento del nódulo interior no se ha verificado todavía, el corte de un trozo de mena sometido á la calcinacion presenta el aspecto de la figura 72 duplicada: *n*, es la parte de pirita sin alterar; unidas á este núcleo, hay una capa, *d*, de composicion y aspecto muy semejantes á la pirita de cobre; despues viene otra, *c*, parecida al cobre abigarrado y por último una más rica, *b*, cuya composicion es próximamente la de las matas ricas, llamadas en aleman *Kupferlechs* (Cu^2S, FeS) y que se halla inmediatamente debajo de la costra exterior terrosa, *a* (1).

Percy encuentra insuficiente la explicacion de Plattner y aún dice que, leyéndola, se puede creer que su autor no tenia ideas muy claras acerca de las reacciones que deben producirse en la calcinacion (2); pero no expone, sin embargo, ninguna otra explicacion más satisfactoria para el fenómeno, no indica siquiera los puntos en que encuentra aquella defectuosa, y á decir verdad, no traduce tampoco con exactitud las consideraciones expuestas en las líneas anteriores y que están casi literalmente traducidas del original aleman.

Separados los nódulos de las tierras, éstas van á la lexicivacion y aquellos, juntamente con los productos de la cementacion de las legías y con algunos minerales ricos, sufren una fusion por mata. Los hornos en que ésta se verifica, son semialtos y de una forma particular, indicada en la figura 73. La seccion es trapezial y la cuba, inclinada toda ella, se estrecha algo en la parte superior, en donde existe una especie de tolva *t*, para hacer las cargas. El tragante está en uno de los lados y comunica con un canal que conduce los humos á una chimenea, comun á dos hornos. La plaza se construye sobre una bóveda de ladrillos, bajo la cual existe un canal de humedad. El crisol *c* y dos reposadores exteriores *v*, están contruidos en una capa gruesa de brasea; debajo de ésta se encuentra la piedra que forma la plaza; más abajo un lecho de escorias y por fin la ci-

(1) PLATTNER: *Vorlesungen über allgemeine Hüttenkunde*, tomo II, página 159.

(2) PERCY: *Metallurgy*, pág. 446. Traduccion francesa por MM. Petit-gand y Ronna, tomo V, pág. 363.

tada bóveda de ladrillos. La brasca se apisona de modo que presente una inclinacion de 30° hácia la delantera. Los hornos están contruidos en macizos dos á dos; pero generalmente no trabaja más que uno de cada macizo.

Hay dos toberas en cada horno, inclinadas 25° y que encuentran al pecho á la mitad de su altura: el viento se lanza con una presion algo variable, pero cuyo término medio se puede apreciar en 7 centímetros de azogue.

El objeto de la forma algo extraña que presentan estos aparatos, es mantener el mayor tiempo posible las materias en su interior, disminuyendo la velocidad del descenso de la carga, con lo cual se aprovecha mejor el combustible.

Durante algun tiempo se han usado tambien para esta operacion hornos altos de $8^m,60$ de elevacion, cuya cuba era cónico truncada y sus diámetros inferior y superior 1 metro y $0^m,80$. En la parte superior terminaban por una especie de embudo muy

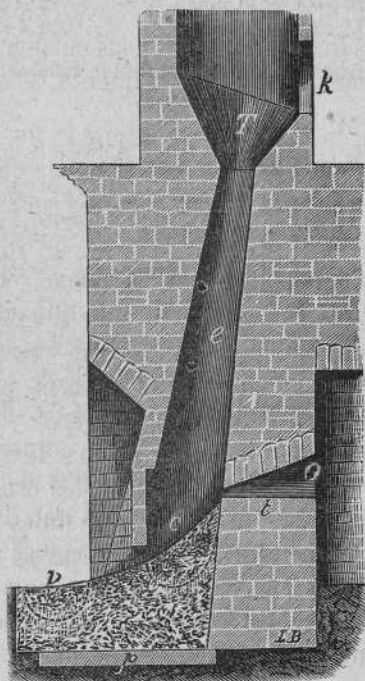


Fig. 73.

abierto hecho en la misma mampostería, que servia de tolva para la carga. Las toberas, que eran en número de dos y horizontales, estaban á $1^m,15$ por cima del crisol. Al principio se construyeron formando un ángulo de 120° y despues paralelas en la trasera del horno. Las busas eran de palastro y su orificio de salida circular. Para poder variar la seccion y por consiguiente la velocidad del aire, se introducía en el cono hueco que las formaba un cono macizo, que podia sacarse ó meterse á voluntad y que segun estaba colocado dejaba un espacio anular más ó ménos considerable para el paso del viento. La presion

y ocupando tambien la mitad central de la anchura, de modo que deja á cada lado un vacío de la cuarta parte de esta dimension. Entónces se empieza á cargar el lecho de fusion, que en este caso, como en todos, se arroja contra la trasera, miéntras el combustible se pone en el lado del pecho.

El lecho de fusion se compone de nódulos (pobres y ricos mezclados), piritas de buena calidad, productos de la cementacion, crasas y humos, escorias ricas y arenisca que se agrega como fundente.

Las materias se introducen en el horno por medio de unas medidas que tienen los operarios y con las cuales las toman de los diversos montones y las echan en el horno por el orden siguiente: carbon, escorias, nódulos, productos de la cementacion, piritas ricas, crasas y humos, arenisca. Cada veinticinco minutos se introduce una carga y en veinticuatro horas se pasan por el horno de 10 á 11.000 kilógramos de lecho de fusion. El personal afecto á un horno son doce obreros, que trabajan cuatro á cuatro en relevos de ocho horas y descansan diez y seis.

Segun los datos, que debo á la amabilidad del Sr. D. Lucio Mazzuoli, Ingeniero Director de aquel establecimiento, los materiales pasados por el horno de mata en el año 1872, fueron los siguientes:

Nódulos	1.267.920 kilógramos.
Piritas ricas.....	256.224 "
Productos de la cementacion. { <i>grassure.</i>	98.897 "
{ <i>brunini..</i>	3.592 "
Crasas y humos.....	110.889 "
Escorias ricas.....	310.948 "
Arenisca (fundente).	358.429 "

En este año se hicieron diez campañas, cuya duracion media fué de veintidos dias. El consumo de combustible, que, como ya se ha dicho, es carbon vegetal mezclado de pino y de haya, fue de 2.707 metros cúbicos, ó sean 367.600 kilógramos; es decir, 23 kilógramos por quintal métrico de lecho de fusion.

Los productos durante el mismo año, fueron los siguientes:

Mata (con 25 por 100 de cobre)..	654.766 kilógramos.
Escorias ricas (2 por 100 <i>Cu</i>).....	320.533 "

Escorias pobres inaprovechables (0,67 por 100 Cu).....	1.302.722	"
Crasas y humos.....	19.535	" (1)

Las materias están en el horno unas tres horas y media; y como el crisol está abierto, salen constantemente á los reposadores, que se van llenando alternativamente, cada uno mientras se limpia el otro, para lo cual se puede dirigir la corriente á voluntad á cualquiera de ellos; en seis horas se llena uno en la marcha normal: al principio de la campaña necesita doce. Las escorias que se hallan sobre la mata, se sacan con ganchos en discos sólidos y cuando aquella ha quedado sola, se abre la piqueta del reposador y se deja correr la materia fluida en el suelo del taller, donde se remueve con unos palos á fin de que no se solidifique formando una masa muy compacta, porque esto dificultaría la calcinacion ulterior á que debe someterse. Recogiéndola por este medio, forma una masa negra y esponjosa que se calcina bien.

La cantidad de mata producida en veinticuatro horas, es de unos 3.000 kilogramos.

A falta de otros medios para observar la marcha del horno, el obrero examina cuidadosamente el aspecto de las escorias, tanto mientras están fluidas, como despues de sólidas. Si son muy líquidas, la marcha se hace á mucha temperatura y hay necesidad de disminuir el carbon; si son muy pastosas, es fácil que el horno se obstruya y es preciso aumentar el carbon y el fundente. La buena marcha se indica por una escoria que corre de una manera regular y que cuando se solidifica presenta una superficie lisa y mamelonada, un color pardo oscuro, un aspecto sucio, una fractura cavernosa y una completa opacidad. En este caso no contiene arriba de 0,3 á 0,4 por 100 de cobre.

(1) No cumpliria con un deber de consideracion y de agradecimiento, si no hiciera pública la amabilidad del Sr. Mazzuoli, que ha tenido la bondad de remitirme, tan luego como le supliqué lo hiciese, no sólo los datos que dejo consignados, sino tambien los relativos á la fundicion por cobre negro, que aparecen en la página 509 y los perfiles de los hornos usados en el día. Sirvan estas líneas como testimonio del aprecio con que he recibido sus cartas y de la consideracion que me merece una persona tan ilustrada y digna.

Tambien debe observarse de cuando en cuando el aspecto que presentan las cargas al pasar por el extremo de la nariz, que debe aparecer pequeño y brillante si la marcha es buena.

Al cabo de veintiuno ó veintidos dias, la corrosion del interior del horno por las materias fundidas y sobre todo de la brasca del crisol, exige que se hagan las oportunas recomposiciones. Para apagarle se pára el viento tan luego como la última carga ha descendido; se limpia el crisol y se rompe el muro de la delantera, sacando por la puerta que resulta los depósitos formados en las paredes, el resto de la brasca y las piedras corroidas, que se sustituyen inmediatamente. La brasca no se pone hasta que se va á empezar otra campaña. Un horno no sirve recompuesto más que una vez y cada dos campañas hay que demolerle por completo.

La composición de la mata es la siguiente:

Cobre.....	24,10
Hierro.....	49,60
Azufre....	26,30

Para obtener de ella el cobre que contiene se empieza por calcinarla á cinco fuegos, en plazas muradas de 3^m,60 por 2^m,60 de superficie, en las cuales se construyen montones de un metro de altura que contienen 8 á 10 toneladas. El piso está embaldosado con losas de la pizarra con que se construyen los muros y se vierten en él en cada operacion los menudos que se barren en el cobertizo donde están las plazas y otras sustancias ricas y pulverulentas: de tiempo en tiempo se recogen estas sustancias del suelo de las plazas, considerándolas como bastante calcinadas para fundirlas por cobre negro. Sobre estas sustancias se coloca una capa de ramaje y cruzada con ella otra de leños, sobre la cual se pone algo de carbon y de astillas. En los tres primeros fuegos el carbon se sustituye con turba, cuya menor potencia calorífica está compensada con el exceso de azufre que tiene la mata. La altura del combustible no pasa de 20 á 30 centímetros y los 80 ó 70 restantes los ocupa el monton de mata, cuya parte correspondiente al lado abierto de la plaza se forma con los trozos gruesos mal calcinados en la operacion precedente. La cubierta se forma con menudos; y tan luego como está terminado el monton, se da fuego, que dura por lo comun dos dias. En los

primeros fuegos se consumen en cada monton 425 litros de carbon, 553 de leña y 94 de turba; en los últimos, 556 litros de carbon y 601 de leña. El oxígeno absorbido por las matas durante la calcinacion, compensa el azufre volatilizado y por consiguiente no hay variacion de peso.

La fusion por cobre negro se verificó al principio en hornos altos, iguales á los de fusion por mata y con las mismas dimensiones;

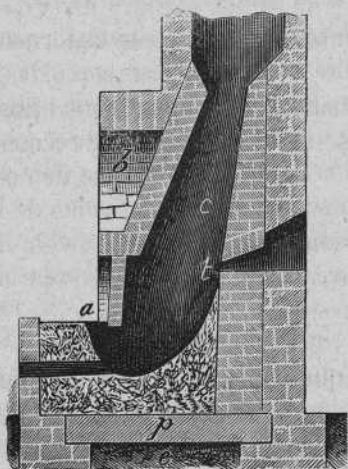


Fig. 74.

pero era inconveniente su empleo, porque, siendo muy elevados, daban ocasion á que se redujera mucho el hierro y el cobre resultaba difícil de afinar.

Estos inconvenientes han hecho que desde el año 1855 se abandone aquella disposicion, adoptándose la que aparece en la figura 74, cuyo dibujo debo tambien á la amabilidad del señor Director del establecimiento. La cuba *c* es bastante inclinada y tiene la forma de una pirámide truncada, cuya base es un trape-

cio. Desde la tobera abajo todos los costados del horno son verticales, á excepcion de la trasera, que tiene una ligera inclinacion de 2 á 3°. Lo mismo que los hornos de mata, tienen su antecrisol *a*, practicado en un macizo de brasca, cuya parte anterior está sostenida por un murete de ladrillos que atraviesa la piqueta y debajo del cual hay dos reposadores. Las toberas *t* son dos de agua; y el aire le suministra una trompa cuya caída de agua es de 12 metros. El horno se hace de pizarra talcosa, construyendo separadamente la camisa para poder renovarla sin destruir la parte exterior, que se apoya en una bóveda *b*. La plaza descansa sobre una piedra de arenisca roja *p*, que en parte se apoya en los cimientos del horno y en parte sobre un lecho de escorias fuertemente apisonadas *e*.

Las principales dimensiones difieren algo de las indicadas por Mr. Rivot en su Metalúrgia del Cobre y son las que á continuacion se expresan.

Altura total desde la piedra <i>p</i> al cargadero.....	4m,35	
Id. hasta la tobera.....	2 ,23	
Id. hasta la terminacion de la parte vertical de la cuba.	2 ,31	
Anchura de la parte inferior de la cuba.....	1 ,00	
Id. en el cargadero.....	0 ,35	
Profundidad. {	en la parte vertical.....	1 ,25
	al principio de la parte inclinada.....	1 ,00
	en el cargadero.....	0 ,45
Separacion de las toberas.....	0 ,15	

El antecrisol termina 15 centímetros por delante del pecho y 65 por bajo de las toberas.

La inclinacion de éstas es algo más pequeña que en los hornos de mata y no pasa de 18°. La presion del viento es de 6 centímetros de azogue.

Los lechos de fusion se componen de matas calcinadas de la fundicion por mata y de la fundicion por cobre negro, de crasas y de humos, á los cuales se agregan como fundentes escorias ricas y arenisca.

En el año 1872 se hicieron en estos hornos doce campañas, cuya duracion media fué de trece dias. Los materiales fundidos fueron los siguientes:

Materias cuprosas. {	Matas calcinadas de la fusion por mata.....	595.691 kilogramos	
	Id., id., de id. por cobre negro.....	133.684	"
	Crasas y humos.....	44.884	"
	Escorias ricas.....	191.994	"
Fundentes..... {	Arenisca roja.....	239.157	"

El consumo de carbon, que es tambien de haya y pino como el empleado en la fundicion cruda, fué de 37 kilogramos por quintal métrico de lecho de fusion.

En el mismo año se obtuvieron los productos siguientes:

Cobre negro (con 90 por 100 de <i>Cu</i>).....	184.474 kilogramos.
Mata (con 60 por 100 de <i>Cu</i>).....	136.872 "
Escorias muy ricas (con 4 á 5 por 100 <i>Cu</i>).....	194.685 "
Id. pobres (que se desechan).....	624.464 "
Crasas y humos.....	20.513 "

La relacion entre el cobre negro y los productos cuprosos es de 23,8 á 100.

Cada veintitres minutos se hace una carga de combustible y encima una de lecho de fusion, echando primero las escorias, despues la mata, las crasas y los humos y por último la arenisca.

La composicion de la mata es la siguiente:

Cobre.....	60,74
Hierro.....	8,90
Azufre.....	30,36

Esta mata calcinada vuelve á la misma fundicion, en union con las matas obtenidas de la primera. Cada cuatro horas se llena uno de los crisoles exteriores, del cual se sacan las materias en placas á medida que su superficie se va solidificando.

El cobre negro necesita afinarse y esta operacion se verifica en copelas alemanas. La plaza está formada de carbonilla, compuesta de tres partes de arenisca roja y una de carbon en polvo. Terminada una campaña se arranca la brasca y se coloca otra nueva, apisonando ántes una capa de 8 á 12 centímetros de arenisca roja; en la brasca se deja un espacio de forma elipsoidal, cuya seccion vertical tiene su punto más bajo hácia la trasera del horno. Despues de preparada la copela se deja secar una media hora y cuando está seca se coloca la busa, poniendo en su parte inferior una chapita de palastro, cuyo objeto es que el viento no buce demasiado. Despues coloca el maestro en el borde de la copela los carbones, formando una pared, entre la cual y la trasera echa tambien carbon; y sobre el monton formado de esta manera, pone 208 kilógramos de cobre negro en trozos, de modo que dejen huecos entre sí para la circulacion del aire, agregando por último algun carbon. En estas operaciones se emplean unos cinco cuartos de hora, durante los cuales se está verificando el afino en otra copela igual, construida en el mismo macizo de mampostería y á la cual se da viento con el mismo fuelle. Cuando el afino ha terminado en aquella, se da viento á ésta y muy pronto se percibe una llama coloreada fuertemente de verde; el maestro cuida de la buena distribucion de la llama por toda la carga y tapa con trozos de carbon los intersticios por donde sale mucha. El cobre negro empieza á fundirse pronto y al cabo de una media hora de empezado el vien-

to, la fusion se ha concluido; un cuarto de hora despues se cargan otros 208 kilógramos de cobre negro y las dos primeras rosetas obtenidas en la operacion anterior, que no se aceptan en el comercio porque son muy ampollosas y contienen mezclada una gran cantidad de carbon y de sustancias extrañas. Al cabo de hora y cuarto la fusion de la carga total es completa y se pára el viento. Se rocían con agua los carbones que recubren el baño y se echan al suelo, lo mismo que las crasas. Despues se cambia la posicion de la chapita de palastro, colocándola encima de la busa para que el viento sea inclinado; se carga carbon nuevo, se vuelve al hogar el apagado ántes y se da nuevamente viento. Esta operacion se repite tres ó cuatro veces cuando el cobre negro es bueno y hasta cinco ó seis cuando es muy impuro, con intervalos de un cuarto de hora. De tiempo en tiempo el maestro revuelve la masa líquida y el carbon con su espeton y examina aquella para calcular por su aspecto de la marcha del afino.

Al cabo de unos tres cuartos de hora se empiezan á tomar muestras, introduciendo en la masa líquida una barra de hierro bruñida y fria, que se retira rápidamente, sacando adherida la porcion del cobre que se ha solidificado á su contacto. Cuando esta muestra, despues de enfriada con agua, tiene un color rojo de púrpura, el afino ha llegado á su término. Se deja reposar la masa durante diez minutos y se levanta la placa sólida formada en la superficie: despues se rocía con agua el baño y se vuelve á sacar otra placa, arrojándola inmediatamente en una gran cuba llena de agua que está colocada en la proximidad del horno. Estas placas se llaman *rosetas*; las dos primeras se vuelven á fundir, como ya se ha dicho, con el cobre negro, y las demas se almacenan para venderlas. Ordinariamente tienen un espesor de 8 milímetros, porque el comercio las exige delgadas para facilitar la refundicion. De una carga de cobre negro, consistente segun se ha dicho en 416 kilógramos, se obtienen 302 de rosetas (72,5 por 100), 118 de crasas, 19 de humos y 34 de unos depósitos, formados principalmente de óxido de cobre, que se recogen en la cuba donde se enfrian las rosetas y que, como ya se ha dicho en la página 507, se agregan con otras sustancias al lecho de fusion por cobre negro. La pérdida de cobre en el afino

llega á 11 por 100 del contenido en el cobre negro. En cada operacion se consume, poco más de metro y medio cúbico de carbon de pino, es decir, unos 400 kilogramos.

En el establecimiento de Agordo se producen anualmente 20.000 quintales métricos de cobre roseta, cerca de 3.000 de azufre en cañon y 59.000 próximamente de caparrosa verde.

Un método muy semejante se sigue en la fábrica de Mühlbach, en el Tirol.

BENEFICIO DE LAS MENAS OXIDADAS.

El beneficio de las menas oxidadas de cobre, consiste en una reduccion de las mismas, que tiene lugar en hornos de reverbero ó en hornos de cuba. Muchas menas de esta especie van á la fundicion con las menas sulfuradas, cuando su cantidad no es suficiente para hacer oportuna una separacion; pero cuando la cantidad es muy considerable, deben sufrir un tratamiunto distinto. Sin embargo, como en la mayoría de las localidades hay siempre con las menas ocráceas algunas menas piritosas, ó se procura agregarlas, el procedimieto de fundicion de aquellas tiene bastante semejanza con el ya descrito.

Método de Perm (Rusia) (1).—Un procedimiento de esta clase, en el cual se presentan algunas dificultades, está en práctica en Perm, en el Ural (Rusia).

Se benefician en muchos puntos del Oeste de los montes Urales, areniscas en las cuales vienen menas cobrizas, en general malaquita, azurita, combinaciones oxidadas del cobre con la sílice y el ácido vanádico, cobre nativo y piritas, mezcladas con una arcilla ferruginosa. La riqueza en cobre varía de 2 $\frac{1}{2}$ á 5 y es, término medio, de 3 por 100.

Se funden las menas con adicion de dolomia y escorias del mismo trabajo, en hornos semialtos de una tobera, empleando carbon vegetal. Los hornos tienen la forma de los hornos altos

(1) *Coup d'œil sur le travail du cuivre aux mines de Perm, par M. le lieutenant Choubine.*—*Annuaire du Journal des Mines de Russie (Saint-Petersbourg)* (1845), correspondiente al año 1842, pág. 197.

para el hierro, con la sola diferencia de que la delantera es seguida y vertical; es decir, que presentan la forma de dos troncos de cono, unidos por sus bases mayores y cortados en la delantera por un plano vertical. El ancho en el cargadero es de 62 centímetros, en el vientre de 1^m,07 y en el crisol de 62 centímetros. La altura del horno es de 4^m,44. Las dimensiones del crisol, que es elíptico, son las siguientes: eje mayor, 31 centímetros; eje menor, 26; profundidad, 33. El antecrisol del horno tiene una longitud de 30 centímetros por delante del pecho.

El lecho de fusion se compone de menas, á las cuales se agregan como fundentes 30 por 100 de dolomia, que viene del distrito de Koungoursk, y 20 á 25 por 100 de escorias del mismo trabajo, agregando tambien las crasas y las escorias del afino.

Como las menas contienen una fuerte proporcion de óxido de hierro y se agrega la dolomia ademas de las bases térreas que ya contienen las menas como ganga, se produce una gran cantidad de fundicion de hierro, ademas del cobre negro que se encuentra en el crisol debajo de ella y de las escorias que sobrenadan.

El cobre negro no pasa de una riqueza de 90 por 100 de fino y ademas contiene carbono y hierro.

La fundicion contiene una cantidad variable de cobre, que, cuando el horno lleva una buena marcha y ambos metales están bien fundidos (lo cual permite que se separen bien), no pasa de 3 por 100; pero al fin de las campañas, cuando la marcha del horno se va entorpeciendo y las materias no quedan tan bien fundidas, llega á ser muy considerable, hasta de 12,64 por 100, segun el siguiente análisis, publicado por el teniente Choubine en la memoria ya citada.

Carbono.....	3,03
Vanadio.....	1,99
Silicio.....	2,51
Cobre.....	12,64
Hierro.....	75,97
Aluminio.....	0,89
Magnesio.....	0,78
Calcio.....	0,95

98,76

Las escorias obtenidas en esta fundicion, contienen una cantidad notable de granallas y necesitan refundirse.

De una tonelada de mena se obtienen 32 kilogramos de cobre y 24 de fundicion cuprífera. La campaña de un horno es de 7 á 8 semanas.

La fuerte proporcion de cobre que contiene la fundicion de hierro obtenida obliga á someterla á un tratamiento ulterior, que consiste en la fusion de la misma, bien en hogares, semejantes á las copelas de afino del cobre negro, bien en hornos de cuba de 2 metros de alto. Cuando se ha fundido en éstos una cantidad de 10 quintales métricos, se agrega en el horno nuevo combustible y se dejan ambos metales en reposo durante una hora. La separacion se verifica entónces de un modo mucho más completo que ántes y se va dando salida por la parte inferior al còbre negro, que se reune en el fondo del crisol, mientras la fundicion, ya ménos cuprífera, se moldea en pailas. Este producto no es muy á propósito para la fundicion de piezas, porque tiene poca resistencia. El cobre negro es tambien muy ferruginoso y no pasa de 80 por 100 de riqueza. En la refundicion se consumen 50 de carbon por 100 de fundicion tratada.

El cobre negro obtenido en la fundicion directa, que, segun se ha dicho, no pasa de una riqueza de 90 por 100, se afina en reverberos de plaza elíptica y el trabajo, á causa de la gran impureza del producto, se diferencia bastante del afino, tal como se verifica en Inglaterra. El hogar de estos hornos está situado en uno de los lados paralelos al eje mayor; en un extremo de éste hay dos toberas y en el otro una puerta de trabajo.

En el frente opuesto al hogar existen dos piqueras y delante tres reposadores, para que al sangrar pase á ellos el cobre afinado. El tragante se encuentra sobre estos agujeros y en la bóveda hay otro tragante, cerrado de ordinario con una puerta hecha de ladrillos, mantenidos por un bastidor de hierro y que sirve para la salida de los productos de la combustion mientras se hace la sangría.

Un horno de esta clase se carga con 3.200 kilogramos de cobre negro, que se funden en seis horas bajo la influencia del viento que se introduce por las toberas. Cuando se han fundido, se pára el fuelle y se agregan por la puerta de trabajo 400 kiló-

gramos de piritas cuarzosas, que se mezclan bien con el cobre. Las gangas de éstas escorifican el óxido de hierro formado durante la fusion y el sulfuro de las piritas precipita al estado de mata el cobre oxidado, bien esté libre, bien combinado en las escorias, aminorando así la pérdida consiguiente al refino. Las escorias se dejan tres horas en contacto con el baño metálico para que esta separacion se haga lo más completamente que sea posible, y luego se sacan por la puerta de trabajo.

El cobre contiene aún algo de hierro y una considerable cantidad de azufre y debe continuarse afinando bajo una nueva corriente de viento. El óxido cuproso formado obra sobre el sulfuro, se produce una especie de ebullicion, y al cabo de cinco ó seis horas de haber sacado las escorias se sangra el cobre afinado á los reposadores, de los cuales se toma en cazos y se moldea para destinarlo despues al refino, que se verifica en copelas alemanas, en las cuales se cargan 370 kilógramos, que tardan en refinarse de tres á cuatro horas.

Método de América (1).—En el Norte de América (Estado de Michincan), se presentan algunos minerales cuya riqueza principal consiste en cobre nativo y que se benefician en la fábrica de Detroit, en las inmediaciones de la capital del Estado, parte en grandes masas y parte en granallas, que proceden de la preparacion mecánica de las menas, en que el cobre está finalmente implantado.

Los primeros contienen algunas gangas térreas; las segundas están compuestas esencialmente de cobre metálico. Aquellos son á veces enormes, pues en las explotaciones del Lago Superior, próximas á la fábrica y que la surten principalmente, se han encontrado masas de cobre nativo hasta de tres toneladas de peso; estas grandes masas exigen para su tratamiento una disposicion particular.

Los hornos son reverberos, muy semejantes á los de afino ingleses; pero que tienen en la bóveda una abertura circular de un metro de diámetro, cubierta con un sombrerete de hierro, semejante al de las copelas alemanas para el plomo argentífero.

(1) RIVOT: *Métallurgie du cuivre*, pág. 48.

Este orificio sirve para introducir por medio de una grua las grandes masas de cobre nativo.

Se cargan de una vez cuatro ó cinco toneladas y segun el grueso de los trozos, así se tardan en fundirlas catorce ó diez y seis horas.

Las escorias se van sacando á medida que se forman y contienen 3 á 4 por 100 de cobre al estado de óxido y 3 á 6 al estado de granallas.

Una vez fundido el cobre, que durante la fusion se ha cargado de carbono, se deja expuesto á la accion oxidante de las llamas, hasta que el óxido formado haya producido la eliminacion de todo el carbono y despues se berlinga para hacerle maleable y se moldea.

Una carga se elabora completamente en veinticuatro horas, consumiendo 2,5 toneladas de hulla y produciendo 3 á 3,5 de cobre refinado.

Cuando en vez de trozos grandes se carga el menudo, se introducen de una vez 3 toneladas, que se funden mucho más pronto que en el caso anterior, se sacan las escorias y se introduce otra carga, refinándose el cobre de ambas despues de extraer nuevamente las escorias producidas por la segunda.

Las escorias se funden en un horno de manga y se obtienen de ellas otras escorias pobres que se desechan y cobre negro que se afina.

Pueden verse mayores detalles de este método en la Metalúrgia de Rivot; pero no hay necesidad de insistir mucho en ellos, porque constituyen un caso muy especial de tratamiento, que rara vez se presentará á la consideracion de los ingenieros.

III.

MÉTODOS POR LA VÍA HÚMEDA. Consideraciones generales.—Métodos de Rio-tinto, de Agordo, de Foldal, de Stern y de Campanne-Vecchie.—Beneficio de las aguas vitriólicas naturales en Schmölnitz (Hungria).

Consideraciones generales.—El beneficio del cobre por la vía húmeda, tiene lugar en parte aprovechando las disoluciones naturales que se forman en muchas localidades dentro de las minas y en parte sobre disoluciones artificiales, hechas simplemente con agua sobre menas piritosas que se han oxidado por la calcinacion, ó por medio de ácidos que se hacen obrar ya al estado líquido ya al estado de gas sobre menas de diferente naturaleza.

Las disoluciones naturales que se someten al beneficio y las obtenidas por la accion del agua sobre las piritas calcinadas, contienen el metal al estado de sulfato: la precipitacion se verifica principalmente por medio de hierro forjado ó de fundicion de hierro, sobre los cuales se hace correr la disolucion. El cobre de *cemento* obtenido, no es nunca tan puro que sin otro trabajo ulterior pueda fundirse desde luego como cobre fino; léjos de eso, se forma siempre en la *cementacion* más ó ménos cantidad de sal básica de hierro, que se precipita al mismo tiempo que el cobre y le impurifica de tal modo, que es necesario someterle luego á una fusion como las menas sulfuradas, para obtener cobre negro, y como se ha visto en el párrafo anterior, aún para obtener una mata, que se funde despues como cobre negro. En estos últimos tiempos se ha precipitado en Noruega con buen éxito el cobre al estado de sulfuro por medio del hidrógeno sulfurado, separando luego el exceso de azufre por volatilizacion y fundiendo el producto por mata.

La obtencion barata de ácido sulfúrico ó clorohídrico, ha permitido en algunas localidades fabricar el cobre tratando menas muy pobres, por medio de estos ácidos, con mucha más ventaja

que por la vía seca. Estas menas no pueden enriquecerse por la preparacion mecánica, y la escorificacion de una gran cantidad de gangas es muy costosa y hace imposible el beneficio. Cierto es que en estos casos hay necesidad de tener presente, no sólo la circunstancia de que los ácidos sean baratos, sino tambien la de que las menas no puedan presentar en gran cantidad sustancias extrañas que puedan disolverse y precipitarse al mismo tiempo que el cobre; pero cuando estas dos circunstancias se presentan, que es lo más general, el beneficio es fácil y barato.

En algunos casos se emplean con este objeto los vapores de ácido sulfuroso que se desprenden en la calcinacion de las menas piritosas y que se hacen llegar á las menas pulverizadas y humedecidas.

El empleo de los ácidos para la disolucion de productos cobrizos, se hace en aquellas fábricas en que, á consecuencia de ciertos principios contenidos en las menas (arsénico, antimonio, plomo, etc.), se forman en el trascurso del procedimiento por la vía seca, productos cuyo beneficio ulterior es difícil y lleva consigo grandes gastos y pérdidas notables de metal. Entónces se extrae el cobre de estas menas despues de calcinadas, por medio de los ácidos, y aquellos productos nocivos, volatilizándose por la calcinacion ó quedando sin disolver en los residuos, no pueden entorpecer ni perjudicar despues el procedimiento de obtencion del cobre.

La *cementacion* ó precipitacion de las disoluciones cobrizas, se verifica de diversos modos. Las disoluciones diluidas de sulfato de cobre, se precipitan por el hierro; las de cloruro, se precipitan algunas veces por la cal. Cuando las disoluciones de sulfato son concentradas, se suelen hacer cristalizar y beneficiarse como caparrosa.

Método de Riotinto.—Uno de los puntos en que el beneficio por vía húmeda tiene mayor desarrollo y en que, atendida la escasez de combustibles presenta incontestables ventajas por su baratura, es el establecimiento nacional de Riotinto.

Las menas que en esta localidad se benefician, proceden de una masa considerable de piritas de hierro, en la cual se encuentra diseminada alguna piritas de cobre, formando un stockwerk. La riqueza de las menas es muy pequeña por regla general y

puede decirse que no pasa del 2,5 por 100 por término medio.

El beneficio empieza por una calcinacion lenta y verificada en montones al aire libre, con la cual se trata de convertir en sulfatos la mayor parte de los sulfuros contenidos en los minerales, á fin de poder luego disolver aquellos en agua y precipitar el cobre de las disoluciones al estado de cobre de cemento, que, teniendo concentrado en poca masa el metal correspondiente á una gran cantidad de mena, permita el beneficio por la vía seca; es decir, la conversion en cobre negro primero y en cobre afinado despues, sin que el gasto de combustible sea excesivo, áun atendido el elevado precio que en la localidad tiene.

Los montones de calcinacion se llaman en el país *teleras*. El piso sobre que se construyen debe estar seco y bien nivelado; inmediatamente sobre él se pone una capa de 10 centímetros de tierras que se producen en la misma plaza, al verificar un requiebro de los minerales para reducirlos todos al tamaño de un puño, que es el que se considera conveniente para el mejor éxito de la operacion. Fácilmente se concibe que la calcinacion podria tener lugar sobre trozos mucho mayores; pero entónces se verificaria en una grande escala la formacion de nódulos, de que se ha hablado al describir el método seguido en Agordo; y como éstos no se escogen en Riotinto con gran cuidado, podrian ir muchos á la disolucion y ser perdido por completo el cobre que contuvieran.

Las teleras tienen la forma de un tronco de pirámide de base cuadrangular, ó de un tronco de cono, aunque éstas son las ménos. Las dimensiones varían entre límites muy extensos, porque hay necesidad de arreglarse al terreno disponible para construir las; pero por lo comun suelen tener 5 metros de ancho, 12 de largo y 2 $\frac{1}{2}$ de alto. Las menas escogidas, que tienen más del 5 por 100 de cobre y que se destinan al beneficio por vía seca, se calcinan en teleras más pequeñas, á que llaman *teleras de prueba*.

Para construir una telera se empieza por poner sobre la plaza de calcinacion una capa de tierras de 10 centímetros, como se ha dicho ántes; despues se colocan en sentido normal á los lados de la base algunos haces de leña, que ocupan una altura de un metro, y que constituyen lo que se llama el *enchascado*. Encima

del combustible se coloca la mena, de modo que los trozos mayores ocupen el interior y los más pequeños queden á los lados, y en el centro del monton se practica un hueco ó chimenea para colocar la *mecha*, que consiste en unos haces atados con cuerdas, por los cuales se ha de comunicar el fuego á la capa inferior de combustible, y que sobresalen algo de la parte superior de la telera.

Tan luego como el monton está terminado, se le da fuego y éste se propaga á todo el lecho de combustible, en las circunstancias más favorables en doce ó catorce horas y en las más desfavorables (esto es, cuando el monte bajo está húmedo y la atmósfera lo mismo), en dos ó tres dias. Alguna vez no se prende el combustible por la ignicion de la mecha y hay necesidad de renovar ésta.

A medida que el monte bajo se va consumiendo, el monton se rebaja, y á consecuencia de este movimiento una parte del mineral rueda al suelo, por donde se esparce á la inmediacion de la telera. Cuando el asiento es definitivo, se recoge este mineral y se coloca en la parte superior del monton, tomando el lecho que con él se forma, el nombre de *capa*. La base superior del monton, ántes de poner la capa, se llama *corona* y las caras laterales más pequeñas de la pirámide, *cabezas*.

La temperatura producida por la combustion de la leña, basta para destilar una parte del azufre de la piritá, que se quema á su vez y produce el calor necesario para que la destilacion continúe. Terminada, pues, la combustion del monte bajo, el fuego sigue á expensas del azufre del mineral, propagándose primero del centro á la circunferencia y despues de abajo arriba, hasta que, finalmente, al cabo de unos seis á nueve meses, se extingue por completo. El tiempo que se tarda en hacer una calcinacion, depende naturalmente de la cantidad de mena que hay en la telera y de las influencias atmosféricas. Los vientos fuertes la activan demasiado y ocasionan un exceso de temperatura, por efecto del cual se aglutina parte del mineral; y una vez en este estado, ya no se calcina. Las lluvias retardan por el contrario la calcinacion y producen, sobre todo al final, el efecto perjudicialísimo de disolver los sulfatos formados y arrastrar así, en pura pérdida, una parte del cobre, porque en esta localidad no

hay cobertizós como en Agordo para preservar los montones de la accion del agua.

Para deshacer la telera, una vez apagada, se empieza por quitar la *capa*; despues se levanta la *corona*, que está constituida en su mayor parte por mineral aglutinado que hay que arrancar con picos y despues se deshace el resto del monton, que llaman allí *morrongo*; troceando de nuevo la mena porque se han soldado unos pedazos con otros. El mineral, bien calcinado, que tiene un color rojo de chocolate, se separa para llevarle á los pilones, haciendo ántes un ligero apartado de los nódulos ó *núcleos*; y los trozos crudos ó mal calcinados, se dejan en la plaza para emplearlos en la confeccion de otra telera. Lo mismo sucede con las tierras de la plaza, que algunas veces sólo se levantan cada dos calcinaciones.

Una telera de regulares dimensiones, contiene unos 2.300 quintales métricos de mena y unos 45 de monte bajo. Por cada metro de anchura de la base de la telera, puede calcularse que se gastan unos 8 quintales métricos de combustible.

Las menas bien calcinadas que se recogen al deshacer las teleras, se llevan á los pilones llamados *disolvedores*; es decir, á estanques hechos de mampostería y forrados lateralmente con tablas calafateadas, cuyo piso está ligeramente inclinado hácia un costado, en el cual se encuentra el orificio de salida. El piso está formado por baldosas recubiertas con un enlucido y sobre él descansan unos durmientes de madera que sostienen á su vez un piso de tablas mal juntas, por entre las cuales puede pasar el líquido al espacio que queda entre los durmientes.

Las dimensiones de estos pilones disolvedores son muy variables y hasta su forma no es siempre rectangular; sin embargo, en la parte del establecimiento llamada *Segundo departamento* ó *Departamento de la Cerda*, en el cual las dimensiones de todos los aparatos son más regulares, presentan próximamente los disolvedores una seccion de 3^m,20 por 6^m,80 y una profundidad de 1^m,20. El mineral conducido á la proximidad de los pilones en carros ó en galeras, se vierte en ellos por los operarios, que le llevan en carretillas, cuyo contenido vierten en el pilon hasta cierta señal que indica el nivel á donde debe llegar la carga. Cuando ésta se ha puesto próximamente horizontal, se da en-

trada sobre ella á las aguas, que vienen por canales de mampostería ó de madera perfectamente calafateados, hasta que llegan á un nivel 5 centímetros más alto que el de las menas. Al contacto del líquido éstas se desmoronan rápidamente y la carga se rebaja algun tanto por la disminucion de los huecos que existian al principio entre los trozos. A las veinticuatro horas se abre el orificio de salida y las aguas se conducen á otros pilones, llamados reposadores, donde deben depositar las sustancias sólidas que llevan en suspension. En el pilon disolvedor se vuelve á echar nueva cantidad de agua, con la cual se procede lo mismo y la operacion se repite hasta ocho, nueve, y en ocasiones hasta doce veces.

Los pilones *reposadores*, en número mucho menor que el de los disolvedores, tienen en el departamento *La Cerda* una seccion de 6 metros en cuadro próximamente y una profundidad de un metro. Están contruidos del mismo modo que los disolvedores; pero que no tienen el piso superior de tablas y la salida de las aguas está 10 centímetros más alta que el fondo, para que pueda salir de ellos el líquido claro sin arrastrar los sedimentos. El número de horas que permanecen las legías en estos pilones varía segun su mayor ó menor limpieza. Los depósitos del fondo se recogen en ellos de mes á mes.

Las tierras de los disolvedores que han sufrido la accion de las aguas el número de veces que la experiencia ha acreditado ser el conveniente, se sacan y se cargan en serones, que caballerías menores llevan á los vaciaderos ó *terrereros*.

Las aguas claras de los reposadores pasan á los pilones de cementacion. Como estas aguas ademas del cobre contienen otras sales disueltas, su densidad no puede ser indicio de su riqueza, como tampoco su color ni sus demas caracteres fisicos.

Los pilones cementadores están contruidos en el departamento de la Cerda como los demas destinados á otros usos. Sus dimensiones son 3^m,30 por 4^m,00 de seccion y 1 de profundidad. Antes de introducir en ellos la disolucion vitriólica, se colocan en su centro, formando un castillete, los lingotes de fundicion que han de servir para precipitar el cobre y que suelen ser 11.500 kilogramos para cada pilon. Mientras la precipitacion se verifica, las aguas van cambiando de color y volviéndose ver-

dosas, á consecuencia de la formacion de una gran cantidad de sulfato ferroso. A las veinte ó veintidos horas de lleno el pilon, han desaparecido casi por completo las sales de cobre, siendo sustituidas por otras sales ferrosas, que poco á poco y por la accion oxidante del aire sobre su superficie, se van trasformando en férricas y disolviendo mayor cantidad de hierro á expensas del que existe en el pilon, para volver á convertirse en ferrosas. Este efecto, que lleva consigo un gasto de hierro inútil, debe evitarse observando cuidadosamente el momento en que las aguas han *rendido*; es decir, han precipitado por completo el cobre que contenian; por eso, cuando por el color del agua y por su práctica conocen los obreros que el pilon está próximo á rendir, introducen en la disolucion unas láminas de hierro bien limpias, que se recubren de una capa de cobre cuando el pilon no ha rendido y que quedan sin alteracion cuando esto ya ha tenido lugar.

Entónces se abre la salida del pilon y se llevan las aguas á los reposadores *de aguas rendidas*, en los cuales se deja depositar la parte de sustancias sólidas que llevan en suspension, dejándolas salir despues al rio. El gasto de fundicion de hierro en la cementacion, es mucho mayor de lo que corresponderia si la precipitacion se hiciera equivalente á equivalente, lo cual depende por una parte de que en la disolucion existen sulfato férrico, que se reduce á ferroso por la accion de los lingotes y otras sales ácidas que tambien disuelven alguna cantidad, y de la accion oxidante del oxígeno del aire, que hace el mismo efecto que se ha indicado, aún cuando no esté terminada todavía la precipitacion del cobre.

El metal, precipitado sobre el hierro, forma una costra, más ó ménos gruesa, que se llama en el país *cáscara*. La cáscara no se recoge de cada disolucion que se cementa, sino que despues de que una ha rendido, se introduce en el pilon cementador otra y luego otra y así sucesivamente se viene cargando durante cuatro dias, al cabo de los cuales la cantidad de cáscara es bastante para que deba recogerse. Esta operacion se verifica desaguando el pilon hasta que sólo quede en él una altura de 30 centímetros de líquido y raspando las barras de hierro con unas tablillas, de modo que la cáscara caiga en el agua y forme con ella un lodo

espeso, en el cual se lavan tambien las barras despues de raspadas. Este lodo se deja en reposo unas dos horas, para que la cáscara se deposite en el fondo y trascurrido este tiempo, los mismos obreros que han limpiado las barras y que generalmente son dos, vuelven á entrar en el pilon y recogen con las tablillas el cemento para cargarle en espuestas, en las que se lleva á unos cajones próximos al pilon, donde escurre parte del agua y de los cuales es finalmente conducido á los almacenes. Una vez recogido el cemento de un pilon, se vuelven á él las barras y se agrega un peso de hierro igual al del cemento obtenido.

Las aguas que quedan en los pilones despues de recogido el cemento, se sacan con cubos y se vierten en tinas de madera cuyas duelas juntan mal para que escurra el agua y queden en ellas las partes sólidas.

El cemento no es, como aparece á primera vista que deberia suceder, cobre al estado metálico y bastante puro. Una gran parte de las sustancias extrañas al sulfato de cobre disueltas en las legías, precipita al contacto de los lingotes de hierro y le impurifica hasta tal punto, que su contenido en cobre no suele pasar de 62 por 100. Ademas de este metal contiene sulfato férrico, arseniatos y antimoniatos de cobre y de hierro, carbon, procedente de la fundicion, hierro metálico y algunas sustancias térreas.

Las aguas rehdidas depositan en los últimos reposadores una corta cantidad de cemento muy impuro, que no llega á tener por término medio más de 15 por 100 de cobre y que produce por la fundicion un metal de tan mala calidad y tan difícil de afinar, que apenas deja ningun beneficio.

La cáscara recogida en los pilones cementadores, se lleva al almacen, donde se pesa para saber el rendimiento de cada pilon y se coloca en unos tableros algo inclinados, donde acaba de escurrir el agua que contiene. Despues se espolvorea con cemento bien seco, procedente de operaciones anteriores y de este modo adquiere la consistencia necesaria para formar con ella unas bolas del tamaño de granadas, que se secan durante los meses de verano en el suelo al sol y durante el invierno en unos reverberos de plaza rectangular, cubierta con una bóveda de medio

punto trasdosada de nivel y en cuyos extremos se encuentran por un lado el hogar y por el otro la chimenea, ó sólomente un tragante para la salida de los productos de la combustion. Además de la puerta del hogar existen en el laboratorio otra ú otras dos para hacer la carga. Tanto la fabricacion de las bolas como su carga en los hornos, se hace por muchachos de doce á catorce años, que se introducen en éstos y van colocando en ellos las bolas á medida que las van haciendo con el cemento que les llevan en espuelas. Las dimensiones de estos reverberos, llamados *calentadores*, suelen ser 7 metros de largo por 2 de ancho. Cuando el *calentador* está lleno de bolas, se colocan encima de la bóveda las que caben en ella y se pone en la rejilla algo de monte bajo, manteniéndose el fuego durante veinticuatro ó treinta horas, en las cuales el secado se termina. Para secar 20 quintales métricos de bolas, se consumen 5 de combustible.

Con objeto de desprender una parte del arsénico, azufre, antimonio, etc., que aún contienen aquellas en gran cantidad, se calcinan en unas plazas muradas, divididas en dos partes por medio de una rejilla. Las dimensiones de estas plazas varían en los distintos departamentos y aún á veces dentro de uno mismo; pero puede señalarse como término medio una seccion horizontal de 1^m,40 por 1^m,30, y una altura desde la rejilla de 1^m,15. Las bolas se colocan en todo el espacio de la plaza con algun cuidado para que no se desmoronen y al mismo tiempo se va cerrando con un muro de ladrillos en seco la puerta por donde tiene lugar la introduccion de la carga. En la parte más próxima á la rejilla, se cuida de cargar las bolas que han estado dentro del calentador, que están más secas; las que se han secado en el trasdos de las bóvedas, se ponen encima para que se vayan secando miéntras se calcinan las inferiores.

Una vez cargado en el horno, se coloca bajo la rejilla monte bajo y se mantiene el fuego durante veinte horas; pasado este tiempo la carga arde por sí unos cuantos dias, extinguiéndose luego la combustion por falta de azufre bastante para continuar. En las veinte horas de fuego se gastan 8 quintales métricos de monte bajo, que bastan para calcinar una carga.

Las bolas calcinadas pasan al *derretido*; es decir, á la fusion por cobre negro, que se verifica en copelas alemanas, situadas

en un edificio especial, llamado fábrica de San Francisco. Estos aparatos están representados en la figura 75. Constan de un espacio prismático rectangular, de 1^m,5 por 1^m,8 de seccion y 1 metro de altura, formado por unos muros delgados y lleno de carbonilla, en la cual se practica una cavidad de forma elipsoidal, *c*, de 1^m,08 de longitud, 1 metro de anchura y 80 centímetros de profundidad. En el muro correspondiente á la delantera, existe una piqueta y un reborde en la parte superior, formado por un sillar, *s*, algo saliente, en forma de cornisa, en el cual está la reguera para las escorias.

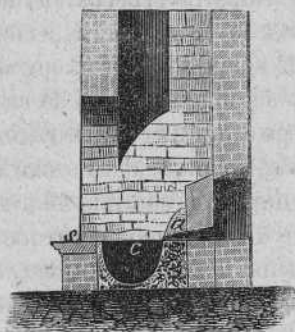


Fig. 75.

En la parte posterior, donde está colocada la tobera, presenta el muro por la parte interior un saliente, *a*, que tiene por objeto defender la busa de la accion corrosiva de las escorias. La inclinacion de la tobera es tal, que el dardo del viento, cuya presion es próximamente de 40 centímetros de agua, viene á dar

en el borde anterior de la copela. Las escorias corren á un depósito anterior, colocado en el suelo de la fábrica lateralmente al horno, de donde se sacan luego para almacenarlas y refundirlas.

El personal de un horno es un maestro, un *contramaestre* ó ayudante, y un peon, que trabajan doce horas y son relevados por otros durante igual tiempo. Cada semana trabaja uno de los relevos veinticuatro horas seguidas para que no le toque siempre de dia y al otro siempre de noche.

La copela se prepara apisonando fuertemente la carbonilla (compuesta de dos partes de pórfido y una de cobre pulverizado), por capas horizontales, con unos pisones de hierro terminados en chafan, cuyo peso es de un kilogramo. Una vez apisonada, se corta en ella el crisol y se deja secar espontáneamente veinticuatro horas, echando luego dentro carbon encendido que se va consumiendo por sí sólo, y secando la carbonilla más por completo. A las seis horas de haber echado el carbon se limpian perfectamente las cenizas y se echa más combustible, que se deja obrar durante otras seis horas.

Pasado este tiempo la carbonilla está bien seca y puede empezarse el trabajo, lo cual se hace cargando una cantidad de 130 kilogramos de carbon (10 *marquillas*), que no caben en el hueco del crisol, y se apoyan formando un monton en el muro de la tobera. Luego se da viento y el ayudante y el peon van colocando las bolas en la márgen de la copela y formando con ellas un montoncito alrededor del combustible. La cantidad de bolas cargada es de unos 2 quintales métricos.

A medida que el combustible se gasta, se van echando las bolas hácia el centro, donde se funden poco á poco; el arsénico y los demas cuerpos volátiles se desprenden, y el cobre negro se va reuniendo en el crisol, recubierto por una escoria ferruginosa, formada por el hierro de la cáscara y por la sílice que suministra la carbonilla. Cuando el crisol está lleno, la escoria corre por la reguera y se recibe en un depósito practicado á uno de los lados del horno. El crisol va de este modo llenándose poco á poco de cobre negro, que al fin se presenta en vez de las escorias, lo cual indica el fin de la operacion. Se tapa entónces la reguera con un poco de carbonilla, se despegan con un espeton los grumos que puedan adherirse al crisol, y se cargan 60 á 70 kilogramos de carbon, y alrededor otra carga de bolas rompiendo luego la piquera y recibiendo el cobre negro en un depósito de forma particular, semejante á la de una coma, en el cual se parte en trozos cuando aún está rojo, levantándole por un extremo con una palanca y dándole, si no salta bien, algunos golpes con un martillo. Los trozos separados de este modo se rocían con agua y así se favorece algo la volatilizacion de los cuerpos extraños como el arsénico y el azufre, que son arras-trados más fácilmente por aquella al evaporarse.

El principal cuidado de los fundidores en toda esta operacion, es mantener la temperatura bastante elevada para que el cobre no se solidifique en el fondo del crisol; cuando esto ha sucedido, se forma lo que llaman en la localidad un *cochino* ó *marrano*, y no pudiendo hacerse la sangría, hay que parar la operacion y destruir la copela. Si el cobre solidificado es poco, se sigue fundiendo la nueva carga, ántes de hacer la sangría, á la temperatura más alta que pueda obtenerse, y de este modo se consigue á veces refundir el *cochino* y se continúa la operacion.

El intervalo entre las sangrías varía segun el estado de la copela; al principio se hacen cinco cada veinticuatro horas, despues cuatro y al fin sólo tres; á los seis ú ocho dias la copela se ha degradado por la accion corrosiva de las escorias hasta ponerse inútil para el servicio y hay necesidad de terminar la campaña.

Los productos son en cada veinticuatro horas unos 3,76 quintales de cobre negro (el 64 por 100) con 95 por 100 de cobre, consumiéndose 8,40 quintales de cáscara y 1,7 de carbon de brezo, ademas del cok necesario para la confeccion de la carbonilla, que llega á 48 ó 50 kilogramos en cada copela.

Las escorias se refunden en union de otros productos cobrizos y el cobre negro se afina en un reverbero de un modo análogo al que se sigue en Inglaterra y que se ha explicado ya en la página 448. La plaza del horno es de carbonilla, igual á la empleada en las copelas y está toda ella inclinada hácia un crisol lateral provisto de su correspondiente piquera. En los hornos antiguos existe en la parte exterior, correspondiendo con la piquera, un macizo de brasca, sostenido por duelas de madera sujetas con cinchos de hierro, en el cual hay practicado un segundo crisol, donde se recibia el cobre afinado al hacer la sangría. El metal se rociaba con agua y se iba levantando en discos á medida que se solidificaba, introduciendo luego estos en un cubo de agua para evitar que á causa de un enfriamiento lento hubiera mucha oxidacion del metal; la última parte, que tenia la forma de un casquete esférico, recibia el nombre de *rey*.

En el dia no se hace la sangría y el cobre afinado se saca con cazos á los moldes de fundicion de hierro que se mantienen calientes para que no salte.

La carga de un horno es de 4.370 kilogramos de cobre negro, y se obtienen 3.500 de cobre fino y 920 de escorias de afino, con un consumo de 4.500 de leña. Cada operacion dura unas veinticuatro horas; cuatro que tarda el cobre en empezar á fundirse, trece que dura la fusion, seis que se deja luego oxidar el baño metálico y una que tarda en hacerse el refino. En la localidad llaman al afino *subida* y al refino *rebaje*. La duracion de una campaña es de doce á quince dias.

Las tierras que se sacan de los disolvedores, se llevan, como

antes se ha dicho, á los vaciaderos, á cuya parte superior se hacen llegar aguas que, filtrándose por ellos, disuelven á su paso los sulfatos que hayan podido escapar á la accion de los pilones, ó los que hayan podido formarse despues por la accion oxidante de la atmósfera sobre los sulfuros no alterados por la calcinacion. Estas aguas se reunen en la parte baja de los terreros y se conducen al rio por canales de mucha longitud, hechos de madera ó de mampostería y bien calafateados, en los cuales se colocan lingotes de fundicion y los trozos de los moldes que se rompen al hacer el moldeo, cuyo número es bastante considerable; otro tanto se hace con las aguas vitriólicas obtenidas en la mina, y de tiempo en tiempo se limpian los canales y se recoge el cemento, que es más rico y más puro que el obtenido en los pilones.

Las escorias del afino y del cobre negro, las crasas producidas en la fundicion de éste, las tierras que se recogen de cuando en cuando de las plazas en que se hacen las bolas de cáscara (que están muy cargadas del cemento que se cae al formarlas), y la cáscara de la cementacion natural, se funden en hornos semi-altos, de cuba inclinada, y muy semejantes á los usados en Agordo. Su altura es de 2^m,85 y su seccion, á la altura del pecho, 55 centímetros de anchura por un metro de profundidad.

Como estas sustancias no se cargan siempre formando un lecho de fusion en las mismas proporciones, no pueden darse reglas fijas para el modo de conducir la operacion; se funde siempre con nariz y el maestro debe cuidar de que las escorias no sean ni demasiado pastosas ni demasiado fluidas, y de hacer la sangría de la mata cuando empieza á presentarse ésta en el bigote y á correr con las escorias. Los productos obtenidos, son: cobre negro, mata rica y escorias. El primero es generalmente muy impuro y presenta muchas dificultades para afinarse. La campaña de estos hornos dura ocho dias y en cada horno se hacen tres ó cuatro sangrías y un *rebaje*; es decir, una sangría más pequeña, que tiene por objeto desocupar algo el crisol.

De algunos años á esta parte se hacen tambien ensayos para establecer la fundicion directa de las menas y los productos ricos como papucha y núcleos. La marcha de las operaciones y los hornos en que tienen lugar, son muy parecidos á los de Agordo

y por lo tanto no hay que insistir en ellos porque tampoco son los que imprimen su carácter especial al método de tratamiento de Riotinto.

El cobre en este establecimiento se afina como en casi todos los demas hasta obtenerle de diferentes grados de pureza; el afinado á punto de aleaciones es sumamente puro, y tiene, segun análisis practicado en la Escuela de Minas de Madrid, la siguiente composicion:

Cobre.....	99,231
Arsénico.....	0,710
Antimonio.....	0,024
Azufre.....	0,035

Anualmente se producen en el establecimiento de Riotinto sobre 1.000.000 de kilógramos de cobre fino, que cuestan á ménos de 1,75 pesetas puestos en Sevilla, que es donde tienen su mercado.

Mayores detalles, sobre todo en la parte económica, pueden verse en la excelente Memoria escrita por los señores Anciola y Cossío y publicada de Real orden en el año 1856.

Procedimiento de Cossío.—El método que acaba de describirse tiene varios inconvenientes, y uno de ellos, acaso el que más sensible se hace en el establecimiento, por la dificultad de las comunicaciones y la carestía consiguiente de los trasportes, es el enorme consumo de hierro que necesita la cementacion, porque llevándose éste á lomo desde mucha distancia (60 kilómetros al ménos), resulta á un precio exorbitante. Para remediar este defecto ideó hace algunos años el inteligente y laborioso ingeniero D. Eloy Cossío y Cos un procedimiento, notable por más de un concepto, y que recibió la sancion de la práctica en el mismo establecimiento, por los años 1863 á 1864, planteándose luego en grande escala durante los de 1872 y 1873. En el dia está paralizado, porque lo están todos los trabajos de Riotinto, á consecuencia del contrato de aquellas minas (1). El

(1) El método del Sr. Cossío para el beneficio de los cobres piritosos, fué objeto de un privilegio de invencion, pedido por dicho señor en 23 de Febrero de 1861. Es digno de notarse que en la misma época (catorce dias despues) se pedia tambien, y se concedia en Noruega, otro

principio en que este método se funda, es la conversion del óxido de hierro procedente de la calcinacion de las piritas, en hierro al estado de esponja, que se emplea luego para la cementacion del cobre, produciendo no sólo la gran economía de hierro que ántes se ha indicado, sino tambien el beneficio de la mayor ó menor cantidad de cobre que existe en las menas sometidas á la reduccion, y que mezclada con la esponja queda en las pilas cementadoras con el cobre que se precipita de las legías vitriólicas, y aumenta naturalmente la riqueza del cemento. Posteriormente al privilegio del Sr. Cossío, se han beneficiado cobres en Inglaterra y en los Estados-Unidos por un método fundado en el mismo principio; pero habiéndose empleado para la cementacion esponja obtenida por procedimientos poco económicos ó con minerales de hierro no cupríferos, no ha dado resultados tan beneficiosos como pudiera darlos fabricando la esponja por el método Tourangin, y empleando para ello en vez de minerales de hierro ordinarios, los óxidos procedentes de la calcinacion de las piritas cobrizas; porque de este modo en vez de cargar los gastos de fabricacion de la esponja sobre el cobre obtenido por la cementacion de las legías, se compensan con el cobre que acompaña á la esponja, y aún puede resultar, si los minerales eran ricos, que el valor del cobre que quede mezclado con la esponja exceda al coste de la misma: en este caso, la sustancia empleada en la cementacion no cuesta nada ó cuesta muy poco, y realiza una economía de muchísima entidad en el beneficio general de las aguas vitriólicas.

Las menas sometidas al procedimiento de que se trata, empiezan por sufrir una calcinacion lenta y lo más completa posible, que convierta la mayor parte del sulfuro de hierro en óxido

privilegio fundado exactamente en el mismo principio, y del cual se hace una sucinta indicacion en la *Gaceta de Mineros y Fundidores* de Freiberg (*Ber- und- Hüttenmännische Zeitung*), en Enero de 1862, y en las *Lecciones de Metalúrgia* de Plattner, publicadas por Richter en 1865 (Tomo II, pág. 220). Los detalles del método del Sr. Cossío, que aparecen en la presente obra, se los debo á la amabilidad del autor, que, no queriendo seguir la costumbre que algunos ingenieros tienen de rodear de misterios los procedimientos nuevos, ha tenido la bondad de poner á mi disposicion todos sus datos.

férrico. Esta calcinacion se hace en *teleras* al aire libre; pero, como se comprende fácilmente, puede sustituirse con otro método cualquiera, siempre que satisfaga las condiciones indicadas ántes.

Calcinada la mena, se toma la parte conveniente, y sin necesidad de separar los *núcleos* ó *nódulos*, que no sufren alteracion en el horno de esponja y quedan luego en las tinas con el cemento, se pone en un aparato de reduccion, de los conocidos con el nombre de su inventor, Mr. Tourangin (1), en el cual, en virtud de la reaccion, producida por óxido de carbono que se desprende de unos hogares laterales, el óxido de hierro se reduce á hierro metálico, y puede extraerse por la parte inferior del horno en aparatos que necesitan estar herméticamente cerrados para que la esponja se enfrie, porque si se expusiera caliente á la accion del aire, arderia completamente regenerándose el óxido férrico. Cien partes de mineral calcinado producen 78,5 de esponja, con la cual se pueden precipitar cerca de 60 de cemento.

El estado atómico particular en que se encuentra el hierro obtenido por este medio, le hace mucho más á propósito para las reacciones que el que se encuentra en estado de agregacion completa. Se reduce á polvo en molinos de volandera vertical, y como no puede emplearse en la cementacion en la misma forma que los lingotes, porque no seria posible separar luego el cemento del exceso de hierro, se verifica la cementacion haciendo que con una cantidad dada de esponja se rinda la mayor cantidad posible de legías, y recogiendo luego el cemento precipitado, que lleva no sólo el cobre que contenian las legías, sino tambien el que tenia la esponja.

El aparato que se emplea es una tina de la forma de una gran artesa de 90 centímetros de profundidad y 5 metros de largo por 4 de ancho en la parte superior y $1\frac{1}{2}$ en la inferior, que se llena en los dos tercios de su capacidad con $8^m, 3$ de legía, y

(1) Este aparato se describirá detalladamente al tratar de la obtencion del hierro en estado de esponja. Por el momento su descripcion estaria, refiriéndose á la obtencion del cobre, fuera de su lugar.

en la cual se ponen 17 quintales métricos de esponja, que se agita en el líquido por medio de rodillos de cobre (1).

En una media hora rinden de este modo los 8 metros cúbicos que se ponen en la tina; se deja luego aposar el cemento, se saca el agua clara y se agregan otros 8 metros cúbicos, con los cuales se procede lo mismo, pero que ya tardan más tiempo en rendir; despues se ponen otros 8 metros cúbicos, que ya rinden con mucha dificultad, y por último, otros ocho, para los cuales ya no hay hierro bastante en la esponja; para acabar la precipitacion se agrega un poco de ésta en pequeñas porciones; y una vez que se ha sacado el agua clara se recoge el cemento: cuando no contiene núcleos mezclados, la riqueza de éste, despues de calcinado, es de 27 por 100 de cobre. Con él se hacen bolas, como se indicó en la página 524 al hablar del método ordinario de Riotinto, y éstas, despues de secas, en verano al aire y en invierno en secaderos, se calcinan para fundirlas luego por cobre negro.

La calcinacion se verifica en unas cámaras de mampostería formadas por cuatro muros que cierran un espacio rectangular cubierto por una bóveda de cañon seguido. Los muros normales al eje de la bóveda no cierran completamente el espacio, sino que tienen en su parte central una abertura de 80 centímetros de ancha y de toda la altura de la cámara, por la cual se hace la carga, y que se tabica á medida que va subiendo ésta. El piso se compone de una rejilla central de toda la longitud de la cámara, y de la tercera parte del ancho y de dos planos inclinados á 20° que ocupan los otros dos tercios. Las dimensiones interiores son las siguientes:

Longitud.....	4,00 metros.
Anchura total.....	1,80 "
Altura hasta la clave....	3,00 "

Los productos gaseosos que se desprenden durante la calci-

(1) Este aparato se construyó en Riotinto de este modo, tan sólo para hacer los ensayos; pero el autor del método sabe perfectamente cuánta ventaja habria en sustituirle con una tina provista de un agitador movido por fuerza de vapor ó de agua, lo cual rebajaria considerablemente el gasto de mano de obra.

nacion, salen por un orificio con su correspondiente chimenea colocada en la parte culminante y central de la bóveda.

Estas cámaras se llenan de bolas hasta los arranques de la bóveda, y cuando están cargadas se queman en el cenicero que existe bajo la rejilla, algunos haces de jara para iniciar la com-

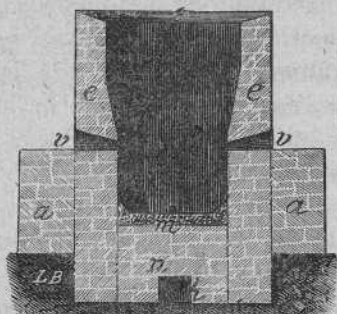
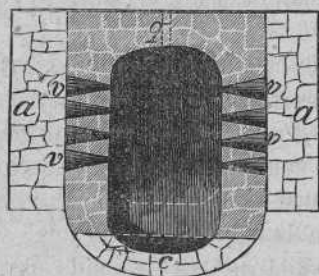


Fig. 76.



bustion, que continúa después á expensas del azufre y del hierro de las bolas. Una carga que contiene 20 quintales métricos de bolas, arde durante unas cuarenta y ocho horas y necesita otras tantas para enfriarse.

Las bolas calcinadas se fundían al principio en las mismas copelas descritas en la página 526, pero el enorme consumo de combustible que estos aparatos exigen, ha hecho modificar el procedimiento, que ahora se practica de la siguiente manera:

Al ponerse en las tinas la esponja que ha de servir para la cementacion, se la agrega un 25 por 100 de su peso de sílice pul-

verulenta, que abunda en la localidad, procedente de un pórfido descompuesto muy deleznable; el cemento que así se obtiene resulta íntimamente mezclado con la sílice, y las bolas llevan en sí todos los elementos necesarios para escórficar el óxido de hierro que aquel producto contiene.

Calcinadas las bolas del modo que ya se ha dicho, se funden por cobre negro en los hornos representados en la figura 76. Estos se hacen de un pórfido silíceo que resiste muy bien al calor: los últimamente construidos tienen al aire la mampostería refractaria, sosteniéndose la pequeña chimenea que dirige los humos fuera del taller, sobre planchas de fundicion de hierro que se apoyan en columnas de la misma materia. Desde las toberas abajo, el horno se reviste lateralmente con dos muros *aa* de mamposteria ordinaria, de 50 centímetros de espesor, que

no se demuelen en cada campaña, sino que sirven para muchas. La seccion de la cuba es rectangular con las esquinas muy redondeadas; tiene 1 metro de anchura y 1^m,40 de longitud en el interior; en la delantera tiene para que se viertan las escorias, un antecrisol *c* que sobresale 15 centímetros del paramento exterior del pecho; los costados *ee* son verticales hasta 25 centímetros por cima de las toberas; á esta distancia empieza á ensanchar la cuba por medio de dos planos inclinados que terminan 40 centímetros más arriba, á cuya altura se vuelven á hacer verticales; la anchura en la parte superior es 1^m,25, y los muros están inclinados hácia dentro en su conclusion, para formar una especie de tolva *t* que facilite las cargas. La altura total del horno desde la plaza al cargadero, es de 1^m,85, y á 60 centímetros sobre aquella están las toberas *vv*, que son ocho, colocadas todas á un mismo nivel, cuatro en cada uno de los lados largos del horno: los intervalos entre una y otra son de 25 centímetros; y su ojo circular de 3 centímetros de diámetro. Este horno se parece algun tanto al horno Raschette, aunque es mucho más bajo: las toberas no están colocadas de modo que las de un lado estén enfrente de los intervalos entre las del otro, porque el mismo efecto que con esta disposicion se consigue inclinando ligeramente las busas. La plaza *m* es un macizo de carbonilla de 15 centímetros de espesor, que se apisona sobre otro *n* de mampostería refractaria, en el cual se deja un canal de humedad *h*. El crisol está inclinado hácia el espaldar del horno, en el cual se halla practicada la piqueta *q*.

La pequeña altura de la cuba imposibilita por completo la reduccion del óxido de hierro que acompaña al cemento; éste, en presencia de la sílice que llevan las bolas, se escorifica, formando una escoria muy fluida, y el cobre negro sale con poco hierro, y por consiguiente es fácil de afinar. El inventor de estos hornos atribuye una grandísima importancia á esta pequeña altura, merced á la cual el carbon que se quema á expensas del oxígeno que lanzan los fuelles, no puede convertirse más que en ácido carbónico: en las cubas más elevadas el ácido carbónico formado en la proximidad de las toberas, se reduce á óxido de carbono en presencia de la gran cantidad de combustible que llena la cuba, y consume de este modo una cantidad de carbon

que sale del horno en forma de gas sin haber dado calor ninguno, ántes bien rebajando la temperatura que llevaban los gases. A esta causa atribuye el Sr. Cossío la gran economía de combustible que se obtiene con su aparato.

El lecho de fusion para estos hornos no se compone sólo de bolas, sino tambien de núcleos, minerales ricos, escorias del afino del cobre y crasas de las que se recogen en el reposador despues de hacer la sangría. Por cada horno se pueden pasar en veinticuatro horas 200 quintales métricos de lecho de fusion, que producen en la marcha normal unos 40 de cobre negro (con 94 de fino) y una gran cantidad de escorias que no llevan más de 3 á 5 por 1.000 de cobre, y que por lo tanto se desechan. El consumo de combustible por 100 kilógramos de lecho de fusion, no pasa de 12 á 14 kilógramos.

El cobre negro obtenido se afina luego en reverberos por el método inglés.

Método de Agordo.—Al indicar en la página 485 el método de beneficio seguido en Agordo, se ha dicho que la parte sulfatizada de las menas sometidas á la calcinacion se concentraba por la vía húmeda, para destinar los productos por ella obtenidos á la fusion por mata. Estas operaciones, que en aquella localidad constituyen una parte del tratamiento verificada con gran esmero y bajo muy buenas condiciones económicas, se verifica del modo siguiente (1):

Las tierras se someten primero á una leixiacion, que se hace en cubas de madera de 3^m,50 de lado y 1^m,30 de profundidad, con agua que ha servido ya para disolver algunos sulfatos. Despues se las lava dos veces con agua clara y las disoluciones que resultan de este segundo lavado se mezclan y sirven para tratar las menas por primera vez. Las cubas están dispuestas, para conseguir fácilmente este objeto, en cascada. La primera, inferior, recibe las menas segun vienen de los montones, para lavarlas con el agua que procede de las superiores: despues que el líquido ha estado veinticuatro horas en contacto con el mineral,

(1) *Mémoire sur les établissements d'Agordo (Haute Vénétie)*, par N. Haton.—*Annales des Mines*, 5.^a série, tomo VIII, pag. 437.—Rivot: *Métallurgie du cuivre*, pag. 363.

se sacan las legías vitriólicas formadas, que constituyen lo que se llama *acqua saturata*, y se destinan á la cementacion: las tierras se ponen en una cuba superior, donde sufren dos lavados con agua clara. Esta operacion se llama en la fábrica *lizi-viazione prima*. Las menas que la han sufrido vuelven á los montones, se calcinan nuevamente en el piso y la cubierta de éstos, y sufren una segunda lexiviacion que se llama *lavatura*. En ésta se emplean cuatro cubas: las tierras se cargan primero en la inferior y, á medida que se van lavando, es decir, despues de estar veinticuatro horas en cada cuba, suben á la inmediata, en la cual permanecen el mismo tiempo. El agua clara viene en sentido contrario y de este modo se consigue que, cuando el líquido tiene mayor poder disolvente, actúe sobre las menas más pobres, y cuando está más saturado sobre las más ricas. Despues de la *lavatura* las tierras se pasan por cribas de 15 milímetros de hueco; las partes que atraviesan se desechan definitivamente; las que no pasan, que son próximamente la mitad, y que por lo tanto constituyen un peso igual al del mineral tratado, se vuelven á calcinar y sufren otra vez las mismas operaciones. La carga media de cada cuba consiste en cerca de 13.000 kilogramos. Por la parte superior se vierten unos 9^{m,3} de agua, que se reducen á 8 al pasar por las cubas. Las legías se aclaran en reposadores ántes de llevarlas á la cementacion.

Esta se verifica en hornos ó en cámaras de plomo. Las cámaras, que son el aparato más antiguo, consisten en unas grandes cubas de madera forradas de plomo para que no las ataquen las legías, en medio de las cuales se encuentra un hogarcito que desemboca en ellas por medio de una chimenea de plomo, bien soldada con el piso de la cámara; en la parte media superior de ésta, una chimenea de madera permite la salida de los vapores.

Los hornos de reverbero no se diferencian de los ordinarios sino en que la plaza está constituida por un receptáculo de caliza, dispuesto de modo que las juntas de los sillares que la forman estén bien unidas con cemento hidráulico para no dar lugar á filtraciones. En el interior de la cavidad que forma la plaza, hay unas banquetas para colócar la fundicion de hierro que ha de precipitar el cobre y una série de orificios á diferente altura para sacar las disoluciones apuradas.

La carga de fundicion es de 400 kilógramos y se coloca en el fondo y sobre las banquetas laterales. El hogar se carga con leña y á media noche se introducen en el horno las aguas, cuya temperatura se procura que sea de 62 á 63° centígrados. Al cabo de doce horas el cobre se ha precipitado, lo cual se comprueba introduciendo en la disolucion una chapa de hierro bien limpia, que no debe enrojecerse. Entónces se va haciendo salir por los diferentes agujeros la parte limpia de la disolucion y el resto de ésta se lleva á tinajas, donde deposita la parte más fina del cobre cementado, el carbono de la fundicion y la mayor parte de las subsales de hierro que tenia en suspension. Esta sustancia, que corresponde á la *papucha* de Riotinto, se llama *brunini*.

Sacadas las legias se introduce agua clara en el horno, se barren los trozos de fundicion y se raspan despues con una punta de acero; se deja reposar, se decanta el líquido y se recoge el precipitado, que se llama *grassure*, y corresponde á la *cáscara* de Riotinto. Es mucho más rico que los *brunini*; miéntras éstos no pasan de 10 por 100 de cobre, aquel contiene cerca de 59 por 100.

Se ha intentado someter las *grassure* á un lavado en mesas de percusion, para elevar su riqueza hasta 90 ó 93 por 100 y afinarlas despues; pero las pérdidas por arrastre mecánico han sido tales, que han obligado á abandonar este sistema.

Las legias claras, despues de haber depositado el *brunini*, se someten á una cristalizacion, que produce una gran cantidad de caparrosa verde, tan grande, que se encuentra dificultad para venderla por su mucha abundancia.

Los productos de la cementacion *grassure* y *brunini*, se tratan en hornos por mata como se ha explicado en la página 502.

Método de Foldal.—En Foldal (bailía de Cristianía, Noruega), se encuentra una capa de 20 metros de potencia, de piritas de hierro cobriza, con una riqueza muy variable en cobre, que viene en la pizarra talcosa. En los tiempos antiguos las partes de este criadero más ricas en cobre, con 2,5 por 100 término medio, sufrían una calcinacion *por nódulos*; éstos se fundían y la parte oxidada por la calcinacion, despues de separada de ellos, se arrojaba. De este modo se formaron con el trascurso del tiempo grandes montones que gradualmente se han ido sul-

fatizando y que por la accion del agua dan una disolucion vitriólica beneficiable. Al mismo tiempo las piritas crudas, que contienen de 0,5 á 1,5 por 100 de cobre, se calcinan tambien en montones y se obtienen de ellas, por la descomposicion al aire, nuevas legías vitriólicas que se benefician como las naturales.

Estas disoluciones, que marcan sólamente una densidad de 9° del areómetro de Beaumé y contienen de 3 á 3,5 kilógramos de cobre en cada metro cúbico, se someten para su beneficio á un procedimiento ideado por Sinding, y que consiste en precipitarlas por el hidrógeno sulfurado. El reactivo se obtiene haciendo pasar el gas del alumbrado obtenido en un generador cualquiera, por un horno en el cual se calcinan piritas de hierro cobrizas con un pequeño acceso de aire. En tales condiciones se quema de preferencia el óxido de carbono, miéntras que el hidrógeno carbonado, en contacto con el vapor de azufre desprendido por las piritas, se convierte en hidrógeno sulfurado.

Obtenido de este modo el hidrógeno sulfurado, se conduce por numerosos canales al aparato de precipitacion, que consiste en una série de cámaras que se llenan con el reactivo y en las cuales se vierten las disoluciones vitriólicas en forma de lluvia, (para aumentar el contacto con el gas), por medio de cajas de fondo agujereado que existen en la parte superior. Las disoluciones se elevan con bombas otra vez á la parte alta de las cámaras y vuelven á verterse en ellas para ponerlas en íntimo contacto con el gas hasta que no tengan más cobre.

Cuando en las cámaras se ha reunido una cantidad conveniente de sulfuro cuproso, que contiene 20 á 40 por 100 de metal impurificado con azufre y con carbon, se recoge y se beneficia por cobre negro. Las piritas cobrizas de los hornos en que se obtiene el hidrógeno sulfurado, se sacan de ellos cada veinticuatro horas y se dejan expuestas á las influencias atmosféricas, que muy pronto las oxidan, y producen sulfatos de cobre que se benefician por lexiviacion.

Método de Linz (1).—En las inmediaciones de Linz, sobre

(1) *Description du traitement métallurgique des minerais de cuivre à l'usine de Stern et aux ateliers de la mine Saint-Josephberg, près de Linz, par Alph. Fétis.*—*Revue Universelle des Mines*, tomo IV, páginas 158 y 433.

el Rhin (Prusia), se benefician tambien por la vía húmeda algunas menas de cobre, procedentes de las numerosas explotaciones de las riberas del Rhin y del país de Siegen. La principal fábrica es la de Stern, á la cual van no sólo la mayoría de los minerales de las indicadas minas, sino tambien algunos productos cobrizos, particularmente matas, que proceden de las fábricas de plomo de la localidad, en muchas de las cuales se benefician galenas mezcladas con chalcopiritas.

Las menas que se compran en la fábrica se dividen en tres clases:

Minerales oxidados pobres, con una riqueza de 0,5 á 3,5 por 100 de cobre, por término medio de 0,5 á 1 por 100.

Minerales sulfurados pobres, con ménos de 12 por 100 de cobre y con ganga generalmente cuarzosa y raras veces de hierro espático. Su riqueza media oscila entre 4 y 5 por 100.

Minerales sulfurados ricos y matas de cobre de un contenido mínimo de 12 por 100, y que por término medio tienen 20 á 30 por 100 y ganga de cuarzo ó de hierro espático.

Los minerales de la primera y segunda clase se benefician por métodos distintos, pero siempre por la vía húmeda; los de la tercera se someten al procedimiento de fundicion directa, porque su riqueza permite el beneficio de este modo, y porque no se prestan bien al de los minerales pobres.

Estos, cuando son sulfurados, se someten á una calcinacion prévia, que determina la descomposicion de los sulfuros y los dispone para la disolucion en ácido sulfúrico; cuando han sufrido una calcinacion bien completa, se muelen en cilindros y se llevan á depósitos en donde se someten á la accion simultánea del ácido sulfuroso, del vapor de agua y del aire atmosférico, bajo cuya triple influencia se forma sulfato de cobre, que se disuelve y corre á otros depósitos, en los cuales se cementa por medio de hierro. El cemento obtenido se lava y se funde por cobre negro, que se afina luego en copelas alemanas.

La calcinacion de las menas sulfuradas pobres, se verifica en distintos aparatos segun su riqueza; las que tienen ménos de 4 por 100 de cobre, se calcinan en hornos de cuba; y en reverberos las que tienen más de 4 por 100 con ganga cuarzosa, y todas las que tienen ganga de hierro espático. La cuba del horno

tiene la forma de dos troncos de cono unidos por sus bases mayores; su altura es de 3^m,13; en el vientre tiene un diámetro de 96 centímetros, y en el tragante y el crisol 46. Hacia la mitad de la altura tienen cinco orificios que comunican con el exterior y por los cuales se introduce parte del aire necesario á la calcinacion; y en la parte alta un tragante lateral de 40 por 15 centímetros de seccion, que comunica con una galería general, en relacion con la chimenea, cuya altura es de cerca de 16 metros. En la parte baja existe una abertura para sacar la mena calcinada, y en la base superior una tapa de fundicion de hierro, que impide que por allí puedan escaparse los productos volátiles. Cada seis hornos forman alrededor de la chimenea un macizo que está al cuidado de un sólo obrero. Este se releva cada doce horas.

La calcinacion de las menas que han de sufrir posteriormente la accion de los ácidos y el lavado, debe hacerse con un gran esmero, porque toda la parte de sulfuro que no se oxide es completamente perdida para el beneficio; por eso ni se puede hacer la calcinacion de las menas pobres en montones, á pesar de que seria mucho más barata, ni puede tampoco verificarse en los aparatos indicados la de menas ricas, que no sufririan en ellos una alteracion bastante á oxidar todos los sulfuros que contienen.

Para empezar á trabajar en un horno se coloca en la plaza una corta cantidad de leña, despues alguna hulla seca, encima una pequeña capa de mineral, luego más hulla y así se continúa por capas alternantes de mena y de combustible hasta que se llega á la cuarta parte de la altura del horno. Entónces se enciende la parte baja, y cuando toda la hulla se ha prendido, se continúa cargando, siempre por capas alternantes, hasta llenar la mitad de la cuba. Cuando todo está rojo, se sacan por la parte inferior 90 á 140 kilogramos de mena calcinada y se carga algo más de mena cruda con el combustible correspondiente, repitiendo cada dos horas esta operacion hasta tanto que se haya llenado por completo el horno, que desde este instante entra en su marcha normal.

Cada cinco cuartos de hora el obrero encargado del macizo saca por la parte inferior del horno con una pala una cantidad

de 79 á 80 kilógramos de mena calcinada, y agrega por el cargadero dos ó tres paladas de hulla y una cantidad de mineral crudo, equivalente á la que sacó, recubriéndolo todo con una palada de carbon y procurando que la cuba esté siempre llena hasta el tragante. Una carga completa, que es de 2.400 kilógramos (16,5 hectólitros), pasa por el horno en treinta ó cuarenta horas.

Es necesario procurar, por la razon ántes indicada, que el descenso de las cargas se haga con la mayor regularidad posible, y que la temperatura sea muy uniforme; por esta razon se sacan cantidades pequeñas de mena de cada vez y se procura arrojar el combustible por la periféria del cargadero, porque al descender las cargas tiene tendencia á reunirse en el centro. Los trozos deben tener tambien el tamaño conveniente, para que la calcinacion pueda penetrar bien en ellos, sin ser tan pequeños que dificulten el tiro; la dimension más oportuna es de 6,7 á 13,5 centímetros cúbicos. La hulla debe ser seca para que la combustion sea lo más lenta posible. La cantidad consumida es de 8,17 por 100 de mineral calcinado. Este sufre una pérdida de peso de 2 por 100 que equivale al azufre que contenia. Cuando está bien calcinado debe tener un aspecto mate y un color pardo oscuro.

Como el tamaño de los trozos de mena que han de sufrir la calcinacion, no puede disminuirse demasiado para no entorpecer el tiro de los hornos, las menas calcinadas son demasiado gruesas para sufrir ventajosamente la accion del ácido; por esto al salir de los hornos se las conduce á cilindros trituradores, de 72 centímetros de diámetro por 26 de longitud, en los cuales se quebrantan, pasando luego á un trommel separador que las clasifica en cuatro tamaños; de 6, 12, 18 y 37 milímetros de lado.

El ácido sulfuroso que ha de actuar sobre las menas calcinadas y partidas, se prepara por medio de la calcinacion de blendas muy puras, que vienen de las cercanías de Uckerat y de Eifel. Se verifica en hornos de muflas, dispuestos de una manera particular. Cada horno, que tiene siete hogares, y presenta la disposicion de siete reverberos, unidos de modo que los productos de la combustion marchen en todos paralelamente y en

el mismo sentido, recibe cincuenta y cuatro muflas, en seis filas verticales, colocadas en los intervalos que los hogares dejan entre sí; las nueve muflas de cada fila están colocadas unas sobre otras, y tienen en su parte anterior una tapadera de palastro, provista de agujeros, que sirven para ver la marcha de la operacion, y en la parte posterior una abertura de 33 centímetros de ancho y 6 de alto, por donde sale el ácido sulfuroso á un canal vertical, comun para toda la fila. Las muflas son de 2^m,70 de longitud, 39 centímetros de anchura y 9 de altura. Cada mufla recibe una corriente de viento forzado, que se introduce en ella por un orificio lateral destinado á este objeto.

Los productos de la combustion se reunen en un espacio colocado encima de las muflas, sobre el cual existen los generadores que han de suministrar el vapor de agua necesario, el cual se mezcla con el ácido sulfuroso en un conducto general para todo el horno, en donde desembocan los conductos verticales que corresponden á cada fila de muflas.

Cargadas éstas con la blenda molida se da viento, y pronto se desprenden abundantes vapores de ácido sulfuroso; de dos en dos horas se remueve la masa con un espeton, que se introduce por uno de los agujeros de la tapadera, y al cabo de diez ú once horas se sacan los residuos, que se benefician como zinc, por cuenta de la sociedad belga *Vieille Montagne*.

El ácido sulfuroso, mezclado con el vapor de agua y con un gran exceso de aire atmosférico, va por canales á propósito á los pilones de acidificacion.

Estos son unos estanques de mampostería, empotrados en el suelo y bien cementados con mortero hidráulico, para impedir en lo posible las filtraciones. La seccion horizontal es un cuadrado de 7^m,51 de lado y la profundidad de 4^m,56. Sobre el fondo, que es algo inclinado para que corran fácilmente las legías, se coloca una série de pilares de ladrillos, de 30 centímetros de altura, que distan entre sí 78, y sobre éstos, dos capas de prismas de basalto cruzadas, que ocupan una altura de otros 30 centímetros, y que aún cuando los prismas están unidos unos á otros, dejan, por su forma irregular, algunos intersticios para el paso del líquido que caiga por la parte superior. Encima del doble fondo de basalto, queda un espacio hueco

de 96 centímetros de altura, en el que se coloca el mineral calcinado y partido que debe sufrir la sulfatizacion. Cada cuba tiene un orificio, que comunica desde su fondo con el piso del taller, por medio de un tubo de plomo, cuyo objeto es poder juzgar desde fuera de la energía del desprendimiento de ácido sulfuroso. El ácido entra en los pilones por conductos laterales, que nacen de uno general, que corre á lo largo del macizo.

En la misma disposicion hay una galería subterránea, en la cual, á través de tubos de madera, se pueden verter las legías vitriólicas. Esta galería es inclinada hácia un receptáculo lateral, del cual se toman aquellas para elevarlas á las cubas cementadoras.

La mena se coloca en estos pilones, poniendo primero una capa de 18 centímetros de espesor, compuesta de trozos cuyo volumen sea de 13 á 26 centímetros cúbicos; encima se coloca otra de 42 centímetros, de trozos más pequeños, y por último se cargan los minerales finos en un espesor de 23.

Cuando la carga de la cuba ha terminado, se abre el registro del canal por donde viene el ácido sulfuroso con el vapor de agua; y en presencia de bases enérgicas, como las que contiene el mineral, aquel se sobreoxida convirtiéndose en ácido sulfúrico, y los óxidos se van disolviendo en el agua procedente de la condensacion del vapor y caen al fondo de los pilones: como el agua que se condensa no basta á disolver todo el sulfato de cobre formado, quedan entre las menas muchos cristales de este cuerpo que no encuentran líquido para disolverse. El pilon se deja en este estado durante ocho ó nueve dias, al cabo de los cuales se quita con palas la capa superior y se vierte sobre el monton una cantidad de 15 á 16 metros cúbicos de una disolucion vitriólica diluida, obtenida en uno de los pilones inmediatos. Para distribuirla convenientemente por toda la masa de mineral, se hace uso de un cubo con mango largo, que permite verterla por toda la superficie del monton. En seguida se vierten 11^m,³ de aguas madres de la cementacion, que aún contienen ácido libre, y por fin 3^m,³12 de agua clara: despues de este lavado se vuelve á poner la capa superior de mineral y se abandona el monton á la accion de los vapores ácidos durante otra

semana. Trascurrida ésta se hace un nuevo lavado, despues se deja otra semana, y por último se lava por tercera vez.

Las disoluciones obtenidas, conforme van pasando por las menas, se reunen en el fondo de los pilones y salen por el conducto de madera, que no está nunca cerrado, al depósito lateral. Su densidad es de 25 á 28° Beaumé; pero no contienen el cobre correspondiente á la cantidad de ácido consumido. Segun los equivalentes del cobre y del azufre, cada parte de éste bastaria para sulfatizar dos de aquel; de modo que para producir la sulfatizacion de 100 partes de cobre, se necesitaria calcinar 227 de blenda, que produce por su calcinacion 22 por 100 de azufre. En la práctica, sin embargo, la cantidad de blenda es catorce veces mayor, lo cual depende de que en el mineral calcinado hay otras bases que se sulfatizan ademas del óxido de cobre, de que hay algo de ácido sulfúrico que queda libre en la disolucion y por fin, de que una buena parte del ácido sulfuroso que se introduce en los pilones se escapa á la atmósfera sin convertirse en ácido sulfúrico. Para evitar los efectos desagradables y perniciosos de éste sobre los demas talleres, existe en la direccion de los vientos dominantes un muro elevado, que los defiende del acceso de los vapores que arrastran los que han pasado sobre los pilones.

Cuando las menas sobre que se trabaja son más ricas, es decir, cuando su contenido en cobre oscila entre 4 y 10 por 100, la carga de los pilones se reduce á la mitad y los trozos se reducen tambien á menor tamaño. Despues de sometidos á la acidificacion y al lavado, de la misma manera que los pobres, vuelven á calcinarse y entónces quedan ya en las condiciones de las menas que tienen ménos de 4 por 100.

Para los minerales ricos el procedimiento no da buenos resultados, porque seria preciso someterlos á tres lavados y á tres calcinaciones, y esto hacia perder mucho tiempo; es preferible, como ya se ha dicho en la página 540, tratarlos por la vía seca.

Las legías vitriólicas obtenidas en los pilones de acidificacion y disolucion, pasan á los depósitos de que ántes se ha hecho mérito, y de ellos se toman con bombas de plomo, elevándolos á la parte superior de las cubas ó tinas de cementacion. Estas son cajas formadas por maderos gruesos de pino bien unidos

entre sí y empotrados en el suelo, que, en contacto con las cubas, es de arcilla fuertemente apisonada. Las dimensiones de estos aparatos, de los cuales hay dos en la fábrica, son próximamente 3^m,50 de largo, 2^m,50 de ancho y 66 centímetros de profundidad, lo cual da un espacio de 6^m,386. La disolución se vierte en ellos lo más rápidamente posible (para aprovechar la temperatura algo elevada que saca de los pilones de acidificación), sobre lingotes de fundición de hierro y recortaduras de palastro que se habían colocado de antemano. A las veinticuatro horas se saca la disolución, que ya no contiene cobre y que marca 30 á 38° Beaumé, utilizándola para disolver algo de sulfato de cobre, porque aún contiene ácido sulfúrico libre.

El cobre de cemento obtenido, no se saca hasta que existe en las cubas en cantidad considerable; generalmente esto se hace una vez al mes, en cuyo espacio de tiempo se han cementado en cada tina veintiocho disoluciones, que representan 332^m,3 y producen 5.148 kilogramos de cobre de cemento, lo que corresponde á 4,27 por 100 del mineral tratado.

El cobre obtenido por la cementación con hierro, es de mejor calidad que el que se produce con la fundición; pero en la imposibilidad de adquirir aquel á un precio conveniente, se cementa una gran parte con lingotes de fundición gris; generalmente se consume una cantidad de 98 de fundición para 100 de cemento obtenido, lo cual equivale á 196,8 de hierro para 100 de cobre afinado (1).

Esta inmensa diferencia procede en parte de la existencia de ácido libre en las disoluciones, y en parte también, como ya se dijo en la página 523 al hablar del método de Riotinto, de la oxidación que se verifica á expensas del oxígeno del aire, que convierte en férricas las sales ferrosas, las cuales vuelven á rebajar su grado de oxidación disolviendomayor cantidad del hierro que contienen los pilones.

El cemento obtenido en las cubas, se lava ántes de pasar á la fusión por cobre negro, pasándole primero á través de un tamiz

(1) Esta cantidad es la misma próximamente que se gasta en Riotinto, cuyo método, como se ve, tiene ya en esta parte grande analogía con el de Stern.

de tela metálica, cuyas mallas tienen una separacion de 16 diez-milímetros, y lavándole luego en mesas durmientes. Despues de lavado el cobre se deposita en cajones con agua para evitar que se oxide.

En la actualidad, todo el cobre de cemento obtenido en la fábrica de Stern, se beneficia por cobre negro en un horno de manga, juntamente con los minerales sulfurados ricos; pero ántes se fundia sólo, en reverberos del modelo de los reverberos de fusion de Swansea (*Fig. 65*), en los cuales se cargaban de 560 á 655 kilogramos de cemento, previamente desecado; la fusion era completa al cabo de seis á ocho horas, obteniéndose de una carga 302 kilógramos de cobre negro (56 por 100) y escorias que contenian 18 por 100 de cobre. La volatilizacion, ó el arrastre mecánico de una gran cantidad de cobre por este método, que no podian evitarse poniendo cámaras de condensacion, ha hecho abandonarle y sustituirle por la fusion en hornos de cuba.

Estos son bajos y de los llamados de anteojos; es decir, muy semejantes á los de Agordo. En ellos se funde el cemento en union de las menas sulfuradas ricas (que se calcinan en reverberos de doble plaza), de las crasas del afino, de las escorias y de las matas formadas en la misma fundicion, y de escorias de forja y caliza que se agregan como fundentes. No presentando novedad ninguna este método de tratamiento, no hay necesidad de insistir en sus detalles. Los productos son: cobre negro, matas y escorias. Las matas se calcinan y vuelven á la fundicion, y las escorias se repasan tambien, atendida su riqueza en cobre.

El cobre negro se afina en una copela alemana, en la cual se cargan de cada vez 94 kilógramos, que tardan en afinarse unas dos horas y media. La cantidad de cobre roseta obtenido es de 87 por 100 del cobre negro sometido á la operacion. La presion del viento es de 208 milímetros de agua, y el consumo de combustible 47 litros de carbon vegetal y 41 kilógramos de cok.

Las menas oxidadas se someten sin calcinacion prévia á la accion del ácido; pero en el tratamiento de éstas no se emplea el ácido sulfúrico producido por la sobreoxidacion del ácido sulfuroso, sino ácido clorohídrico, que se compra muy barato en

las fábricas de sosa de las inmediaciones, y que permite establecer el tratamiento en la proximidad de la mina, donde no es posible fabricar ácido sulfúrico. También se emplean en el beneficio de las menas oxidadas las aguas madres de la fabricación de la caparrosa verde, que se obtiene por cristalización de las legías después de haber cementado en ellas el cobre.

Las menas no sufren preparación mecánica ninguna antes de la acción del ácido; se cargan en cantidad de 25 á 30 quintales métricos, en tinas de madera semejantes á las de cementación, colocadas á diferentes niveles y provistas de un doble fondo, debajo del cual existe el orificio de salida, que se bifurca y permite conducir las aguas á voluntad á la tina inferior ó á otra cualquiera de las colocadas más bajas. Cuando la tierra está cargada, se hace llegar á ella una disolución medio saturada que procede de otra caja, en cantidad suficiente para llenarla hasta 3 centímetros por debajo del borde. Se deja actuar veinticuatro horas sobre el mineral y después se la hace salir á una de las tinas inferiores, de la cual, por medio de bombas, se la vuelve á elevar á la misma de que se había sacado. Esta operación se repite cuatro veces en cuatro días consecutivos. Pasado este tiempo la disolución está completamente saturada y marca de 5 á 6° Beaumé. El mineral, sin embargo, contiene aún cobre y hay necesidad de tratarle por ácido nuevo de 1°,5 Beaumé. Se trata con éste del mismo modo que se había tratado con la disolución anterior, durante los días sexto, sétimo y octavo, y al noveno se observa que la densidad del líquido claro no aumenta, lo cual indica que el mineral se ha agotado. Entonces se saca la disolución, que sirve para empezar el lavado en una tina con mineral nuevo, se lavan dos veces con agua las tierras y se sacan de la tina, que se vuelve á cargar. Las disoluciones saturadas y las aguas de lavado se llevan á otras tinas, en las cuales se aclaran, y por último á otras en que se ha puesto de antemano una cantidad de hierro (preferentemente, recortaduras de palastro) que precipita el cobre, sustituyéndole en su combinación con el cloro.

El consumo de hierro en este caso es algo menor que cuando se emplea ácido sulfúrico; 72 partes de hierro bastan para precipitar 100 de cemento, que produce, como el obtenido

en el tratamiento de los minerales sulfurados, 50 por 100 de cobre fino.

El cemento se lleva á la fábrica de Stern, en donde sufre el mismo tratamiento que el obtenido de la cementacion de las leñas vitrílicas.

Cuando la disolucion de las menas oxidadas se hace con las aguas madres de la cristalización de la caparrosa verde, se elevan lo mismo los líquidos, para volver á tratar nuevas menas y aumentar su concentracion: cada carga se trata primero con una disolucion medio saturada hasta que la satura por completo, y despues con otra nueva, hasta que se agota el cobre contenido en ella. Las tinas se construyen del mismo modo y el tratamiento de las disoluciones es análogo al de las otras.

Las menas ricas se funden despues de calcinadas en reverberos de doble plaza, en hornos de cuba bajos, de la manera ya indicada, sin que este tratamiento se diferencie esencialmente de los explicados para otras localidades.

Método de Campanne Vecchie (Toscana) (1).—Bechi y Haupt han ideado un procedimiento que se practica, entre otros puntos, en Campanne Vecchie, cerca de Follonica, en Toscana, donde se benefician menas que consisten en piritas de hierro cobrizas con muy poca blenda, y cuarzo mezclados. La riqueza media es de $1 \frac{3}{4}$ á 2 por 100.

Las menas sufren primero una calcinacion en montones, cuyo objeto es facilitar la molienda, que tiene lugar inmediatamente despues en bocartes y molinos. Cada monton contiene unas 250 á 300 toneladas, entre cuyas capas se colocan otros lechos de leña y de carbon, para que la combustion sea más enérgica. Una vez calcinadas y molidas se vuelven á calcinar en reverberos, en cantidad de 20 á 25 quintales métricos, que se tienen en el horno de dos y media á tres horas. Pasadas éstas se deja rebajar un poco la temperatura y se introducen en el aparato 2 á 8 por 100 de sal comun que se recubren bien con la mena, continuándose aún la calcinacion por espacio de diez ó doce minutos, al cabo

(1) *Mémoire sur un nouveau procédé de traitement des minerais de cuivre*, par E. Petitgand.—*Revue Universelle des Mines*, par Ch. Guyper, tomo II, pág. 249.

de los cuales la cloruración ha terminado y la carga se saca del horno.

Después se lava con agua, y cuando la disolución de los cloruros se ha hecho en alguna cantidad, se agrega agua acidulada con ácido sulfúrico para disolver las partes oxidadas que no había sulfatizado la calcinación, y que por lo tanto no se habían convertido en cloruros. La disolución cuprosa se trata con una lechada de cal ó con una disolución de cenizas de leña, y el precipitado, que contiene cerca de 24 por 100 de cobre, se funde en hornos de cuba por mata, que se forma á expensas del azufre contenido en el yeso que precipita la adición de la lechada de cal. La mata se convierte posteriormente en cobre negro, y éste se afina en copelas alemanas.

Plattner considera este procedimiento poco perfecto, porque, según él, en el corto tiempo que las menas se someten á la calcinación, aún quedan una gran parte de sulfuros metálicos sin alterar; y éstos no sufren la acción del cloro, que no se verifica sino por el intermedio del ácido sulfúrico formado durante la calcinación, que se combina con la sosa y deja libre ácido clorohídrico, el cual transforma en cloruros los sulfatos y los óxidos; pero no los sulfuros, que por consiguiente son perdidos para el tratamiento ulterior. Es indudable que todos los sulfuros que existan después de la calcinación son perdidos, porque tampoco se pueden disolver en el ácido sulfúrico que se agrega después.

Beneficio de las aguas vitriólicas naturales.—En algunas localidades donde se benefician menas de cobre, se aprovechan por cementación, como sucede en Riotinto, algunas aguas vitriólicas que se sacan de las minas, en las que se han formado á consecuencia de la acción del agua sobre los sulfatos originados por la oxidación lenta de los sulfuros en presencia de la humedad y del oxígeno del aire. Uno de los puntos en que tiene lugar este procedimiento, es Schmölnitz, en Hungría.

Las aguas vitriólicas que se encuentran en los subterráneos, se sacan con bombas á la superficie y van con las obtenidas artificialmente á los depósitos de cementación, que son cubas dispuestas en cascada, en las cuales se han colocado de antemano

algunos lingotes de fundicion de hierro gris, porque la blanca retarda mucho la precipitacion y la hace incompletamente.

Tambien se emplea á veces para cementar el cobre, hierro forjado, principalmente en recortaduras, cuando la riqueza en cobre de las aguas es mucha, ó cuando se teme que los lingotes de fundicion, recubiertos por el cobre de cemento y por sales de hierro, no puedan estar en contacto con la disolucion y no precipiten del todo el cobre. Las disoluciones contienen, por término medio, 21 gramos de cobre en cada metro cúbico, y en veinticuatro horas se benefician 21.000^m,³ de legías. El cemento obtenido presenta, por término medio, una riqueza de 56,8 por 100, y despues de lavado se funde por cobre negro.

Las legías ferrosas se hacen reposar y precipitan una sal ocrácea de hierro, que se vende para pintura.

Resúmen.— Como resúmen de todo lo expuesto relativamente á los métodos de beneficio del cobre, resulta que, las menas de mediana ó mucha riqueza, pueden y deben sufrir un tratamiento por la vía seca; siendo el más conveniente por la rapidez de las manipulaciones y por el ahorro de combustible, el método aleman ó en hornos de cuba; sin que por esto pueda encontrarse desacertado el método del país de Galles, que, por las condiciones especiales de la localidad, presenta indudables ventajas. El afino del cobre negro conviene hacerlo en reverberos, con lo cual se obtiene un producto más puro, aunque con mayor gasto de carbon.

Las menas pobres de ménos de 5 por 100 no pueden ni deben en general tratarse por la vía seca; pero puede elevarse mucho su riqueza por alguno de los métodos de la vía húmeda, y permitir esto su beneficio económicamente hablando. Los medios más baratos y de más seguro resultado son la calcinacion y la disolucion de los sulfatos formados, precipitando ó cementando las disoluciones en caliente lo más rápidamente que sea posible y fuera del contacto del aire para evitar el consumo inútil de hierro.

El tratamiento más difícil que puede presentarse, es el de los cobres grises, de los cuales no puede separarse por completo el arsénico, y sobre todo el antimonio que los acompaña en una fuerte proporcion, y que permaneciendo luego en el cobre afi-

nado, le comunican las malas propiedades que se han indicado ya en la página 420. En el caso de tener que beneficiarse cobres grises, es preciso dedicar un especial cuidado á la calcinacion, durante la cual, debe procurarse eliminar el antimonio y el arsénico: este objeto se consigue en bastante escala mezclando con las menas que se han de calcinar algunas piritas ricas en azufre, que si pueden ser cobrizas, conviene naturalmente que lo sean. El arsénico se volatiliza bastante bien en estas condiciones; el antimonio no tanto. Los minerales antimoniales deben tratarse con preferencia en hornos de cuba, porque el metal se volatiliza más fácilmente que en el aire, en una atmósfera de otros cuerpos, principalmente de hidrógeno ó de hidrógeno carbonado.

IV.

Aplicaciones. — Fabricacion de la caparrosa. — Fabricacion del bronce y condiciones de este metal para sus diferentes usos. Análisis de diversos bronce.

Aplicaciones. — Las propiedades del cobre le hacen ser, despues del hierro, el más útil de los metales. Se emplea en gran escala al estado de planchas y de objetos huecos, siempre despues de pasado por el martinete ó por el laminador, porque cuando se halla fundido presenta una estructura algo cavernosa que le hace impropio para cualquier uso en que se exija resistencia.

Aleado con otros metales, pierde esta mala propiedad y puede usarse para objetos fundidos; pero por sí sólo se emplea en gran escala en forma de planchas en el forrado de buques (en cuya sola aplicacion se emplean anualmente muchos millares de toneladas), en la construccion de calderas, alambiques, etc.

Las principales aleaciones del cobre son el *laton*, de que se ha hablado ya (*Pág.* 222), y el *bronce* usado para la fabricacion de cañones hasta hace poco tiempo (si bien hoy apenas se construyen éstos más que de acero), para monedas, para las campanas

y sobre todo para estatuas, bajo-relieves y objetos de ornamentación.

Se emplea también en la confección del metal blanco, de la tumbaga, etc.

Combinado con el oxígeno y con los ácidos, se emplea en grandes cantidades al estado de *caparrosa azul* para la tintura de telas, la galvanoplastia, etc., y también en otras combinaciones en la pintura.

El afino del cobre no se lleva siempre al mismo punto, y de aquí depende que se encuentren en el comercio diversas calidades de metal conocidas con nombres especiales, que denotan el grado de finura á que se ha llegado en cada una de ellas. El cobre ménos afinado, y por consiguiente más impuro, se llama en español *cobre á punto de martinete* ó *cobre roseta*: éste no tiene las condiciones necesarias para emplearse en muchos de los usos á que se destina el metal, principalmente en la fabricación del latón y del bronce, para los cuales se exige mucha mayor pureza: cuando el cobre ha llegado al punto máximo de afino, se llama *cobre á punto de aleaciones*: algunas veces se distingue un grado de afino intermedio que permite al cobre alearse con el estaño, pero no con otros metales, y en este caso, se dice que el cobre está á *punto de artillería*. En Inglaterra llaman al cobre rose'a *tile copper*, y al refinado bien maleable, *tough cake*. La variedad obtenida en el procedimiento extraordinario ó con minerales excogidos, recibe, como ya se ha dicho, la denominación de *best selected*.

La composición de las principales variedades de cobre fino que se encuentran en los mercados, segun su diversa procedencia, aparece en el siguiente cuadro:

COMPOSICION DEL COBRE DE DISTINTAS PROCEDENCIAS.

PROCEDENCIA.	Cu.	As.	Sb.	Bi.	Pb.	S.	Fe.
Español (Riotinto).....	99,231	0,710	0,024	»	»	0,035	»
Inglés (Best Selected) (1)...	99,600	0,060	»	0,040	»	0,020	inds.
» (Ordinario).....	99,500	0,070	inds.	0,020	»	0,100	inds.
Norte-americano.....	99,900	»	»	»	»	»	inds.
Sueco (Atvidaberg).....	99,460	»	»	»	inds.	0,017	0,011
» (Avesta).....	99,160	»	»	»	0,480	»	,050
Ruso (Perm) (2).....	97,950	»	»	»	»	»	0,780
Italiano (Agordo).....	99,900	»	»	inds.	»	»	inds.
Prusiano (Mansfeld) (3)....	98,250	»	»	»	1,090	»	,130
Húngaro (Schmölnitz)....	99,200	0,360	0,220	inds.	»	»	inds.
Australiano (Burra-Burra)...	99,900	0,020	»	»	»	»	inds.
Filipino (4).....	90,110	1,240	0,650	0,050	»	»	inds.

La produccion anual de cobre en el mundo pasa de 45.000 toneladas, y se reparte en los diversos países productores de modo siguiente:

Inglaterra (1860).....	159.680 quintales métricos.	
Francia (1859).....	88.239	»
España (1870).....	52.790	»
Burra-Burra.....	45.142	»
Estados-Unidos de América,....	35.000	»
Austria.....	26.236	»
Suecia.....	20.000	»
Prusia.....	13.534	»
Bélgica.....	10.000	»
Italia.....	6.000	»
Pequeños estados alemanes.....	1.870	»

El precio del quintal métrico de cobre, tiene alteraciones de bastante consideracion en el mercado; segun los últimos datos mercantiles, en Inglaterra en Diciembre de 1873 era de 205 á 230 pesetas.

(1) En el cobre está incluido al óxido cuproso que puede contener disuelto.

(2) Este cobre contiene ademas 0,21 por 100 de vanadio.

(3) Roseta. Contiene ademas 0,13 de *Ag*; 0,24 de *Ni*; 0,11 de *Ca*, y 0,05 de *Al*.

(4) Cobre negro.

Fabricacion de la caparrosa azul.—Es muy frecuente en las fábricas de cobre, sobre todo en Alemania, aprovechar el cobre fino obtenido ó alguno de los productos de la fundicion, en la fabricacion de *caparrosa azul* ó sulfato de cobre, que se coloca ventajosamente en los mercados, en atencion á sus muchas aplicaciones, sobre todo en la tintura de telas.

MÉTODO DEL BAJO HARZ.—En el Bajo Harz, en la fábrica de Oker, se empieza por granular el cobre destinado á la fabricacion del vitriolo, y despues se lleva á toneles de doble fondo forrados de plomo. Sobre el fondo superior se pone primero una capa de 9 centímetros de granallas gruesas de cobre, y encima de ésta otra de 66 de granallas finas, con lo cual contiene cada tonel una carga de 17 á 18 quintales métricos. Sobre el metal, dispuesto de este modo, se vierte poco á poco cierta cantidad de ácido sulfúrico diluido y caliente, que, mediante la accion del aire atmosférico, disuelve el cobre formando el vitriolo.

La disolucion se deja correr, aún turbia, á un canal forrado de plomo, de 53 metros de largo, donde se enfria y deposita los lodos que habia arrastrado mecánicamente y que contienen oro y plata. Al mismo tiempo se deposita tambien el vitriolo y quedan unas aguas madres bastante ácidas para servir nuevamente de disolventes de otra cantidad de cobre.

El vitriolo cristalizado se disuelve otra vez en agua, y cuando la disolucion está bien clara, se lleva á cristalizadores donde deposita una caparrosa de gran pureza. Las aguas madres se emplean en la disolucion de nuevas cantidades de vitriolo mientras tengan alguna cantidad de ácido libre.

Los residuos insolubles consisten principalmente en sulfatos y arseniatos de plomo y de cal, que contienen tambien algo de cobre metálico y de plata aurífera. Una vez secos, llegan á una riqueza de 3 por 100 de esta última, 6 por 100 de cobre y cerca de 30 por 100 de plomo. Se funden primero con litargirio y despues se revivifica el producto obtenido, produciéndose escorias y plomo de obra.

MÉTODO DE FREIBERG (1).—En Freiberg se destina á la fabrica-

(1) *Notice sur le traitement métallurgique des minerais à Freiberg, par M. Ad. Carnot.*—*Annales des Mines*, 6.^a série, tomo VI, pág. 125.

cion del vitriolo una parte de la mata concentrada, segun se ha dicho ya en la página 478. La primera operacion á que se la somete con este objeto es un bocarteado, al cual sigue una calcinacion que se divide en dos períodos distintos y da en cada uno de ellos un producto diferente, que allí se distinguen con los nombres de *Vorrösten* y *Gutrösten*.

La mata bocarteada se calcina primero en un reverbero, en cantidad de 4 quintales métricos durante tres horas, despues de las cuales el producto de la calcinacion (*Vorrösten*) se muele y se lleva nuevamente al horno, en el que se mantiene durante cuatro horas la misma cantidad anterior de 4 quintales métricos, obteniéndose como producto el *Gutrösten*.

La disolucion de la mata bien calcinada (*Gutrösten*), se verifica por medio del ácido sulfúrico obtenido en las mismas cámaras de plomo sin ulterior refino, y tiene lugar en toneles forrados de plomo, de 1 metro de altura y 84 centímetros de diámetro, de la siguiente manera:

Se ponen en cada tonel 2 quintales métricos de ácido sulfúrico, de 48 á 50° Beaumé, diluido en igual cantidad de agua, y se les hace hervir por medio de la adiccion de vapor, agregando al líquido por pequeñas porciones un quintal métrico de mata calcinada y removiéndolo frecuentemente. De este modo se continúa durante unas cuatro horas, agregando de tiempo en tiempo un poco de agua para disolver la sal formada, hasta que la densidad de la disolucion sea de 40 á 42° Beaumé. Obtenida la saturacion del ácido, se cesa de agregar vapor y la ebullicion se detiene, dejando el líquido en reposo durante una hora para que se depositen las partes más finas que estaban en suspension, y la disolucion quede clara. Cuando ya lo está, se traspasa á otros depósitos por medio de sifones de plomo, y poco tiempo despues, cuando ya ha abandonado en éstos las últimas partículas sólidas que arrastraba, á las tinas de cristalización.

Los residuos insolubles de las tinas se lavan en las mismas removiéndolos con agua y de tiempo en tiempo se sacan, fundiéndolos por plomo despues de secos. Por término medio son el 20 por 100 de la mata, y tienen cerca de 15 por 100 de cobre, 30 por 100 de plomo y 1,95 de plata.

El vitriolo cristalizado, que por la gran concentracion de la disolucion tiene mal aspecto y contiene aún pequeñas cantidades de las sustancias insolubles suspendidas en el líquido, se considera como *vitriolo bruto* y se vuelve á disolver en otras tinas de plomo, en agua clara ó en aguas madres. Se hace luego cristalizar otra vez y entónces se obtiene el vitriolo refinado, que allí se llama *Cypervitriol*.

Las aguas madres de la cristalizacion del *vitriolo bruto*, que tienen una densidad de 25° Beaumé y son muy ácidas, se emplean para diluir el ácido de las cámaras ántes de emplearse en la disolucion de las matas, hasta que contienen una cantidad muy notable de hierro, en cuyo caso, despues que ha cristalizado el vitriolo, se evaporan y se obtiene el cobre que aún existe en ellas, precipitándole por medio del hierro.

Las aguas madres de la cristalizacion del *vitriolo refinado*, se emplean para la disolucion del *vitriolo bruto* mientras no contienen una cantidad notable de hierro, y despues ó se usan tambien para diluir el ácido en que se disuelve la mata, ó se evaporan, se dejan cristalizar y se destinan luego al lavado de menas calcinadas. El vitriolo obtenido en esta segunda cristalizacion, se considera en parte como vitriolo refinado, eligiendo para ello los mejores cristales; pero la mayor parte del producto vuelve á cristalizarse como el vitriolo bruto.

Despues de refinado el vitriolo se lava y se le seca en una corriente de aire caliente, formando así la mejor calidad del que se expende en el comercio.

De la cantidad de cobre contenido en las menas, se encuentra en el vitriolo cerca de 86 por 100, y 8,5 por 100 en los residuos.

El resto queda en las aguas madres ferruginosas, y sólo se pierde una pequeña parte que no excede de 2 á 2,5 por 100.

Fabricacion del bronce.—La fabricacion del bronce no va unida ordinariamente á la del cobre en las fábricas en que se obtiene este último; sin embargo, como es un metal de bastante importancia, y su composicion, las precauciones necesarias para fundirle y el moldeo de las piezas á que ha de destinarse presentan algunas particularidades, es conveniente decir algunas palabras acerca de él.

El bronce es conocido desde la antigüedad más remota, y

fue el primer metal de que hicieron uso las sociedades humanas, representando un gran progreso en la civilizacion de los pueblos prehistóricos: se ha dicho, y con razon, por la mayor parte de los arqueólogos, que sin el descubrimiento de los metales la humanidad hubiera permanecido siempre en un estado salvaje: y es un hecho evidente que la posesion del bronce, que marca una de las edades ó épocas primitivas, determinó un adelanto notabilísimo en las costumbres y en la vida entera de aquellas antiguas sociedades.

Parece extraño que siendo el bronce una aleacion compuesta de cobre y estaño, no hubiera precedido á la *edad del bronce* otra del *cobre*, en que los utensilios hechos primero de piedra labrada sólamente á golpe, y despues de piedra pulimentada, se hubieran sustituido por otros de este último metal; pero sin duda las malas condiciones que el cobre presenta para herramientas, armas, etc., y al mismo tiempo las excelentes que posee el bronce, hicieron que casi sin transicion se pasara del empleo de la piedra al de éste, porque apénas se encuentra entre los restos de esas remotas edades algun objeto que otro hecho de cobre, sin la liga correspondiente de estaño. Y sin embargo, el cobre y el estaño se conocian separadamente uno de otro, y probablemente se aleaban despues de obtener cada uno de ellos de sus menas, porque en muchas de las estaciones lacustres de la Suiza se han encontrado lingotes de cobre y de estaño casi puros, con los restos de moldes y los demas vestigios de las muchas fundiciones que allí existian (1).

Es difícil conjeturar el modo conque ese cobre y ese estaño,

(1) Mi respetable y querido amigo el eminente geólogo D. Casiano de Prado, cuyo nombre conocen y recuerdan con cariño cuantos se han ocupado de ciencias naturales, suponía que era imposible la transicion brusca de la piedra al bronce sin el intermedio del cobre; y explicaba la carencia de objetos de este último metal en las estaciones lacustres, palafitas, terramaras etc., diciendo que, conocidas las buenas propiedades del bronce, era natural se emplearan los utensilios de cobre para fundirlos con estaño y convertirlos en los que luego han llegado hasta nosotros, puesto que siendo tan imperfectos, como necesariamente habian de ser los procedimientos metalúrgicos, seria mucho más fácil re-fundir las herramientas, que procurarse cobre nuevo.

especialmente el último, llegaron á la Europa occidental. El cobre existe en bastante abundancia en esta parte del mundo, y no siendo muy difícil de reducir, es probable que se obtuviera de sus minerales por procedimientos, imperfectos bajo el punto de vista de la civilización actual, pero muy capaces de proporcionar algún metal regulino, siquiera fuese con pérdidas enormes. En cuanto al estaño, que no existe tan abundantemente, suponen algunos que debieron traerle los fenicios, bien de las costas de Cornwall, en Inglaterra, bien de la desembocadura del Loire, en cuyos puntos existen vestigios de antiguas explotaciones de este metal (1); pero por mucha antigüedad que quiera darse al comercio de los fenicios, es imposible suponer que, habiéndose fundado Sidon y Tiro mil novecientos años ántes de la era cristiana, hubieran podido los habitantes de aquellos países aventurarse en sus frágiles embarcaciones, á tan larga distancia de sus costas, hace más de cinco mil años, es decir, mil doscientos años ántes de la fundación de aquellas ciudades. Se opone además á la creencia de que los fenicios traían á la parte occidental de Europa el estaño con que en las primeras edades se fabricaba el bronce, la consideración de que no se encuentran restos de plomo correspondientes á esa época, siendo así que este metal era conocido de aquellos intrépidos navegantes, y que hubieran comerciado con él mejor que con el estaño, puesto que se obtiene de sus minerales con mucha mayor facilidad, y hubiera podido ser siempre un producto mucho más barato.

Admiten otros que la importación del cobre y el estaño la hizo un pueblo asiático, los arianos, que invadió la Europa ántes que los fenicios, y que los trajo de aquellos países orientales, cuya civilización fué durante tantos siglos muy superior á la del Occidente; y otros suponen, por último, que la mayor parte del bronce de aquella época se obtenía fundiendo juntos con carbon

(1) Existen también explotaciones de esa época en España, en las costas de Galicia; pero si ha de creerse que los fenicios traían el estaño á Europa de las islas llamadas Cassitérides, no puede admitirse esta procedencia.

la cassiterita y la pirita de cobre (1); pero el hecho incontestable es, que en una época cuya existencia puede fijarse en un período comprendido entre tres mil y mil cien años ántes de nuestra era, se fabricaba en bastante abundancia el bronce, y se moldeaban con él diferentes objetos, ya de trabajo, ya de defensá, ya de adorno.

No obstante las dificultades que en esos remotísimos siglos debieron encontrarse para fabricar y moldear el bronce, los objetos de ese metal que han llegado hasta nosotros presentan una composicion casi constante de nueve partes de cobre por una de estaño, y se fabricaban en moldes compuestos de piezas, lo cual se demuestra fácilmente por las rebabas que muchos de ellos conservan. Los broncees etruscos tienen siempre una notable proporcion de plomo. Los fundidores de aquella época debían conocer también la propiedad que el bronce tiene de ablandarse por el templado y de endurecerse por el batido: así es que los filos de las hachas y de las demas armas y herramientas presentan señales de haber sido forjadas ó *batidas*, y conservan algunas hoy mismo una dureza tal, que se comprende pudieran servir para todos los usos para que en nuestra época se emplea el hierro, sin exceptuar el de grabar inscripciones y labrar piedras de una gran dureza.

Generalizado posteriormente el uso del hierro, el bronce perdió una gran parte de sus aplicaciones y empezó á emplearse sólo para la fundicion de adornos y de monedas: en la primera parte de la edad del hierro aparecen las monedas más antiguas que se conocen, y que son de bronce fundido.

En tiempos más próximos ya á nuestra era, es decir, en la época del engrandecimiento de Grecia y de Roma, el bronce se empleaba mucho para fundir estatuas, algunas de ellas de dimensiones colosales, con las cuales se adornaban profusamente las poblaciones. Según los datos históricos no había menos de tres mil en cada una de las ciudades de Délfos, Atenas y

(1) Es difícil admitir esta última hipótesis, porque la composicion de los broncees antiguos es bastante uniforme, y esto sería imposible obteniéndose de la mezcla de minerales, cuya riqueza no podía menos de tener variaciones muy considerables.

Rodas: ésta última tenia á la entrada de su puerto la célebre estatua conocida con el nombre de *Coloso de Rodas*, que representaba á Apolo, y que, segun una tradicion errónea, tenia un pié en cada uno de los muelles del puerto, dejando pasar las embarcaciones por bajo del enorme puente formado por sus piernas. Los restos de este coloso cuando se destruyó, bastaron para cargar, segun se dice, á novecientos caballos (1).

Entre los broncees de la época greco-romana, goza de mucha celebridad el metal de Corinto, que no puede considerarse en realidad como un bronce, puesto que no tenia estaño, pero del cual se fabricaron muchas estatuas en aquella ciudad. Este metal se componia de oro, plata y cobre, y los historiadores que presumen estar más enterados dicen que le habia de tres clases; uno en que predominaba el oro; otro en que la parte principal era la plata, y otro, por último, en que los tres metales entraban en la misma proporcion.

Algunos historiadores pretenden que estas aleaciones no se formaron deliberadamente para la fundicion de las estatuas que se hicieron con ellas, sino que la gran cantidad de metales que habia en Corinto, cuando esta ciudad, emporio de la riqueza, del comercio y del lujo en aquella época, fué saqueada é incendiada por Lucio Mummio en el año 146 ántes de nuestra era, se fundió con la violencia del fuego y produjo accidentalmente el metal que se usó luego para las estatuas; pero fácil es comprender lo inverosímil de semejante aserto, si se considera la poca fusibilidad de los tres metales y la imposibilidad de que se alearan en proporciones bastante fijas, si la aleacion se hubiera hecho de ese modo.

En los tiempos relativamente modernos, el bronce se ha empleado en la maquinaria, en la fabricacion de campanas, de piezas de artillería y de monedas; pero los últimos adelantos en la fabricacion del hierro fundido y del acero, le han quitado otra vez parte de sus aplicaciones, y hoy apénas se usa más que para

(1) Esta estatua era obra de los célebres escultores Clarés de Lindo y Lachés; tenia 32 metros de elevacion, y, segun se dice, aunque esto no es creible, era maciza. Un terremoto la derribó en el año 224 ántes de nuestra era, á los 56 de haberse erigido.

las monedas, las campanas y los objetos de ornamentacion, tanto exteriores para decoracion de plazas y jardines, como interiores, en forma de pequeñas estatuas, relojes, candelabros, lámparas, etc.

El bronce consiste esencialmente, hoy como en otros tiempos, en una aleacion de cobre y estaño, á la cual suelen agregarse pequeñas cantidades de plomo y de zinc. Es un metal de color amarillo, más ó ménos rojizo, mucho más duro y tenáz que el cobre y bastante más fusible. Su testura es de grano fino cuando está bien fabricado, y puede tomar por el bruñido un hermoso pulimento. Tanto el color como la dureza, la fusibilidad, la tenacidad y el peso específico, varian entre límites muy extensos, segun la cantidad relativa de sus componentes y segun que contenga ó no zinc y plomo, que se le agregan muchas veces; pero puede sentarse como regla general, que es siempre más denso que el término medio correspondiente á los pesos específicos de los metales de que consta. El bronce destinado á la artillería tiene un peso específico de 8,45 á 8,70. Expuesto al aire húmedo se oxida fácilmente, y como el estaño y el zinc son más oxidables que el cobre, sufre una alteracion notable en su composicion.

Los ácidos sulfúrico y clorohídrico le disuelven con bastante facilidad, en caso de que no contenga plomo (1), y el ácido nítrico le ataca; pero dejando insoluble un residuo blanco de ácido estánnico, que contiene todo el estaño que habia en la aleacion.

La diversa oxidabilidad de estos metales, que todos ellos se oxidan más fácilmente que el cobre, hace que se necesite tomar algunas precauciones para fundirlos y formar la aleacion, á fin de que no se alteren las proporciones de ésta, que, sin ser las mismas en todos los objetos de bronce, deben, no obstante, ser fijas en los que son de la misma naturaleza.

Las campanas se suelen componer de una aleacion de 75 de cobre y 25 de estaño, que presenta la ventaja de tener un grano

(1) Si contiene plomo, es necesario que hierva bien el ácido clorohídrico, porque, como se sabe, el cloruro plúmbico no es soluble en agua fria; el ácido sulfúrico deja siempre en este caso un residuo de sulfato de plomo.

muy compacto y de ser bastante fusible y muy sonora. Algunas veces se agregan tambien los otros dos metales en proporciones de 5 ó 4 por 100; pero esta adiccion es más perjudicial que ventajosa, y sólo produce beneficio para los fundidores. Sin embargo, en algunas campanas inglesas se encuentra esa composicion.

La fabricacion del bronce para campanas se hace generalmente en hornos de reverbero de plaza circular ó elíptica, que unas veces tienen chimeneas y otras dan paso á la llama, simplemente al través de orificios practicados en la bóveda. La fusion se debe hacer del modo más rápido que sea posible, empezando por fundir el cobre, que es el metal que se liquida más difícilmente, y añadiendo luego el estaño, y en caso necesario el plomo y el zinc. La superficie del baño se debe cubrir con polvo de hulla ó de cok y revolverse bien la masa para que los metales se incorporen perfectamente: el moldeo se debe hacer despues de limpiar perfectamente las escorias que sobrenadan y procurando que el enfriamiento sea bastante brusco para que la licuacion no pueda separar los metales y destruir la homogeneidad de la aleacion. Las campanas, que no pueden tener soldaduras porque éstas detendrian la vibracion del metal y destruirian el sonido, se funden de una sola vez, y lo mismo sucede con las piezas de artillería; pero en aquellos objetos en que no presenta inconveniente el hacer empalmes y soldaduras, es muy preferible moldear piezas pequeñas y unir las luego unas á otras, porque así es más perfecta la fundicion.

El bronce destinado á la fabricacion de piezas de artillería, contiene más cantidad de cobre relativamente á la de estaño; puede considerarse como á propósito para este objeto, una aleacion de 90 á 91 de cobre por 10 á 9 de estaño. Sin embargo, segun las experiencias hechas en Turin en 1770, parece que la proporcion más conveniente para las piezas de grueso calibre es la que contiene 12 á 14 de estaño por 100 de cobre.

En España y en Francia, la aleacion legal para la fabricacion de piezas de artillería, es de 11 de estaño por 100 de cobre.

Los hornos empleados para la fusion del bronce destinado á las piezas de artillería, son algunas veces de plaza rectangular, y con esta disposicion se consigue acelerar la fusion, economizar bastante en el gasto de combustible y facilitar la remocion

de las materias para hacer bien la mezcla de los metales. También puede hacerse la fundición del bronce cuando éste se encuentra ya formado, en cubilotes: en este caso no se puede limpiar bien el metal de las escorias que le acompañan; pero es más difícil que se oxide el estaño, mezclado como está con el combustible, que en el caso de verificarse la fusión en hornos de reverbero.

La cabida ordinaria de los reverberos empleados para la fundición de piezas de artillería oscila entre límites muy extensos, pues los hay desde 100 hasta 350 quintales métricos. Su forma más común, lo mismo en España que en el extranjero, es la de un horno de plaza circular, cubierto con una bóveda cuya directriz es un asa de cesta: en la circunferencia de esta bóveda hay varios respiraderos, generalmente seis, que dan paso á la llama hasta el trasdos de la bóveda del horno. La carencia de chimenea en estos aparatos, procede de la necesidad de evitar una corriente de aire demasiado oxidante que ejercería sobre el bronce la misma acción que verifica en los reverberos ingleses de afinado del cobre, y que por lo tanto, oxidando de preferencia el estaño, alteraría las condiciones de la aleación.

En los extremos opuestos de un mismo diámetro de la plaza se encuentran el hogar, que es de sección próximamente cuadrada y bastante profundo, para que quepa en él una cantidad considerable de leña, y la piquera, por la cual, una vez fabricado el bronce, se ha de verter en los moldes. Hacia esta parte está inclinada toda la plaza. La carga del hogar se hace por la parte superior; la del horno por dos puertas laterales, cerradas de ordinario con sus correspondientes compuertas, que se manejan por medio de palancas y cadenas, y que se hallan en los extremos del diámetro perpendicular al que une el centro del hogar con la piquera.

Por la parte de ésta, y á una profundidad bastante considerable para que puedan caber verticalmente los moldes de las piezas que se van á fundir, se encuentra un espacio denominado la *fosa*, que se rellena de tierra, después de colocados en él los moldes con precauciones que no son de este lugar.

La plaza del horno es de ladrillos refractarios puestos de canto, y descansa sobre unas pocas hiladas de los mismos puestos

de plano. Bajo éstos hay una capa de arcilla bien apisonada, que descansa sobre una tongada de ladrillos ordinarios, colocada sobre el trasdos de la bóveda de humedad del horno. El hogar y la bóveda son tambien de ladrillos refractarios.

Terraplenada la fosa se practican en la última capa de tierra que se ha colocado unas regueras ó *cañales* que parten de la piqueta y que van á parar á los diferentes moldes, para llevar á ellos el bronce fundido cuando se hace la sangría.

Las dimensiones de un horno para fundir 280 quintales métricos, son las siguientes:

Diámetro de la plaza.....	3m,57
Longitud y anchura de la rejilla.....	1 ,14
Profundidad de ésta bajo el puente.....	1 ,62
Anchura de las puertas de carga.....	0 ,82
Seccion de los respiraderos.....	0 ,14 $\times$ 0,21
Diámetro de la piqueta..	0 ,08
Altura de la bóveda sobre el centro de la plaza....	1 ,35
Idem sobre el puente.....	0 ,62
Anchura del puente.....	1 ,14
Longitud del mismo.....	0 ,97
Profundidad de la fosa por bajo de la piqueta.....	5 ,50

La plaza presenta una inclinacion de 6° hácia la piqueta, y ésta es un poco más inclinada aún.

Como al barrenar y tornear las piezas se produce una gran cantidad de virutas y recortaduras de bronce, y como hay que cortar tambien parte del metal que se ha vertido en el molde y que rebasa del nivel á que se halla en éste la boca de la pieza (1), resulta en las fábricas una porcion de bronce sobrante de cada fundicion, que es necesario aprovechar en las siguientes, junto con el que se encuentra en las regueras de los moldes y en el horno, si habia demas en la carga. Por este motivo no se hacen las cargas con cobre y estaño nuevos, sino que se emplean estos residuos, agregando únicamente una cantidad de cobre nuevo, que no suele pasar en otros países de $\frac{1}{10}$ de la carga, y que en España ha sido durante mucho tiempo la mitad.

(1) Esta parte, que tiene gran importancia en la fundicion de los cañones, se llama en los talleres de artillería *mazarota*.

La cantidad de estaño que se agrega es la necesaria para constituir con el bronce que hay en la carga la liga de 11 por 100 que marcan las disposiciones legales sobre la materia.

En España se prepara el bronce ántes de proceder al moldeo de las piezas, y se hacen con él torales que se funden despues para la fabricacion de aquellas: en otros países el bronce se forma en el mismo momento de ir á verificar el moldeo: y en este caso se empieza por cargar en el horno las mazarotas y canales, con el cobre nuevo: cuando todo se ha fundido se agrega el estaño necesario, segun el análisis de la carga; y por último, las recortaduras y virutas, generalmente en dos veces. En este caso el metal no está completamente hecho y en disposicion de verterse en los moldes, hasta pasadas diez y seis á veinticuatro horas. El consumo de combustible es de un 66 por 100 próximamente del peso del bronce.

En España, el metal preparado de antemano tarda en fundirse de diez á once horas sólamente, y se consumen de 18 á 20 quintales de leña por 100 de bronce fundido.

El aspecto del baño metálico, observado por las puertas de carga, indica el momento oportuno de hacer la sangría: al berlingar, debe presentarse bien fluido, sin oponer la resistencia de una masa pastosa, y saltar en globulillos finos y no en hojas ó chapas; las escorias y los carboncillos que existen sobre él deben correr rápidamente del centro á la circunferencia y notarse un principio de oxidacion en las inmediaciones del puente: la llama de los respiraderos debe ser viva y rectilínea, y el horno estar al rojo blanco. El chorro de bronce cuando está á buena temperatura aparece de un color verdoso: si le presenta amarillento rojizo está mal fundido.

Cuando por estas señales se comprende que el metal tiene una temperatura de 1.850 á 2.000° centígrados, se rompe la piqueta y se deja que llene los moldes. Es menester procurar que el metal no esté mucho tiempo en el horno despues de haber adquirido la temperatura oportuna para el moldeo, porque, en caso contrario, hay muchas pérdidas de estaño.

Una vez fria la fundicion, se levantan los moldes de la fosa y se sacan de ellos las piezas, repasándolas interiormente y torneándolas si se habian fundido huecas, ó taladrándolas y tor-

neándolas si se habian hecho macizas. Despues se terminan con la lima, el cincel, etc.

El bronce presenta un grave inconveniente para la construccion de piezas de artillería y es su fragilidad, que le hace romperse fácilmente por la percusion, en las partes en que su espesor es poco considerable. Este defecto, que se notaba en los morteros y los ponía pronto fuera de servicio, se remedia elevando su temperatura hasta el rojo y sumergiendo de repente en agua fria el borde, que es la parte más quebradiza.

En diferentes épocas se han querido evitar los inconvenientes del bronce para esta clase de objetos, sustituyéndole con otras aleaciones ó agregando al cobre y al estaño algun nuevo metal que aumentara la resistencia, la elasticidad, la compacidad, etc., de la liga.

Mr. Darcet hizo algunos ensayos para introducir en la aleacion alguna cantidad de hierro; pero sus trabajos, robados, segun se dice, en 1814 por los rusos, no pudieron tener aplicacion. Posteriormente, en 1821, se hicieron nuevos ensayos bajo la direccion del general Marion, en Duay, de los cuales resultó que para formar la liga ternaria de cobre, estaño y hierro, era preciso empezar por hacer el bronce ordinario y una aleacion de partes iguales de estaño y hierro, que se agregaba despues á aquel. Segun los experimentos hechos por el coronel Desassoy, la liga más conveniente es la que se hace disolviendo en el bronce fundido hoja de lata ordinaria (y no aleacion especial de hierro y estaño), en cantidad de 1 de hoja por 100 de bronce. Pero ninguna de estas aleaciones ha dado como resultado piezas de buena calidad, y por esta razon se ha renunciado á su empleo.

Hácia el año 1862, el baron de Rosthorn, de Viena, propuso tambien una aleacion de cobre y zinc con pequeñas proporciones de estaño y hierro que, segun su inventor, tenia el color del laton, la testura compacta y sin poros, una dureza considerable y una gran aptitud para tomar pulimento. La composicion de esta aleacion, á que su autor llamaba *Metal Esterro*, era la siguiente:

Cobre.....	55,04	á	57,63
Zinc.....	42,36	á	40,22
Estaño.....	0,83	á	0,35
Hierro..	1,77	á	1,80

El peso específico de este metal es 8,37 fundido, y se puede elevar batiéndole hasta 8,40. La resistencia del metal á la extension es mayor que la del acero, y su elasticidad casi triple que las del hierro y el bronce, no obstante que su coste es ménos de la mitad que el de éste último.

Sin embargo de todas estas ventajas no se ha extendido hasta ahora su uso, y los cañones austriacos, lo mismo que los demas, se hacen preferentemente de acero.

Mucho más recientemente, en 1870, se han hecho tambien por MM. Montefiori-Levi y Kunzel estudios sobre el bronce fosforado, cuyas ventajas, en opinion de sus inventores, son grandísimas. Este bronce consiste en una aleacion de cobre y estaño que contiene pequeñas cantidades de fósforo. Segun los experimentos hechos en la Real fundicion de cañones de Lieja (1), su dureza es próximamente triple que la del bronce ordinario, presenta una estructura mucho más compacta y homogénea, y por lo tanto una resistencia mucho mayor, tanto á la explosion de la pólvora como á la erosion de los proyectiles.

Los autores no indican la cantidad de fósforo que contienen los diferentes bronce sobre que han recaído sus experimentos; pero de los datos que presentan, parece deducirse que las aleaciones más convenientes para obtener la resistencia máxima son las siguientes:

Cobre.....	93,82	ó	94,790
Estaño.....	4,73	ó	2,605
Fósforo.....	1,45	ó	2,605

La aleacion permanece, sin embargo, en el estado de un secreto, y hasta extraña Mr. Figuier en *L'Année Scientifique* de 1873, que los ingenieros belgas hayan publicado sus esperi-mentos, porque en su opinion el patriotismo exige que no se divulguen estos adelantos obtenidos en el arte de la guerra: así es, que alaba la conducta de MM. Ruolz y Fontenay, que desde 1859 tenian hechos muchos estudios sobre la adiccion de

(1) *Essais sur l'emploi de divers alliages, et spécialement du bronze phosphoreux por la coulée des bouches à feu, par G. Montefiore-Levi et C. Kunzel.*—Bruxelles, 1871.

fósforo y de manganeso á los bronce sin querer publicarlos, para que nunca pudieran servir de armas contra su patria.

La principal aplicacion que hoy tiene el bronce y la que ha tenido tambien desde muy antiguo, es la fabricacion de estátuas, bajo-relieves, jarrones y otros objetos de ornamentacion, que como ya se ha dicho, unas veces son de grandes dimensiones, para el adorno de plazas, jardines, etc., y otras pequeños para el de habitaciones; estos últimos se doran con frecuencia en la superficie. La composicion del bronce estatuuario varia bastante segun las épocas y los fundidores, y hay ocasiones en que pierde su carácter esencial para convertirse en una especie de laton.

El bronce estatuuario de buena calidad debe presentar las condiciones siguientes:

- 1.^a Tener buen color: el preferible es el amarillo rojizo.
- 2.^a Prestarse bien al trabajo de la lima y del cincel.
- 3.^a Presentar la fluidez bastante para llenar perfectamente el molde y reproducir con la mayor exactitud hasta los más pequeños detalles que en él haya formado el modelo.

4.^a Tomar un color agradable (verde semi-metálico), por la exposicion á las influencias atmosféricas ó por la aplicacion de la *patina*, es decir, de una sustancia ácido-salina que verifique rápidamente la oxidacion que con aquellas se obtiene sólo al cabo de mucho tiempo.

Todas las aleaciones de cobre y estaño en que este último metal existe en una proporcion de 15 á 6 por 100, presentan la primera condicion y tambien la de ser sumamente tenaces, en tanta mayor escala cuanto más cerca está del segundo límite la cantidad de estaño; pero estas aleaciones se descomponen con bastante facilidad y, cuando se enfrian con más ó ménos rapidez se forman compuestos que tienen diferente cantidad de estaño, segun que las partes que se han fundido con ellas tienen más ó ménos grueso: ademas no toman bien la patina y son por lo general muy duras, lo cual hace que no se presten bien al trabajo que ulteriormente han de sufrir las estátuas fabricadas con ellas.

Las aleaciones de cobre y zinc en que éste último metal no excede de 25 ni baja de 5 por 100, tienen todas en alto grado la segunda de las condiciones enunciadas; pero presentan poca re-

sistencia y las partes finas se suelen romper al cincelarse; no son muy fusibles y raras veces puede conséguirse que sean de color rojizo. Aunque toman bien la palina no se pueden destinar á la fabricacion de estátuas, por los defectos arriba expuestos.

Partiendo de estos datos, es fácil deducir que puede formarse un buen bronce estatuario agregando á las aleaciones de cobre y de zinc una corta cantidad de estaño que las haga más duras; pero segun los estudios hechos por Hoffmann, capitán de la artillería prusiana, comisionado para el estudio de estas aleaciones, no es indiferente formar el bronce aleando directamente los tres metales, sino que se debe empezar por hacer dos aleaciones, una de cobre y zinc y otra de cobre y estaño, fundiendo luego juntas estas dos aleaciones, para obtener la triple que debe constituir el bronce.

Pueden tomarse como límites de las aleaciones de esta clase, las dos que aparecen á continuacion:

Para obtener la primera se empieza por preparar una aleacion de 61,75 de cobre y 38,25 de estaño, y otra de 87,29 de cobre y 12,71 de zinc; y obtenidas estas dos se forma el bronce, fundiendo 11,25 partes de la primera para 88,75 de la segunda. De este modo se obtiene el más rojizo de todos los broncees que pueden prepararse en buenas condiciones; pero tambien el más caro de todos ellos.

La segunda se forma con 6,50 partes de la misma aleacion de cobre y estaño citada en el párrafo anterior, y 93,50 de un laton hecho con 66,25 de cobre y 33,75 de zinc. Es la más barata de todas las que presentan buenas condiciones; pero su color no es rojizo, y sí amarillo casi de oro.

Entre estos dos límites pueden formarse otras varias aleaciones que se prestan bien al objeto de fundir estátuas: Hoffmann recomienda particularmente las siete que aparecen en el siguiente cuadro:

	1	2	3	4	5	6	7
Cobre.....	84,53	83,05	81,05	78,09	73,58	70,36	66,05
Zinc.....	11,17	13,03	15,32	18,47	23,27	26,88	31,56
Estaño.....	4,30	3,92	3,63	3,44	3,15	2,76	2,39

Como la aleacion de cobre y estaño empleada para todas ellas

es siempre la misma, compuesta como arriba se ha dicho, de 61,75 de cobre y 38,25 de estaño, puede venirse fácilmente en conocimiento de la composicion que debe tener la aleacion de cobre y zinc, que varía en cada una.

La composicion marcada con el número 1, corresponde al límite más rojizo, que ántes se ha indicado; la señalada con el número 7, al más amarillento.

En la opinion de Hoffmann, no es conveniente la adicion de plomo que se hace con tanta frecuencia: los límites de la densidad del buen bronce estatuario deben ser 8,74, que corresponde á la composicion Núm. 1, y 8,47 que corresponde al Núm. 7.

La tercera de las condiciones exigidas á los bronce, es de una grandísima importancia; si al hacerse el moldeo el metal no llena bien toda la cavidad del molde adaptándose perfectamente á los detalles más pequeños de éste, la estatua obtenida necesita despues de salir de él un retoque de tanta más consideracion, cuanto más imperfecta ha salido; estas imperfecciones necesitan remediarse abriendo en la pieza huecos de forma regular, que tengan dimensiones mayores que las de la falta, y metiendo en ellos á golpe tacos del mismo metal bien recocido, que despues se liman y se cincelan reproduciendo las partes que no habian salido iguales á las del modelo. Este trabajo es siempre muy costoso, porque necesita más bien que el cincel del artesano el del artista, é importa mucho evitarle tanto como sea posible, eligiendo un bronce que se funda bien y procurando hacer el moldeo á la temperatura más alta que pueda obtenerse.

Durante mucho tiempo se ha procurado fundir de una vez las grandes estatuas, bajo-relieves, etc., y la dificultad de que el metal se mantuviera perfectamente fundido al correr por todas las partes del molde, hacia que con mucha frecuencia se estropeasen piezas de gran consideracion y se destruyeran moldes cuya construccion era costosa. En el dia el moldeo de grandes objetos se hace en trozos pequeños que se sueldan despues con un bronce más fusible y se sujetan con colas de milano. No obstante esta mejora, el bronce debe tener siempre mucha fluidez al verterse en los moldes, que no por ser más pequeños dejen muchas veces de tener partes delicadas que no puede llenar el metal si no está bien fluido. Cuando por consecuencia de la

oxidacion de los metales que acompañan al cobre en la aleacion éstos van reduciéndose á menor cantidad, la fusibilidad va siendo cada vez más pequeña y á veces el punto de fusion se eleva de tal modo, que á la temperatura á que se halla no se la puede dar salida del horno porque no corre por la piqueta, constituyendo un bronce sumamente rico en cobre, que llaman los fundidores florentinos *incantato*.

En algunas ocasiones la temperatura del horno es bastante para que se funda la aleacion aunque contenga poco estaño y aunque sea cobre casi puro; pero las condiciones del metal se alteran y no resulta ya á propósito para el objeto á que se destina. Uno de los monumentos en que este defecto de fundicion se notaba más marcadamente, era la columna de Vendôme, construida con los cañones tomados por los franceses al enemigo, en las guerras del primer imperio. La estatua de Napoleón, que la coronaba, estaba fundida con los tomados á los árabes en la guerra de Argel. El bronce de los primeros tenia la composicion siguiente:

Cobre.....	80,0
Estaño.....	10,1
Zinc.....	5,6
Plomo.....	4,3

La fundicion se hizo con poco cuidado, sin evitar que se oxidasen los metales aleados al cobre y éste sufrió una especie de afino en tan grande escala, que habiéndose empezado por construir las partes más bajas, los bajo-relieves que en ellas se encontraban tenian 6 partes de liga por 100 de cobre. El fuste de la columna ya no llegaba á esa proporcion y el capitel era cobre casi puro, que no tenia más de 0,21 por 100 de metales extraños. Consecuencia de este mismo descuido en el modo de hacer la fusion, fue el mal estado en que se obtuvieron los bajo-relieves, de los cuales tuvieron que quitar los cinceladores más de 70.000 kilogramos de bronce para dejarlos correctos. Esta cantidad de metal, que se les regaló, representa un valor muy considerable, aparte del cual recibieron 300.000 francos por su trabajo, que hubiera debido ser casi insignificante, si la fundicion se hubiera hecho con el esmero debido.

Los hermanos Keller, célebres fundidores suizos del siglo xvii

que construyeron las estatuas de Versalles y otras muchas para Francia y para otros países, tenían indudablemente más cuidado para que no se alterasen las proporciones de su bronce. En el *Dictionnaire des Arts et des Manufactures* de Laboulaye, aparecen los análisis siguientes, hechos sobre estatuas de aquel real sitio:

	1.º	2.º	3.º	Término medio.
Cobre.	91,30	91,68	91,22	91,40
Estañó.	1,00	2,32	1,78	1,70
Zinc.	6,09	4,93	5,57	5,53
Plomo.	1,61	1,07	1,43	1,37

Por ellos se ve que la aleacion de que estas estatuas están formadas es mucho más rica en cobre que la más roja de las indicadas por Hoffmann; pero tambien que las proporciones se han variado muy poco de unas á otras, y que apénas se separan de la que corresponde al término medio, lo cual indica el esmero con que se habian fundido.

Los grandes objetos de bronce no se hacen naturalmente macizos, y esta circunstancia complica bastante el procedimiento de moldeo. Antiguamente se moldeaba el bronce por el procedimiento que se llamaba de *cera perdida*; pero los grandes inconvenientes que presentaba han hecho abandonarle casi por completo.

Para moldear de este modo, se empieza por formar sobre el modelo un molde hueco de yeso, que se cubre luego en el interior con una capa de cera del mismo espesor que ha de tener el metal. Dentro de esta capa de cera se coloca una armadura de hierro capaz de sostener el bronce y en seguida se forma un molde interior de yeso, al cual queda adherida la cera. Se destruye despues el molde hueco y se corrigen los defectos que la pieza pueda presentar, lo cual exige forzosamente la mano misma del escultor que la ha construido; y por último, se forma sobre la estatua ó el objeto que está formado de yeso interiormente y de cera por la parte exterior, un nuevo molde, grueso y fuerte, llamado *molde de potea*, que se asegura con cinchos de hierro y en el cual se dejan algunos conductos llamados *bocas* y *salidas*, destinados los primeros á recibir la materia fundida y los segundos á dar salida á los gases que llenan el molde en el

momento de verter el metal. Este molde se calienta primero suavemente para fundir la cera, operacion en que á veces se tardan dos y tres semanas, y cuando ha quedado hueco el sitio del metal, se entierra entre arena bien apisonada, dejando sólo al descubierto las bocas y las salidas.

La formacion del molde exterior, sobre todo cuando no se trabaja á cera perdida y debe servir el primer molde para fundir el objeto, es sumamente difícil, porque hay necesidad de hacerle de muchas piezas, á fin de que pueda desarmarse y sacar de él el modelo; y al mismo tiempo el enlace de estas piezas debe ser tal, que reforzado el conjunto con cinchos y barras de hierro, presente bastante resistencia para poder apisonar la tierra á su alrededor. Cuando los modelos ofrecen pocas superficies lisas que permitan hacer grandes trozos de molde, el número de piezas llega á ser grandísimo. Bien pueden citarse como ejemplo de esta circunstancia los moldes que han servido para fundir los leones que decoran el pórtico del Congreso de los Diputados de Madrid, uno de los cuales tenia 2.271 piezas, algunas del tamaño de ménos de un centímetro cúbico, repartidas en las diversas partes de la figura del modo siguiente:

En los ojos.....	26 piezas.
En las orejas.....	34 "
En la boca.....	91 "
En el resto del cuerpo.....	2.120 "

Las colas se fundieron aparte y están soldadas despues de hechos los leones (1).

Fácilmente se comprenden las dificultades de este sistema, dificultades que en la práctica se aumentan con el empeño de hacer de una sola vez el moldeo de grandes piezas. Así es que en las épocas en que se hacian de este modo los moldes el va-

(1) Estos datos y todos los demas relativos á estos leones, verdadera obra de arte, tanto más estimable cuanto que se fundió en una fábrica destinada á otro objeto completamente distinto y en la cual faltaban ó escaseaban muchos de los medios indispensables para llevarla á cabo, se los debo á la amabilidad de los Sres. D. Ramon de Ossa y Giraldo y D. Luis Ruiz, director el primero y subdirector el segundo de la fundicion de bronce de Sevilla, á quienes tengo la mayor satisfaccion en rendir aquí este tributo de justicia y de agradecimiento.

lor del bronce se consideraba de poquísima importancia comparado con el de la mano de obra, puesto que las piezas salían informes de ellos y tenía necesidad de repasarlas el mismo escultor que había formado el modelo, lo cual le daba un gran valor artístico, pero impedía casi en absoluto su reproducción, porque un objeto de estos costaba sumas enormes.

En el día la parte industrial tiene más importancia que la artística en la fusión de los bronce. Las condiciones de la vida actual exigen una baratura relativa en estos objetos de lujo, y es preciso que una vez hecho el modelo, pueda reproducirse con facilidad y sin que el artista haya de poner su trabajo en cada uno de los ejemplares. El moldeo se verifica en arcilla ó en arena, especialmente en esta última y en pedazos relativamente pequeños; es necesario tener un gran esmero en la elección de estos trozos, es decir, en lo que pudiera llamarse el despiezo de las estatuas, porque debe procurarse que las uniones se perciban poco y que el modelo no pierda ni su carácter, ni ninguno de los rasgos que el artista ha impreso en él. La arcilla para el moldeo debe estar exenta en lo posible de caliza: se mezcla con polvo de carbon, se coloca en bastidores ó cajas de hierro y se toma en cada una de ellas la mitad de cada uno de los trozos en que se ha dividido el objeto, haciendo luego que por medio de puntos de coincidencia, salientes en una de las mitades y huecos en la otra, queden en la posición debida cuando no tengan dentro el objeto; se practican las bocas y las salidas necesarias, se espolvorea el molde con polvo de carbon y se cuece. Después se forma la armadura interior y sobre ella se moldea un objeto de la misma sustancia de los moldes, que se retira cuando tiene bastante consistencia y del cual se corta una cantidad igual al espesor que quiere darse al objeto; esto es difícil y exige bastante práctica, porque en buenas condiciones el espesor del bronce debe ser lo más pequeño y lo más uniforme que sea posible. Cuando se ha quitado esta parte, se coloca el núcleo en el sitio que le corresponde y se hace el moldeo. El objeto, una vez frío, se saca, se le quitan los trozos de metal que llenaban las bocas y las salidas, y apenas hay necesidad de retocarle. Esta perfección, obtenida desde hace pocos años, ha permitido que se rebaje notablemente el coste de las estatuas y de los objetos

de bronce, que no se pagan hoy á más de 5 ó 6 pesetas el kilógramo. Miéntas que la estatua de Luis XII, erigida en Lyon, costaba al gobierno de Luis XVIII en Francia, 200.000 francos, la de Napoleon I y los cuatro bajo-relieves que acompañan al monumento erigido en 1853 en la misma ciudad, fundidos por los Sres. Eck y Durand, no han costado más que 61.000 francos, es decir, poco más de la cuarta parte.

Los broncees que han de estar expuestos á las influencias atmosféricas, se cubren al cabo de bastante tiempo de una cutícula oxidada de un color verde oscuro, que se llama *patina antigua* ó simplemente *patina* (1). En los broncees modernos se procura formar artificialmente esta cutícula, imitando la de los broncees antiguos y para ello se emplean disoluciones algo ácidas, que se extienden en capas muy delgadas sobre las estatuas, columnas, etc. Estas disoluciones se forman, por regla general, de la siguiente manera: se disuelven cuatro partes de sal amoniaco y una de sal de acederas en quinientas de vinagre blanco, y se moja un pincel en esta disolucion, exprimiéndole luego con la mano y pasándole despues muy ligeramente sobre el bronce con la humedad que le ha quedado. Despues se seca el objeto al sol ó en una estufa y se repite la operacion hasta obtener el tinte que se desea.

En vez de la disolucion citada puede emplearse una compuesta de tres partes de cremor tártaro, una de sal amoniaco y seis de sal comun, disueltas en ocho partes de una disolucion de nitrato de cobre que marque una densidad de 1,460. Esta disolucion se extiende sobre el objeto y se le deja expuesto algun tiempo al aire húmedo, con lo cual se obtiene una capa verdosa que no se desprende con facilidad. Cuanta más sal comun contiene la mezcla, más verdosa resulta la patina y más azulada cuanto ménos sal contiene. La sal amoniaco acelera la formacion de la capa, pero la quita parte de su solidez y de su hermosura. En algunas ocasiones los objetos de bronce se ex-

(1) Segun el Dr. Wibel la patina de los broncees prehistóricos llega algunas veces á tener un espesor de 2 ó 3 milímetros y está formada por dos capas sobrepuestas, la más exterior de carbonato y la más interior de óxido de cobre.

ponen á las influencias atmosféricas sin darles preparacion alguna, ántes bien dejándolos con su color dorado natural; el tiempo oxida los metales en la superficie y van tomando la patina por sí solos. Así se ha hecho con las puertas del Congreso de los Diputados de Madrid.

El bronce que se destina á objetos de ornamentacion interior, se dora con mucha frecuencia, y para este objeto conviene darle mucha compacidad á fin de evitar un gasto supérfluo de oro, y al mismo tiempo un color amarillo rojizo que se preste bien al dorado. La composicion más á propósito para piezas pequeñas, es la siguiente:

Cobre.....	82
Zinc.....	19
Estaño.....	3 ó 1
Plomo.....	1, 5 ó 3

Esta aleacion es la que generalmente se recomienda; pero á causa del plomo que contiene, es poco tenaz y parece que absorbe bastante cantidad de amalgama cuando se va á dorar.

Para evitar en lo posible el gasto de oro, se debe emplear la siguiente composicion, que, segun dicen, no necesita para dorarse más que la tercera parte de oro que el bronce ordinario.

Cobre.....	82,257
Zinc.....	17,481
Estaño.....	0,238
Plomo.....	0,024

Los objetos de bronce ántes de dorarse se colocan en un hornillo sobre carbones encendidos hasta que adquieran la temperatura del rojo oscuro y despues se dejan al aire, con lo cual no sólo quedan limpios de toda materia grasa, sino que oxidándose el zinc en una gran parte, deja en la superficie del objeto un color rojizo más pronunciado, que es más á propósito para recibir el oro. Si se cubren de una película negra se lavan con un ácido diluido ó con ácido nítrico de 1,324 de densidad, al que se agrega un poco de sal comun y á veces un poco de sebo, que no puede asegurarse que haga buen efecto. Despues se les aplica el oro, por procedimientos que no hay para qué indicar en este Curso.

El bronce se emplea tambien en la fabricacion de espejos

metálicos para instrumentos de física, para reflectores, etc. En este caso las aleaciones se componen por lo comun de una parte de estaño y dos de cobre, y á fin de darles mayor blancura y mejor aptitud para el pulimento, se les suele agregar un poco de arsénico. En el cuadro estampado en una de las páginas siguientes aparece la composicion de diferentes broncees destinados á este uso.

En el día se emplea el bronce en muchos países para la fabricacion de moneda fraccionaria, que ántes se hacia de cobre fino, y que por lo tanto era muy blanda y se desgastaba fácilmente, originando con frecuencia el gasto de su reacuñacion: esta circunstancia hacia que fuera preciso dar á las monedas un valor nominal mucho más elevado que su valor intrínseco, y por consiguiente incitaba al fraude de fabricar moneda de buenas condiciones intrínsecas, pero hecha fuera de las fábricas del Estado, que en casi todo el mundo conservan hoy el privilegio de hacer la moneda. Las piezas fraccionarias de bronce presentan muy buenas condiciones para el acuñado, y como despues de sufrir el golpe de la prensa en que se hacen quedan muy duras, son mucho más permanentes que las hechas de cobre.

La aleacion monetaria está sujeta, como es natural, á leyes en los diversos países. En España, donde se usa esta clase de moneda fraccionaria desde 1864, está compuesta de

Cobre.....	95 partes.
Estaño.....	4 "
Zinc.....	1 "

La composicion más oportuna para la acuñacion de medallas, es la de una parte de estaño para 99 de cobre; y aún resulta mejor, si se agregan 2 ó 3 por 100 de zinc. Cuando las medallas han de tener mucho realce, no pueden hacerse de una vez sola y deben pasar tres ó cuatro por la prensa, recociéndolas al rojo y echándolas de repente en agua fria entre uno y otro golpe.

Para cuños muy profundos es necesario disminuir la cantidad de cobre, y se suelen hacer de aleaciones compuestas de

Cobre.....	90 á 95
Estaño.....	10 á 5

Dumas recomienda las formadas de

Término medio.

Cobre.....	93,50 á 90,10	92
Estaño.....	6,50 á 9,90	8

Las proporciones de los diversos cuerpos que entran á componer el bronce, varían entre límites muy extensos, según el uso á que la aleación se destina, y aún entre las destinadas á uno mismo, según las épocas, los países, y hasta puede decirse que el capricho ó la habilidad de los fundidores. El siguiente cuadro presenta los análisis de una porción de objetos de bronce, antiguos y modernos, que pueden servir como término de comparacion en las investigaciones analíticas, y como guía, para la fabricacion de los que tienen uso actualmente en las diversas industrias.

COMPOSICION DE DIVERSAS ESPECIES DE BRONCE.

DESIGNACION DE LOS OBJETOS.	ÉPOCA.	COBRE.	ESTAÑO.	PLOMO.	HIERRO.	ZINC.
MONEDAS Y MEDALLAS.	<i>A. a de J. C.</i>					
Ases.....	500	69,69	7,16	21,82	0,47	»
Medios ases ó semises....	Id.	62,04	7,66	29,32	0,18	»
Alejandro el Grande.....	335	86,77	12,99	»	»	»
Filipo V.....	200	85,15	11,12	2,85	0,42	»
Tolomeo IX.....	70	84,21	15,64	»	inds.	»
Pompeyo.....	53	74,17	8,47	16,15	0,29	»
César, núm. 1.....	45	81,40	»	»	»	18,60
» núm. 2 (1).....	Id.	87,60	6,10	6,10	»	»
Augusto y Agrippa.....	30	78,47	12,96	8,62	inds.	»
Célticas (de Alemania y Francia) núm. 1.....	?	90,68	7,43	1,28	inds.	»
» núm. 2.....	?	90,18	9,81	»	inds.	»
» núm. 3.....	?	89,33	9,19	»	0,33	»
» núm. 4.....	?	83,61	10,79	3,20	0,58	»
Aticas. núm. 1.....	?	87,70	11,60	»	0,30	»
» núm. 2 (2).....	?	88,80	9,60	»	1,20	»
	<i>Era Crist.</i>					
Neron.....	68	80,10	»	»	»	19,90
Tito.....	79	83,04	»	»	0,50	15,84
Victorino (3).....	262	97,13	0,10	inds.	1,01	»
Tétrico (4).....	267	98,50	0,37	inds.	0,46	»

DESIGNACION DE LOS OBJETOS.	ÉPOCA.	COBRE.	ESTAÑO.	PLOMO.	HIERRO.	ZINC.
MONEDAS Y MEDALLAS.						
Tácito (5).....	275	91,46	»	»	2,31	15,84
Probo (6).....	Id.	94,65	0,45	0,45	0,80	»
Chinas.....	»	91,00	»	»	2,50	6,50
Cochinchinas.....	»	79,00	4,00	7,00	inds.	10,00
Sueldos franceses de Luis XV.....	1715—74	99,34	0,35	»	»	0,30
» de Luis XVI.	1774—93	99,60	»	0,40	»	1,00
Sueldos de la república francesa, núm. 1.....	1789—99	86,04	14,00	»	»	»
» núm. 2.....	Id.	96,00	4,00	»	»	»
Con el busto de la libertad.	Id.	95,87	2,63	1,33	»	0,17
Españolas, francesas y suecas modernas.....	»	95,00	4,00	»	»	1,00
Dinamarquesas.....	»	90,00	5,00	»	»	5,00
Italianas.....	»	95,00	5,00	»	»	»
ARMAS						
Y HERRAMIENTAS ANTIGUAS.						
Hachas de las habitaciones lacustres (7), núm. 1.	bronce.	87,64	10,63	»	»	»
» núm. 2.	»	88,48	10,53	0,27	»	»
» núm. 3.	»	89,42	8,49	0,85	»	»
Espadas, núm. 1.....	»	87,30	6,71	0,28	»	»
» núm. 2.....	»	89,89	9,35	0,16	»	»
Cuchillos, núm. 1.....	»	87,97	8,66	»	»	»
» núm. 2.....	»	88,54	9,29	0,34	»	»
» núm. 3.....	»	88,38	9,50	»	»	»
Espadas célticas de Rugen, núm. 1.....	?	88,00	12,00	»	»	»
» núm. 2.....	?	84,80	15,20	»	»	»
» de Giessen (8).....	?	91,90	6,70	0,70	»	»
Hachas célticas de Landshut.....	?	83,30	16,70	inds.	»	»
» de fractura rojiza.	?	75,00	25,00	inds.	»	»
» de fractura pálida.	?	78,92	9,51	6,18	1,96	inds.
Id. del país de Gales (9).	?	76,60	22,20	»	»	»
Punta de flecha egipcia..	?	94,00	5,90	»	0,10	»
Cinzel de Tébas.....	?	81,24	18,70	»	»	»
Cuñas de los bosques de Ageux.....	»	89,29	10,71	»	»	»
» de las cercanías de Strasburgo.....	»	82,80	17,20	»	»	»
» de Bresle.....	»	85,00	15,00	»	»	»
Hoces de las cercanías de Muhlorse.....	»	87,00	13,00	»	»	»
» de Rugen.....	»	97,75	2,25	»	»	»
Clavos antiguos.....	»					

DESIGNACION DE LOS OBJETOS.	ÉPOCA.	COBRE.	ESTAÑO.	PLOMO.	HIERRO.	ZINC.
ADORNOS ANTIGUOS.						
Hebilla ó fíbula de Sicilia.	»	78,90	11,00	»	»	»
Sortija de Rugen.....	»	90,00	10,00	»	»	»
» de Bohemia.....	»	87,10	11,60	»	»	»
Brazaletes lacustres, nú-						
mero 1.....	»	89,98	7,26	1,12	»	»
» núm. 2.....	»	85,21	6,09	4,53	»	»
» núm. 3.....	»	87,39	8,67	3,25	»	»
» núm. 4.....	»	85,63	9,38	4,64	»	»
Cadenas lacustres, núme-						
ro 1.....	»	83,15	8,20	5,88	»	0,68 Ni.
» núm. 2.....	»	75,38	11,52	12,64	»	»
Collar.....	»	94,66	8,34	16,62	»	»
CAMPANAS.						
Alemanas y francesas....	»	78,00	22,00	»	»	»
Inglesas modernas.....	»	80,00	11,00	3,00	6,00	»
» antiguas.....	»	60,00	40,00	»	»	»
Campanillas de habita-						
ciones de						
Iserlhon....	»	80,00	20,00	»	»	»
» pequeñas..	»	60,00	35,00	»	»	5,00
Timbres suizos para relo-						
jes.....	»	75,20	24,80	»	»	»
Platillos turcos.....	»	78,55	20,28	0,54	0,18	»
Tam-tam chino, núm. 1...	»	75,00	25,00	»	»	»
» núm. 2...	»	80,00	20,00	»	»	»
Las mezclas más reco-						
mendables para camp-						
nas, son, segun Bolley						
(10), núm. 1.....	»	78,80	22,20	»	»	»
núm. 2.....	»	60,00	40,00	»	»	»
ESPEJOS						
Y REFLECTORES.						
Espejos de telescopios....	»	68,82	31,18	»	»	»
» antiguos.....	»	62,00	32,00	6,00	»	»
» de mucho brillo,						
algo amarillen-	»	50,00	28,60	»	»	21,40
tos.....						
» muy blancos y						
muy brillan-	»	63,30	32,10	»	1,60 As.	»
tes.....						
» segun la fórmula						
de Edwards....	»	64,00	32,00		4,00 As.	»

DESIGNACION DE LOS OBJETOS.	ÉPOCA.	COBRE.	ESTAÑO.	PLOMO.	HIERRO.	ZINC.
ESPEJOS						
Y REFLECTORES.						
Espejos chinos.....	»	80,40	»	9,10	8,40 Sb.	»
Reflectores de Richard- son	»	65,30	30,00	2,00 Ag.	2,00 As.	0,70
—						
MAQUINARIA.						
Pistones de máquinas de						
» vapor, núm. 1.	»	89,00	2,00	»	»	9,00
» núm. 2.	»	74,10	3,70	»	»	22,20
» núm. 3.	»	88,50	2,60	»	»	8,90
» núm. 4.	»	84,00	2,90	4,70	»	8,40
Coginetes para locomo- ras, núm. 1 (Francia)...	»	82,00	10,00	»	»	8,00
» núm. 2 (Bélgica)...	»	86,00	14,00	»	»	»
» para carruajes,						
» núm. 1.....	»	78,00	20,00	»	»	2,00
» núm. 2.....	»	83,70	14,20	»	»	2,10
» núm. 3.....	»	85,50	12,80	»	»	2,10
» núm. 4.....	»	83,70	8,80	»	»	7,50
» núm. 5.....	»	85,25	12,75	»	»	2,00
» núm. 6.....	»	88,00	12,00	»	»	»
Cilindros de vapor, nú- mero 1.....	»	88,00	10,00	»	»	2,00
» núm. 2.....	»	88,00	12,00	»	»	»
» núm. 3.....	»	90,00	10,00	»	»	»
Collares para excéntri- cas, núm. 1....	»	84,00	14,00	»	»	2,00
» núm. 2....	»	80,00	16,00	»	2,00 Sb.	2,00
» núm. 3....	»	74,50	9,50	7,10	»	8,90
Prensas para cajas de es- topas, núm. 1....	»	90,20	3,50	»	»	6,30
» núm. 2....	»	90,25	3,50	»	»	6,21
Para silbatos de locomo- toras, núm. 1 (Soni- do claro).....	»	80,00	18,00	»	200, Sb.	»
» núm. 2 (Menos claro)	»	81,00	17,00	»	2,00 Sb.	»
» núm. 3.....	»	80,00	18,00	»	»	2,00
Piezas que deben soldarse con otras de hierro.....	»	78,70	15,00	»	»	6,30
Ruedas dentadas.....	»	88,80	8,50	»	»	2,70
—						
OBJETOS DIVERSOS.						
Balanzas, pesas, estuches de matemáticas.....	»	90,00	8,00	»	»	2,00

DESIGNACION DE LOS OBJETOS.	ÉPOCA.	COBRE.	ESTAÑO.	PLOMO.	HIERRO.	ZINC.
OBJETOS DIVERSOS.						
Medidas é instrumentos de matemáticas (11)....	»	82,10	12,80	»	»	5,10
Oro de Manheim (para fundir objetos peque- ños).	»	79,10	13,10	»	»	7,80
Similor.....	»	83,70	7,00	»	»	9,30
Oro falso común para bi- sutería (12).....	»	77,20	15,80	»	»	7,00
Tumbaga.....	»	80,00	5,50	»	»	5,50
Clavos para el forrado de buques, núm. 1....	»	63,60	8,70	2,60	»	24,60
» núm. 2 (13).	»	52,70	»	4,70	»	41,20
ARTILLERÍA.						
Cañones españoles y fran- ceses.....	»	91,10	9,90	»	»	»
» prusianos, aus- tríacos bávaros, rusos y sajones..	»	90,90	9,10	»	»	»
» ingleses, núm. 1.	»	91,74	8,26	»	»	»
» » núm. 2.	»	90,00	10,00	»	»	»
» » núm. 3.	»	88,00	12,00	»	»	»
» » núm. 4.	»	92,00	8,00	»	»	»
» daneses.....	»	90,00	8,90	»	»	1,10
» chinos.....	»	71,20	»	»	1,40	27,40
» cochinchinos. ...	»	77,20	3,40	13,20	1,20	5,00
» de los hermanos Keller.....	»	91,50	7,80	»	»	0,70
Bronce recomendado por Berthier.....	»	83,80	15,70	0,50	»	»

(1) Término medio de seis análisis.

(2) Casi todas las monedas que preceden tienen indicios de azúfre, y algunas también de níquel y cobalto.

(3) Contiene 1,76 de plata.

(4) " 5,92 "

(5) " 3,22 "

(6) Posteriormente á esta época, existieron todavía durante algunos siglos monedas de bronce, entre ellas los *feluses* árabes, acuñados en Andalucía; pero no he podido encontrar análisis de esas monedas.

(7) Término medio de cuatro análisis de Fellemberg. Contienen además 1,32 por 100 de níquel y cobalto, y también se encuentran estos dos metales é indicios de hierro y plata en los demás objetos de las estaciones lacustres, cuyos análisis siguen á los referentes á esta nota.

(8) Además contiene 0,30 por 100 de arsénico, y 0,30 por 100 de azufre.

(9) Tiene 2,80 por 100 de níquel.

(10) *Manuel pratique d'essais et de recherches chimiques, appliquées aux arts et à l'industrie, par P. A. Bolleg.*—Traducción francesa de Gautier, página 341.

(11) Tiene la ventaja para este objeto de sufrir pocas variaciones por las diferencias de temperatura.

(12) Si se quiere que se preste á un gran pulimento, debe reemplazarse el estaño por una mezcla de plomo y antimonio.

(13) Los clavos, compuestos del modo que indica el número 1, resisten perfectamente al agua de mar; los del número 2 se oxidan con facilidad.

Va se han indicado en las páginas anteriores las condiciones que debe tener un buen bronce estatuario, y las aleaciones que mejor las reúnen: falta únicamente, para terminar, presentar los análisis de algunas estatuas notables, antiguas y modernas, para que se pueda juzgar del efecto que se obtiene empleando las diferentes ligas con que aquellas se han fabricado. Como en el caso de fundirse estatuas de bronce, es muy importante conocer, siquiera sea aproximadamente, el peso que han de tener, aparece en el cuadro relativo á los análisis de estatuas, una columna con la densidad de los bronce correspondientes, determinada en unos casos experimentalmente, y en otros por el cálculo.

COMPOSICION DE LOS BRONCES DE ALGUNAS ESTATUAS.

DESIGNACION DE LAS ESTATUAS.	SITIO donde se encuentran.	COBRE.	ZINC.	ESTAÑO.	PLOMO.	DEN- SIDAD.
Romanas antiguas, nú- mero 1.....	»	72,00	2,00	22,00	4,00	8,76
» núm. 2 (1).....	»	89,50	»	8,50	2,00	8,83
Griegas.....	»	62,00	»	32,00	6,00	8,55
Grupo de Marte y Vé- nus (2).....	Munich.	94,12	0,30	4,77	0,67	8,66
El Gran Elector, Federico Guillermo (3).....	Berlin.	87,91	1,38	7,45	2,65	8,77
Germanico (4).....	Postdam.	89,30	2,44	6,96	0,62	8,71

DESIGNACION DE LAS ESTATUAS.	SITIO donde se encuentran.	COBRE.	ZINC.	ESTAÑO.	PLOMO.	DEN- SIDAD.
Enrique IV (ecuestre) (5).	París.	89,62	4,20	5,70	0,48	8,73
La Libertad (6).	»	92,00	4,20	3,00	0,70	8,78
Molière (7).	»	90,30	2,50	5,90	1,20	8,79
Luis XIV (ecuestre) (8)...	»	91,40	5,53	1,70	1,37	8,81
Luis XII.....	Lyon.	90,85	5,27	2,81	1,07	8,79
Napoleon.....	»	84,80	6,00	5,80	2,70	8,89
Luis XV (9).....	Burdeos.	82,45	10,30	4,10	3,15	8,48
Rousseau.....	Ginebra.	85,60	7,80	6,20	0,40	8,67
Corneille (10).....	Rouen.	90,45	6,20	2,15	1,20	8,79
Estatuas fundidas por Keller, núm. 1.....	Versalles.	91,22	5,57	1,78	1,43	8,81
núm. 2.....	»	91,68	4,93	2,32	1,07	8,80
núm. 3.....	»	91,30	6,09	1,00	1,61	9,02
Cosme I (ecuestre) (11)...	Florenzia.	87,47	»	10,89	0,69	8,69
Felipe IV » (12).	Madrid.	88,43	inds.	9,91	0,99	8,71
Felipe III » (13).						
Cervantes (14).....	»	89,68	0,90	8,05	0,49	8,67
Mendizábal (15).....	»	91,24	3,74	2,75	1,88	8,80
Murillo (16).....	»	90,00	7,00	3,00	»	8,72
Leones de la fachada del Congreso (17).....	»	88,00	0,50	10,00	1,50	8,65

(1) Encontrada en las inmediaciones de Lillebonne, y analizada por Vauquelin.

(2) Fundida en 1585. Además contiene 0,48 por 100 de níquel.

(3) Fundida en 1703. Además contiene 0,20 por 100 de níquel e indicios de antimonio.

(4) Fundida en 1820 por Hopfgarten. Presenta indicios de hierro.

(5) El caballo original de Juan de Bolonia fué regalado por Cosme de Médicis a su hija María, y destinado a una estatua del Gran Duque Fernando: María resolvió colocar sobre él la estatua de Enrique IV, y para ello hizo elevar el pedestal, sobre el cual colocó el caballo, encargando al célebre Dupré la figura del jinete. Esta se hizo, pero no llegó a colocarse, y fué fundida en tiempo de la República para hacer cañones. En 1818 se erigió la que hoy existe, costeada por una suscripción nacional y fundida con el bronce de la estatua de Napoleón, que coronaba la columna de Vendôme durante el Imperio. Es obra de Lemot.

(6) Colocada en la parte superior de la columna de Julio. Es original de Dumont.

(7) En la fuente que lleva su nombre: es original de Sourre.

(8) Era original de Francisco Girardon, y la fundió Baltasar Keller. Hubo necesidad para construirla de un taller especial. Tenía 7 metros de altura y 26.311 kilogramos de peso, y se moldeó en un solo trozo. Fué

erigida en 1689 y destruida por los republicanos en 1792: se hallaba en el centro de la plaza de Vendôme.

(9) Fundida por Lemoyne en 1750.

(10) Fundida en cuatro trozos á cera perdida, por Honorato Gonon, en 1833. Pesa 5.000 kilogramos.

(11) Original de Juan de Bolonia. Erigida en 1594.

(12) Original de Pedro Tacca, florentino, y regalada á S. M. C. por la Gran Duquesa de Toscana Cristina de Lorena. El autor la hizo con arreglo al retrato del rey, que le mandó de Madrid D. Diego Velazquez. Dicese que éste, con objeto de originar dificultades al escultor florentino, pues queria que fuera otro el encargado de aquella obra, suscitó en el rey la idea de que el caballo no estuviera en actitud de paso ó de reposo, sino en actitud de galope ó de corbeta, con las manos levantadas, y de este modo se hizo el retrato que existe aún en el Museo del palacio Pitti, de Florencia. El escultor toscano, no obstante las muchas dificultades que algunos encontraban para que pudiera estar en equilibrio sobre una base de tan poca extension como la que presentaban las dos piernas y la cola, una mole tan inmensa como la de la estatua, cuyo peso es de 18.000 libras (8.280 kilogramos), se resolvió á ejecutar el trabajo, y lo consiguió macizando la parte trasera y dejando hueco el cuarto delantero, en tales términos, que el caballo se mantiene en perfecto equilibrio sin necesidad de grapa ni tornillo alguno que le sujete; poniéndose sólo los que hoy tiene, unidos con plomo al pedestal de piedra, por pura precaucion. Posteriormente se han hecho algunas otras estatuas en esta actitud; pero cabe á Tacca la gloria de haber sido el primero que lo consiguió. Segun se cree, consultó para la cuestion mecánica á Galileo, quien le indicó los medios de resolverla. El caballo se fundió en siete trozos; cinco de los remos y la cola y dos del cuerpo, divididos por la cinchera. El ginete, como era natural, se fundió aparte. La estatua está tasada en 40.000 doblones y fué la última obra de su autor, que murió poco tiempo despues de concluida, al parecer, á consecuencia de los disgustos que le proporcionó el ministro encargado por el Gran Duque de entender en los gastos que habia originado. Está firmada en la la cincha de la silla, con esta inscripcion:

PETRVS TACCA F. FLORENTIE, ANNO SALUTIS MDCXL.

(13) El modelo es original de Juan de Bolonia, y fué su última obra, llevada á cabo á la avanzada edad de 80 años. Habiendo muerto antes de poder hacer la fundicion, se encargó de ésta su discípulo Pedro Tacca, que la firmó en las cinchas, con esta inscripcion:

PETRVS TACCA F. FLORENTIE, 1614.

Pesa 5.570 kilogramos, y es hueca toda ella, sin más armazon interior que la necesaria para sostener la cola del caballo, que no llega al suelo. El espesor del bronce es muy uniforme y no pasa de 6 milímetros. Los tacos de metal con que se han resanado los defectos de la fundicion, que

por cierto son muchos, no tienen la misma composicion que el resto del bronce, sino que están compuestos de una aleacion de nueve partes de cobre y una de estaño, perfectamente recocida y que se presta muy bien al batido y al cincelado. El metal está analizado en el laboratorio de la Escuela de Minas, por el ingeniero D. Perfecto Clemencin, que sólo se ha ocupado de buscar los cuatro metales que constituyen esencialmente la aleacion, prescindiendo de las impurezas. Contiene ademas 0,51 por 100 de hierro. Debo consignar aqui, como testimonio de mi agradecimiento y de la proteccion que dispensan á toda clase de trabajos que pueden prestar alguna utilidad, la benevolencia con que tanto el señor Marqués de Sardoal, Alcalde de Madrid, como los señores Concejales don Constantino Fernandez Vallin, Marqués de Muros, y D. Juan Pablo Marina, me han permitido que tomara de la referida estatua y de las demas de Madrid, las muestras que han servido para hacer los análisis, determinar las densidades, etc.

(14) El modelo es de D. Antonio Solá, Director de los pensionados en Roma en 1834. La fundicion la hicieron en la misma ciudad de Roma los célebres artistas Luis Yollage y Guillermo Hopfgarten. El metal de que se compone es de buen color, pero un poco ágrío. Segun noticias que debo á la amabilidad del Sr. D. Ponciano Ponzano, pensionado en Roma en aquella época, los fundidores compraron una buena parte del bronce á unos judíos, que le vendieron manifestando que procedia de cañones y mosquetes tomados á los turcos en la batalla de Lepanto; y si el hecho indicado por aquellos mercaderes fuera exacto, seria ciertamente notable que hubiera servido para fundir la estatua del inmortal autor de *El Quijote* el metal de las armas cuyos disparos le dejaron manco. En la parte posterior del plinto tiene una inscripcion que dice: "Antonio Solá, barcelonés, la hizo en Roma el año 1834." Y debajo: "Luis Yollage y Guillermo Hopfgarten, prusianos, la fundieron." La estatua y el pedestal que la sostiene fueron costeados por el Sr. Varela, comisario general de Cruzada. Análisis del Sr. Clemencin.

(15) Original de D. José Gragera, y fundida por los Sres. Eck y Durand, de París. El metal es rojizo, muy blando y algo quebradizo. Está muy mal fundido y presenta muchísimos poros. Se fundió en una sola pieza. Análisis del Sr. Clemencin.

(16) Original de D. Sabino Medina, y fundida en casa de Mr. Thiebaud, en París. El modelo estaba dividido en los siguientes trozos: La cabeza; el cuerpo, hasta por debajo del final de la ropilla; las piernas, incluso el plinto; el pedestal en que se apoya la mano izquierda; la mano izquierda. Se erigió en el año 1871.

(17) Son originales ambos de D. Ponciano Ponzano y se fundieron en 1865 en la fábrica de bronce de Sevilla, con el metal procedente de los cañones tomados á los marroquíes en la guerra de Africa. El deseo de atender exageradamente á la verdad histórica, hizo que se fundieran con la misma aleacion de dichos cañones sin agregarles algun otro me-

tal, cosa que hubiera sido conveniente para darle mejores condiciones. La falta de material á propósito para una obra de esta índole, hizo que no pudieran aprovecharse para ella los reverberos existentes en el establecimiento, y la fusion preparatoria del metal y la definitiva para verterle en los moldes se hizo en un cubilote, lo cual impidió que pudiera escoriarse y entrar más limpio en aquellos. Los moldes se hicieron de arena, por operarios todos españoles: en el primero se tardaron cuatro meses y en el segundo dos. La fundicion se hizo de una sola vez, á excepcion de las colas en ambos, y salieron desde luego no solo útiles, sino con muchas ménos imperfecciones de las que suelen sacar objetos tan grandes, lo cual es tanto más notable, cuanto que el metal no tenia todas las condiciones apetecibles, y no se pudo berlingar y escoriar ántes de hacer la sangría. Se fundieron de lado quedando en la parte inferior del molde el globo sobre que tienen apoyada una de las manos.

En la operacion del cincelado y en las preparatorias para él, se tardaron cerca de siete años, porque fué muy corto el personal que pudo dedicarse á estos trabajos, tan distintos de los que de ordinario se presentan en una fábrica de cañones. En esta parte de la obra dirigió á los operarios de la fábrica Mr. Bergeret, hábil cincelador francés, que hacia ya años estaba empleado en la fábrica de Trubia. Uno de los leones pesa 2.300 kilogramos, y el otro 2.668. El espesor del metal es término medio de unos 25 milímetros, y no tienen armadura ninguna interior. Las colas están sugetas al cuerpo con un perno de rosca del mismo metal.

PLATA.

(Lat.) **ARGENTUM** (Fr.) **ARGENT** (Ing.) **SILVER** (Al.) **SILBER** (It.) **ARGENTO**.

I.

Propiedades.—Medios de obtenerla en perfecto estado de pureza.—Menas principales.—Diversos métodos de beneficio y su distinción.

Propiedades.—La plata, cuyo equivalente es 107,92 es el más blanco de los metales y el que se presta mejor á recibir un perfecto pulimento, siendo de todos ellos el que mejor refleja el calor y la luz. Es extraordinariamente dúctil y maleable y en estas dos propiedades sólo el oro le aventaja. Es más blanda que el cobre y más dura que el oro y presenta una testura marcadamente fibrosa. Tanto natural como artificialmente, cristaliza en formas del sistema regular, principalmente en cubos modificados por caras del octaedro.

Su peso específico cuando ha sido fundida es algo menor que el del plomo y no pasa de 10,44; cuando se forja ó se lamina se eleva á 10,54. Ocupa el cuarto lugar entre los metales colocados por orden de tenacidad.

Calentada á 1.020° se funde, y á una temperatura más elevada se volatiliza sensiblemente y aún se oxida algo.

A temperaturas superiores á la de su fusión, tiene la propiedad de disolver cierta cantidad de oxígeno, que llega hasta veintidos veces su volúmen y que se desprende cuando el metal se enfria, produciendo proyecciones de una parte de éste y

elevaciones de su superficie cuando ha empezado á solidificarse. Este fenómeno, que recibe el nombre de *galleo*, se observa también, aunque en menor escala, en otros cuerpos, como el cobre, el litargirio, etc., y desaparece cuando la plata se alea con otro metal.

Gay-Lussac y Lucas hicieron estudios detenidos respecto al galleo de la plata, sobre masas de 25 á 30 kilogramos de metal, en las cuales observaron los siguientes fenómenos. Abandonada á sí misma una masa de plata fundida, la costra formada por el primer enfriamiento de la superficie se hiende pronto, desbordando por las fisuras una cantidad de metal que no se proyecta á distancia, y cuya salida parece deberse más bien que al galleo propiamente dicho, á la expansion que produce en el metal un principio de cristalización. Poco despues empiezan á presentarse en la superficie sólida pequeñas elevaciones cónicas, cuyos vértices se abren como verdaderos cráteres volcánicos, escapándose por ellos fuertes surtidores de oxígeno, mientras que la plata fundida se vierte por los bordes. En el centro de cada uno de estos pequeños cráteres se ve la plata fundida que manifiesta un fuerte movimiento de ebullicion, y que, segun se ha dicho, se vierte al exterior, elevando cada vez más el cono eruptivo, que llega á tener algunas veces 2 ó 3 centímetros de altura por 6 á 8 de diámetro en la base. Poco á poco los caractéres se van destruyendo y el desprendimiento cesa totalmente al cabo de treinta á cuarenta y cinco minutos, en una masa de plata de 25 kilogramos. Durante el desprendimiento del gas éste arrastra mecánicamente y lanza á gran distancia algunos globulillos de metal, lo cual hace que deba procederse con cuidado cuando hay necesidad de fundir grandes cantidades de plata para evitar las pérdidas.

Cuando no se quiere introducir en la plata ningun metal extraño, conviene para impedir el *galleo* cubrir el metal fundido con una capa de carbon en polvo.

La plata se disuelve con alguna dificultad en el ácido sulfúrico, que ha de estar concentrado y caliente. El ácido clorohídrico la ataca sin disolverla y lo mismo sucede con el agua régia. El mejor disolvente es el ácido nítrico, que la ataca en frio y en caliente, ya se encuentre diluido ya concentrado. Los álcalis

cáusticos no la atacan, y por eso se usan crisoles de este metal para fundir aquellos, que, como ya se ha dicho en la página 109, no se pueden fundir en crisoles de platino.

Purificacion.—Ni las monedas ni las alhajas de plata contienen este metal puro, sino aleado con cantidades variables de cobre, segun el uso á que se destina, porque una corta porcion de este último metal da á la liga una dureza considerable. Para procurarse plata completamente pura, se debe disolver un objeto cualquiera de plata del comercio en ácido nítrico; la disolucion filtrada, por si existia en el objeto alguna sustancia extraña é insoluble, se trata con ácido clorohídrico ó con una disolucion de sal marina que precipita la plata al estado de cloruro, dejando en disolucion el cobre y el oro si le hubiese, porque suele encontrarse en algunas vajillas ú objetos de plata procedentes de las minas de Méjico y del Perú. El cloruro, bien seco, se mezcla con 70 por 100 de su peso de creta y 4 ó 5 por 100 de carbon y se introduce la mezcla en un crisol de arcilla, sometiéndole á la temperatura del rojo blanco; la creta se descompone trasformándose en cal cáustica, y en presencia del cloruro de plata y del carbon, se producen plata metálica y cloruro cálcico, desprendiéndose óxido de carbono. El metal queda en el fondo del crisol formando una masa de plata completamente pura y recubierto por una escoria de cloruro cálcico que se desprende á golpes.

Menas.—Las menas de plata pueden dividirse en dos clases: menas de plata secas y menas argentíferas. Las primeras son aquellas en que no existe otro metal beneficiable, ó al ménos no existe en cantidad bastante para consentir un tratamiento especial; las segundas, aquellas cuya masa principal está constituida por otro metal beneficiable, generalmente el plomo ó el cobre, y en las cuales hay ademas una cantidad de plata que puede dar beneficios considerables agregando su valor al de los productos obtenidos por el tratamiento de las menas para beneficiar los otros metales.

Las menas principales que pueden considerarse en la primera clase, son las siguientes:

La *Plata nativa*, que se presenta con alguna frecuencia formando placas, filamentos ó masas arborescentes y tambien en

cristales. No es pura, sino que generalmente contiene cantidades variables de antimonio, arsénico, cobre y sobre todo oro cuando procede de las minas del centro de América. Otras veces se presenta también la plata aleada con otros metales, como el bismuto, el azogue ó el antimonio, ó combinada con el selenio y el telurio, formando especies mineralógicas que se conocen con los nombres de *Azogue argental* ó *Arquerita*, *Discrasa*, *Naumanita*, etc.

La *Argirosa* ó *Argentita*, plata sulfurada que contiene 81,1 por 100 de metal puro.

La *Estefanita* ó *Plata ágría*, sulfo-antimoniuro de plata con 68,49 por 100 de metal, que contiene casi siempre pequeñas cantidades de hierro y arsénico.

La *Polybasita*, arsenio-antimoniuro de plata y cobre, con 64,3 á 72,4 por 100 de plata y 10 á 3 por 100 de cobre. Contiene algunas veces azufre, hierro y zinc.

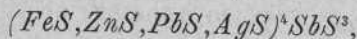
La *plata roja oscura*, sulfo-antimoniuro de plata con 59,9 por 100 de metal, y la *plata roja clara*, sulfo-arseniuro con 65,4 por 100.

La *Miargyrita* ó *Plata negra*, especie bastante rara, cuya composición es sulfo-antimoniuro de plata con 36,9 por 100 de metal noble.

La *plata blanca*, oscura ó clara, especies encontradas en Freiberg y Wolfach la primera, que tiene por fórmula



y cuya riqueza llega á 31,8 por 100 de plata, y á 26 ó 15 de cobre; y en Freiberg únicamente la segunda



con 5,7 por 100 de plata, 13 por 100 de plomo é indicios de cobre.

El *sulfuro de cobre y plata* ($Cu^2S + AgS$), con 53 por 100 de plata y 31,2 por 100 de cobre. En algunas localidades se presenta con el sulfuro de cobre, y entónces se rebaja su contenido en plata hasta 2,9 por 100, y el cobre se eleva hasta 75,5, presentando la fórmula ($AgS + 9Cu^2S$).

Son también de mucha importancia como menas de plata, las

combinaciones con el cloro y el bromo; con especialidad las siguientes:

Plata córnea, cloruro de plata con 75,2 por 100 de este metal; las mezclas con los bromuros isomorfos, como por ejemplo, *Embolita*, cloro-bromuro de plata, ($2AgBr + 3AgCl$), con 69,9 por 100; *Megabromita*, otro cloro-bromuro ($5AgBr + 4AgCl$), con 64,2 por 100, y *Microbromita*, tambien cloro-bromuro ($AgBr + 3AgCl$) con 69,8 por 100; y la *Yodita* ioduro simple con 77,4 por 100.

Estas menas secas de plata se presentan muy raras veces en disposicion de poder sufrir por sí solas el tratamiento metalúrgico: lo más comun es que vengan muy diseminadas en otras sustancias térreas ó metálicas, y entre éstas últimas, principalmente en las especies mineralógicas de cobre y plomo, llegando á constituir muchas veces menas argentíferas, en las cuales el beneficio de la plata es un objeto verdaderamente secundario, siendo el principal el del plomo ó el cobre.

Teoría del beneficio: su division.—Los diversos métodos empleados para la obtencion de la plata, cuya eleccion debe depender siempre de la naturaleza de los productos ó de las menas que se presentan al beneficio, pueden dividirse en dos grandes grupos, segun la clase de operaciones que los constituyen: métodos por la vía seca y métodos por la vía húmeda. Cuando se procede por la vía seca, se emplea siempre el plomo como medio de extraccion del metal. Las menas argentíferas de plomo y cobre se benefician siempre del mismo modo que si sólo contuviesen estos metales; pero los productos obtenidos, bien sean plomo de obra, bien otros que resultan del beneficio de las menas cobrizas tratadas con plomo, litargirio ó menas plomizas, se someten á la copelacion, resultando, como ya se ha dicho, litargirios que se venden ó se revivifican, y plata bruta, que se refina del modo que se indicará más adelante.

Las menas secas de plata, cuando son muy ricas, se agregan en el curso de la copelacion en muchas de las fábricas, y las menas pobres que no contienen ningun metal á propósito para servir como medio de concentracion de la plata, del cual pueda extraerse luego fácilmente este metal, se someten á lo que se llama trabajo crudo (*Roharbeit*), fundiéndolas con piritas de hier-

ro, para escorificar las gangas térreas y reunir la plata en una mata ferruginosa, compuesta de sulfuros de hierro y plata, que se llama *meta cruda*.

El sencillo procedimiento de desplatacion de los minerales ó de los productos cobrizo-argentíferos por medio del plomo, conocido y empleado desde los tiempos más antiguos, llevaba consigo una porcion de defectos, que, no obstante la facilidad con que permitia hacer el tratamiento de estos productos, han dado ocasion á que se abandone casi por completo, sustituyéndolo con otros procedimientos modernos por la vía húmeda mucho más ventajosos.

Los métodos de desplatacion por la vía húmeda, consisten en el tratamiento de las menas con ciertos disolventes que puedan apoderarse de la plata dejando en los residuos las gangas ó las sustancias no argentíferas. Desde tiempos bastante antiguos se emplea como uno de los disolventes más comunes el azogue, y en tal caso el procedimiento se llama de *amalgamacion*. Modernamente se hace sufrir á las menas una calcinacion cuidadosamente dirigida, ya sin agregarlas ninguna otra sustancia más que la ganga de piritas de hierro que las suele acompañar, en cuyo caso se convierten en sulfatos, ya agregando luego sal comun para convertirlas en cloruros. Disueltas luego estas sales en agua ó en legía salina de cloruro ó de hiposulfito de sosa, se precipita de ellas por medio del cobre ó de otro modo cualquiera, la plata, que se refina y se introduce en el comercio.

Todos estos medios de beneficio se estudiarán detalladamente, empezando por la vía seca.

II.

BENEFICIO DE LAS MENAS DE PLATA POR LA VÍA SECA.

Beneficio de las menas muy ricas.—Las menas de plata muy ricas, se presentan raras veces como objeto de los procedimientos metalúrgicos, porque es poco frecuente que se en-

cuentren aisladas en cantidad bastante para permitir su beneficio. Sin embargo, en los casos en que esto pueda hacerse, se funden en crisoles de arcilla ó de grafito, ó bien se introducen directamente en la copelacion de los plomos, lo cual es más barato y da mejores resultados.

Cuando se emplea el primer procedimiento se agrega á las menas cierta cantidad de plomo y de hierro; y en caso de que no contengan bastantes gangas, algo de vidrio y de potasa para escorificar los metales oxidables.

El sulfuro de plata existente se descompone en presencia del plomo metálico, y el de éste á su vez en presencia del hierro se descompone tambien, y produce sulfuro de hierro que queda sobre el metal y una aleacion muy rica en plata y que contiene algo de plomo, que debe sufrir un refino. Si la plata obtenida no es tan rica que pueda convenir afinarla desde luego, sino que es preferible hacerla sufrir una copelacion, la fundicion tiene lugar sin adicion de hierro, porque nada importa que se copele plomo al estado de sulfuro, puesto que de todos modos en las condiciones en que se encuentra en la copela, se ha de convertir en litargirio. Este procedimiento no es recomendable; y como ya se ha dicho, es más barata y más completa la separacion de la plata, introduciendo desde luego las menas muy ricas en el procedimiento de copelacion.

En la fábrica de Andreasberg, por ejemplo, se recargan en la copelacion de plomos pobres, menas de plata cuya riqueza llega á 10 y más por 100. Tan luego como se han formado los *abs-trichs* y empieza el período de los litargirios, se páran los fue-lles, se agrega al baño metálico por medio de un cazo de hierro la mena rica en estado de *schlich*, en cantidad de 50 á 100 kilogramos, y se da un fuego fuerte por espacio de una hora. La mena se calcina primero, y la plata que contiene, que se reduce por la calcinacion, se disuelve en el plomo; despues se funde todo, y apenas se vuelve á dar viento sobrenada una escoria, que se quita con rastros de madera y se guarda para agregarla á la fundicion por plomo. El procedimiento de copelacion continúa despues su marcha ordinaria.

Beneficio de las menas argentíferas.—El beneficio de las menas plomizo-argentíferas con poco cobre se verifica del

modo que se ha indicado ya en las páginas 225 á 404. Se empieza por beneficiar las menas por plomo sin tener en cuenta para nada la riqueza en plata, á no ser para examinar si los productos que pueden desecharse contienen la cantidad bastante de este metal para que deban sufrir un beneficio ulterior. El plomo obtenido se somete luego á los procedimientos de concentracion y de separacion de la plata, y ésta se refina.

Si existe bastante cobre en las menas, se modifica algun tanto el procedimiento de fundicion, procurando obtener una mata cobriza en la cual hay tambien alguna cantidad de plata que pasa en parte al cobre negro. Si es muy pequeña esta cantidad de plata, se prescinde de ella; si es algo considerable se beneficia por alguno de los procedimientos que se van á indicar.

Trabajo crudo.—Cuando las menas en lugar de ser plomizas ó cobrizas no tienen ningun metal susceptible de someterse al beneficio y si una cantidad apreciable de plata, deben fundirse por *mata* y someter ésta luego á un procedimiento de desplatacion. Si las menas no contienen la suficiente cantidad de piritas de hierro, se les agrega ésta y se funden para obtener una mata argentífera, que cuando no es cobriza ni tiene plomo, se desplata en general por la vía húmeda ó se funde con menas plomizas, en cuyo último caso no hace sólo el oficio de una mena que tuviese su mismo contenido en plata, sino que favorece la fundicion evitando que una gran parte del plomo se escorifique y tambien el empleo costoso de medios de precipitacion; de modo que sólo con estas ventajas cubre los gastos que se han hecho para fabricarla.

La concentracion de la plata en la *mata cruda* no debe exceder de ciertos límites, pasados los cuales el procedimiento pierde una gran parte de sus ventajas, porque se originan pérdidas de plata bastante considerables por la separacion incompleta de la mata y las escorias que retienen siempre en su masa globulillos de aquella, y que por lo mismo son tanto más ricas cuanto más se ha concentrado la plata en aquel producto. Los límites extremos más convenientes, son: 0,16 y 2 por 100.

Debe tambien procurarse que la cantidad de mata cruda producida oscile entre 50 y 60 por 100 de la cantidad de mena tratada; al ménos esta es la proporcion que la experiencia aconseja

como la más conveniente y la que debe obtenerse por medio de adición de piritas, si, lo que no es frecuente, las menas no contienen bastantes, ó por medio de la calcinación si tuvieran demasiadas (1). Hay que tener también en consideración las propiedades de las piritas, que generalmente no consisten en sulfuro de hierro puro, sino que contienen otras combinaciones susceptibles de pasar á la mata. La pirita de hierro cuprífera no es nociva, porque en presencia de la pirita de cobre se verifica mejor la reunión de la plata en la mata cruda; pero en cambio la pirita arsenical y la blenda, no sólo dificultan esta concentración, sino que obran muy perjudicialmente en las operaciones ulteriores.

Relativamente á la formación de las escorias, debe también advertirse que, tanto mejor se verifica el trabajo crudo, cuanto más se aproximan aquellas á ser un intermedio entre un silicato sencillo y un bisilicato.

La fusión por mata cruda se verifica lo mismo en hornos de cuba que en reverberos. Cuando las piritas contienen blenda, ésta pasa mejor á la mata por la fusión en reverberos que por la fusión en hornos de cuba.

Antiguamente las menas secas pobres (*Dürrerze*), se sometían en Freiberg al trabajo crudo en hornos de cuba, agregándolas piritas y escorias plomizas, y la mata cruda se introducía después en el tratamiento de las menas de plomo; pero este procedimiento se ha abandonado, sustituyéndole con el trabajo de las escorias descrito en la página 319, si bien en algunas ocasiones se usa todavía el trabajo crudo, fundiendo las menas secas y al-

(1) El ensayo por mata cruda, que sólo tiene por objeto una separación entre las partes térreas y las metálicas de la mena, se hace de la siguiente manera: una parte de mena se mezcla con una de vidrio de bórax, una de vidrio molido y diez de colofania ó pez griega, en un escorificador; se cubre el todo con tres partes de sal común y después de ponerle su tapadera, se expone al fuego durante media hora en la mufla de un horno de ensayo, ó durante tres cuartos de hora en un horno de viento. Cuando se ha enfriado se encuentra en el fondo un botón de mata, cuyo peso determina la que se obtendrá en grande. En el caso de que las piritas sean muy ricas en azufre, se desprende éste y se forma con el bórax algo de sulfuro sódico que queda en la mata y la comunica la propiedad de desagregarse al aire.

gunas de las adicionales (éstas calcinadas previamente en reverberos), sin adición de ninguna especie. Este sistema introduce cambios notables en la marcha de los procedimientos ulteriores, y á consecuencia de ello se procura abandonarle tambien.

Se han hecho ensayos repetidas veces para concentrar la mata cruda, calcinándola en parte y mezclándola luego con escorias antiguas muy silíceas y algo de piritita, ó con espato pesado y cuarzó; pero el inconveniente de tener que tratar despues en el trabajo del plomo una mata demasiado rica, ha hecho que tampoco se use este procedimiento, prefiriendo á todos ellos, por regla general, el explicado en la citada página 319.

La mata cruda se introducía luego en el trabajo del plomo, en el cual se desplataba, obteniéndose la plata que contenía por el pattinsonage y la copelación.

MÉTODO DE KONGSBERG.—En Kongsberg, en Noruega, se benefician menas de plata, que consisten en su mayoría en plata nativa y algunas veces en plata vítrea, plata agria y plata roja, y que se encuentran en filones de hierro espático, baritina y cuarzo, acompañadas de galena, blenda, piritita de cobre y piritita magnética. Estas menas se clasifican en menas muy ricas, llamadas *Mittelerz*, que tienen por término medio 14 por 100 de plata y algunas veces llegan á 20 y 30 por 100; menas de criba, llamadas *Scheideerz*, con 1.000 gramos en 100 kilogramos, por término medio, ó sea 1 por 100, y menas pobres, llamadas *Malm*, que consisten en sulfuros de plomo, zinc, cobre y hierro, en los cuales no se puede distinguir la plata á la simple vista.

Estas tres suertes de menas sufren una preparacion mecánica, que consiste en un bocarteado húmedo y un lavado; las partes que quedan bajo las almadenas, compuestas casi exclusivamente de plata nativa y la parte más rica de los schlichs, que contiene hasta 75 y 80 por 100 de plata, se afinan, y el resto de los schlichs sufre una fusion con plomo ó el trabajo crudo.

Los schlichs más pobres, con 21 á 84 gramos de plata en 100 kilogramos, se funden con 50 por 100 de escorias ferruginosas de uno de los trabajos siguientes y la cantidad suficiente de pirititas, en un horno de cuba de 4 metros de altura, obteniéndose mata cruda con 224 á 280 gramos de plata en 100 kilogramos,

y escorias con 3 y á veces con 1,5 gramos de plata en los 400 kilógramos. La mata cruda se calcina en plazas á cuatro fuegos y se funde otra vez con schlichs ricos, en los mismos hornos, mezclándola luego en el reposador con plomo de obra, que tiene ya una riqueza de 1,8 á 4,6 por 100, y que vuelve á emplearse en dos, tres, cuatro y más sangrías. De esta manera se enriquece el plomo hasta 11 ó 15 por 100 de plata y despues se copela. Las matas que quedan sobrenadando en el plomo tienen 1,5 á 2 por 100 de plata. Las escorias, que tienen 28 gramos de plata en 100 kilógramos, vuelven al trabajo crudo.

Las matas se funden crudas en un horno de manga y se re-vuelven en el reposador con plomo de obra, de 1,5 á 2 por 100 de plata, con lo cual éste eleva su riqueza hasta 4,5 ó 5 por 100 y sirve para desplatar la mata cruda primitiva. Sobre este plomo se encuentra una mata que contiene aún 700 gramos de plata en 100 kilógramos, la cual se calcina á dos ó tres fuegos, se funde y se embebe en plomo de obra de 1 por 100 de plata, elevando la riqueza de éste hasta 9 ó 10 por 100, con la cual se copela.

Concentrando de este modo en la última mata todo el contenido en cobre de las menas, se llega á obtener un producto con 40 por 100 de aquel metal y 1,5 á 2 por 100 de plata, que se vuelve á fundir con plomo pobre de la desplatacion anterior y productos plomizos de la copelacion, en un horno de cuba, embebiendo de nuevo la mata que resulta en plomo puro, que se compra (1). La mata de cobre queda despues de este tratamiento con sólo 14 gramos de plata en quintal métrico y se funde luego por cobre negro.

La pérdida en este trabajo es de 3 de plomo por cada 1 de plata obtenido; pero se beneficia tambien de 1 á 2 de cobre por la misma cantidad de plata.

MÉTODO DE ALTAI.—En las fábricas de plata de Altai (Rusia),

(1) Plattner describe el procedimiento en esta forma, refiriéndose á una noticia del año 1855: Se concibe la ventaja que introduciría el establecer en Kongsberg el pattinsonage, con el cual se podrían tener fácilmente plomos de la ley que se quisiera y plomo pobre, sin necesidad de comprarle.

se benefician, en condiciones difíciles y poco favorables, menas de 36 á 48 gramos de plata en 100 kilogramos. Las gangas no metálicas, que son las que predominan considerablemente y que consisten en cuarzo y espato pesado mezclado con pizarras y piedra córnea, hacen muy difícil la fundicion; pero la presencia del espato pesado facilita la formacion de la mata cruda atendida la falta de piritas. La proporcion de espato pesado debe ser un tercio de la carga. Las menas se subdividen en ricas y pobres; las primeras contienen de 48 á 92 gramos en 100 kilogramos, las segundas de 36 á 40. El lecho de fusion se compone de 3.300 kilogramos de mena con 560 á 960 kilogramos de un producto de la misma fundicion llamado *Herd-Rohstein*, y que consiste en una mata, á la cual se ha quitado ya con plomo la casi totalidad de la plata que contenia. Se agregan ademas 600 á 960 kilogramos de caliza, y cuando se tratan menas ricas, 300 kilogramos de sal marina, que contiene mucho sulfato sódico y contribuye á la formacion de la mata. Ademas se agregan escorias de la misma operacion.

La fundicion se verifica en los mismos hornos someramente descritos en la página 336 para el beneficio de las menas plomizas. En veinticuatro horas se pasan 6.400 kilogramos de mena con los fundentes necesarios, y se obtienen: mata cruda, que en las fundiciones pobres tiene 144 á 168 gramos de plata en los 100 kilogramos, y en las ricas 192 á 216 gramos; componiéndose ademas de 25 á 35 por 100 de hierro, 7 á 15 por 100 de cobre, 15 á 20 por 100 de bario, 3 á 8 por 100 de plomo, algo de zinc y antimonio y, por la adicion de sal en las cargas ricas, 2 á 5 por 100 de sodio. Este producto se desplata por medio de la imbibicion en plomo. Las escorias puras se desechan; pero ántes y despues de sangrar se obtienen algunas escorias impuras, que se agregan á los lechos de fusion, segun acaba de decirse. Son trisilicatos ó mezclas de bi y trisilicatos, que contienen 5 á 15 por 100 de barita.

La desplatacion, tanto de la mata cruda como de las matas cobrizas y plomizas, se verifica tratándolas con plomo metálico, sin calcinacion prévia, ó fundiéndolas despues de calcinadas con menas crudas ó calcinadas de plomo, ó con productos plomizos. El tratamiento de las matas crudas con plomo, se funda en la

descomposicion del sulfuro de plata por medio del plomo metálico con formacion de sulfuro plúmbico y precipitacion de plata metálica, que se disuelve en el plomo restante. Cuanto más íntimo es el contacto entre la mata y el plomo, tanto más completa es la desplatacion total, y sólo se rebaja hasta el punto conveniente la riqueza, tratándola repetidas veces con plomo nuevo.

Los métodos por medio de los cuales se puede verificar el contacto de la mata y el plomo, son la imbibicion; es decir, la incorporacion del plomo y la plata fundidos en un reposador á propósito, ó la fundicion á través de una columna de plomo, llamada *fundicion hidrostática* ó en columna (*Bleisäule*), que consiste en obligar á la mata líquida á atravesar una altura determinada de plomo igualmente fundido.

Como ejemplo del trabajo de imbibicion, se puede tomar el de Altai. Una vez obtenida la mata cruda, se trata con plomo en un reposador común á dos hornos de mata, que tiene la forma de una copela alemana de cobre y su correspondiente fuelle.

Este reposador se mantiene seco y caliente cargándole con carbon; y cuando se ha reunido en él la mata que los dos hornos producen en veinticuatro horas, se quitan las escorias que sobrenadan y se añade el plomo, cuya cantidad debe ser tanto mayor, cuanto más considerable es el contenido en plata y cobre de las matas. Ordinariamente se emplea poco más ó menos una cantidad de plomo igual á la de mata contenida en el reposador; pero no se agrega de una sola vez, sino en tres; y cuando la mata es rica, en cuatro veces. La primera adiccion es ordinariamente de plomo rico con 240 á 280 gramos en 100 kilógramos, que se vierte en el reposador por la delantera, para evitar en lo posible la oxidacion; y tan pronto como ha pasado al fondo quedando la mata encima, se introduce en el baño una pértiga de leña verde, que produce una ebullicion y un movimiento con los cuales se aumenta el contacto entre el plomo y la mata. Despues se deja reposar el plomo, se sangra, y cuando empieza á salir la mata, se tapa el cacillero; se agrega la segunda porcion de plomo, luego la tercera y por último la cuarta del mismo modo, y despues se saca la mata que aún contiene 24 á 48 gra-

mos de plata en 100 kilógramos. Este producto, que es el *Herd-rohstein*, se refunde con las menas.

Es muy beneficiosa para la desplatacion y para evitar la pérdida de plomo, la adicion de 5 á 10 por 100 de hierro en pedacitos, que descompone completamente los sulfuros de plata y de plomo.

El plomo obtenido del primer tratamiento contiene 480 gramos de plata y se copela; el del segundo se emplea para hacer el primer tratamiento en la siguiente operacion; el tercero se emplea para el segundo tratamiento y así sucesivamente; por lo general, la cuarta adicion no es de plomo sino de litargirio, ó de plomo procedente de la revivificacion de aquel.

La fundicion hidrostática se ha abandonado por completo por la complicacion de los aparatos que hacen falta para ella, por la grandísima atencion que exigen las operaciones y porque nunca puede conseguirse por este medio una desplatacion completa; puede verse la descripcion en el *Diario de Química Industrial* (1) de Erdmann, tomo xvi, página 42.

Método de licuacion.—El procedimiento de beneficio de la plata, llamado *licuacion*, se funda en el hecho de que fundiendo cobre argentífero con plomo en las proporciones convenientes, se forma una aleacion de plomo, plata y cobre, que por el enfriamiento rápido no se descompone, y en la cual la casi totalidad de la plata queda en el plomo, que puede separarse despues en su mayor parte, sometiendo á una temperatura poco elevada la aleacion. La parte sólida queda compuesta de una parte en peso de plomo y tres de cobre con muy poca riqueza en plata. La licuacion es, seguramente, un medio incompleto para extraer la plata, lleva consigo pérdidas notables de plata, plomo y cobre, y da lugar á una gran cantidad de operaciones accesorias para el tratamiento de los productos intermedios que se forman: por una disposicion ordenada del tratamiento de estos productos se puede facilitar algo su beneficio, con el trascurso del tiempo; pero siempre resulta el procedimiento costoso, incompleto y ocasionado á pérdidas, por lo cual se

(1) ERDMANN: *Journal für ökonomische Chemie*.

abandona en casi todas partes para sustituirle con los métodos por la vía húmeda.

El conjunto del procedimiento de licuacion es en su esencia el siguiente: el cobre argentífero se bocarteo ó se granula y se funde con plomo ó con productos plomizos en hornos de cuba de mediana altura. Segun Karsten, la aleacion resultante debe contener tres partes de cobre para una de plomo; y para cada 100 gramos de plata contenidos en el cobre, deben ponerse 50 á 60 kilogramos de plomo, lo cual basta para verificar bien la desplatacion. Cuando la riqueza del cobre no es bastante para que hallándose con el plomo en la proporcion de 3:1 la plata se encuentre en la relacion indicada de 100 gramos por 50 ó 60 kilogramos, en lugar de emplear plomo puro para la desplatacion, se emplea plomo argentífero, que ha servido ya para hacer una operacion análoga, y de este modo se consigue que ambas proporciones sean las convenientes para las operaciones sucesivas.

La fusion del plomo y del cobre recibe en aleman el nombre de *frischen*, que el Sr. Rua Figueroa, en su excelente Memoria sobre la mina de Rammelsberg y la fábrica de Oker (1) ha traducido por *imbibicion*. La imbibicion, hecha con plomo no argentífero, se llama *imbibicion pobre* (*Armfrischen*); las hechas con plomo de obra, *imbibiciones ricas* (*Reichfrischen*).

Los lingotes obtenidos de la imbibicion (*panes de licuacion*), tienen la forma de discos, de unos 56 centímetros de diámetro y 7 á 8 de espesor y se someten á la licuacion en un horno especial, produciendo plomo de obra y unas matas más difícilmente fusibles, que pudieran llamarse, á semejanza de las obtenidas en la purificacion del estaño *esqueletos* (en aleman *Kiehnstoche*: literalmente *troncos resinosos*), y que tienen la composicion ya indicada de una parte de plomo por tres de cobre. El plomo de obra, segun su riqueza, vuelve á la imbibicion ó se copela: los esqueletos sufren una tostion ó resudado; es decir, una licuacion á mayor temperatura, cuyo objeto es una separacion más completa del plomo de obra que aún existe en ellos, que se funde, oxidándose en mucha parte. Despues del

(1) *Revista Minera*, tomo VII, pág. 305.

resudado, los esqueletos, que reciben entónces el nombre de *Darrlinge*, se sacan del horno, se enfrían rápidamente y se separa de ellos una mezcla de cobre y plomo metálicos y oxidados bastante argentíferos, que llaman en alemán *Pickschiefer*. Los esqueletos se afinan como cobre y los productos plomizos se benefician como plomo, ó por sí solos ó con adición de otras menas plomizas.

El procedimiento de licuacion se ha perfeccionado procurando fundir desde luego la mata cruda obtenida de menas secas y pobres de plata con cobre negro y productos plomizos. De este modo el cobre pasa á la mata y la plata se reúne en el plomo; pero no resultando ventajosos estos procedimientos, respecto de los más modernos por la vía húmeda, apénas se hace uso de ellos.

MÉTODO DE OKER (1).—En la fábrica de Ocker se ha considerado siempre, por las condiciones especiales de la localidad, el procedimiento de licuacion el más beneficioso de los que podían emplearse para la desplatación de los cobres.

La imbibición del cobre argentífero ya granulado, se verifica en hornos de cuba de *ojo abierto* de 1^m,30 de altura, 87 centímetros de profundidad y 38 de anchura, representados en la figura 77. El crisol *c* está formado de carbonilla (una parte de arcilla y tres de carbon) y su fondo, inclinado hácia la delantera, permite la salida del metal fundido al reposador exterior *r*, que se encuentra á 8 centímetros del pecho del horno y que tiene 30 de diámetro por 40 de profundidad. Una piqueta permite la comunicacion de este reposador con otro de hierro de 10 centímetros de altura y 60 de diámetro, en donde se forman los panes de licuacion.

La cantidad de plomo ó de litargirio que conviene añadir al cobre para formar los panes de licuacion, varía, como ya se ha dicho, segun la riqueza en plata de este último; en la fábrica de Oker se ponen para los panes pobres, que tienen un peso de 137

(1) *Noticia sobre la explotación del criadero de Rammelsberg (Harz) y beneficio de los minerales de cobre procedentes del mismo*, por el Ingeniero de Minas, D. R. Rúa Figueroa.—*Revista Minera*, tomo VII, página 305.

kilógramos, 37 kilógramos de granalla de cobre (que tiene 8 por 100 de humedad) y 105 de plomo; y para los panes ricos, que pesan 162 kilógramos, 42 de granalla y 127 de plomo pobre.

Se funde con una nariz corta de 5 centímetros, y la tobera debe mantenerse muy clara, lo mismo que el cargadero.

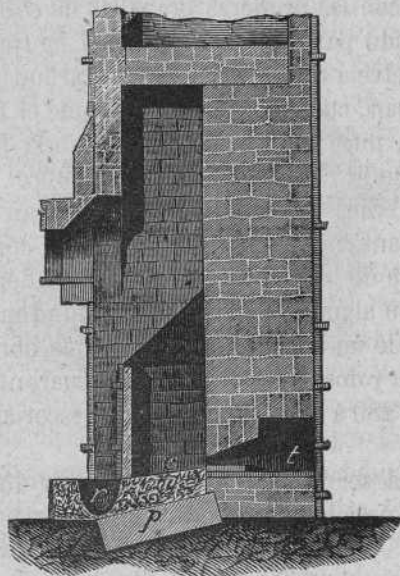


Fig. 77.

Cuando el horno está bien caliente se llena de carbon y se carga la granalla de cobre en la cantidad necesaria para formar un pan de licuacion; el viento se aumenta gradualmente hasta inyectar unos 5 metros cúbicos por minuto, y cuando se ve que el cobre llega á la altura de la tobera ó cuando se presentan en el bigote las primeras granallas de metal, se agrega la cantidad conveniente de plomo ó de sustancias plomizas bastantes á producirla, encima una medida de carbon vegetal con algo de cok, y luego la granalla que corresponde al segundo pan de licuacion.

La gran fusibilidad del plomo hace que se liquide muy pronto y alcance al cobre en su descenso á través del carbon que aún

llena el horno; de modo que al salir por el bigote ya se encuentran juntos los dos metales y formada la aleación que se reúne en el reposador *r*, del cual se la da paso al destinado á formar los panes de licuación; en éste se rocía con agua y se levanta en discos de 8 centímetros de grueso. Mientras los discos se levantan el maestro limpia el reposador; y como todas estas operaciones han exigido nueve á diez minutos, cuando se terminan ya aparecen las primeras granallas de cobre correspondientes al segundo pan de licuación en el agujero del bigote. Entónces se vuelve á cargar el plomo, el carbon y las granallas para el tercer pan, cuidando siempre de que el cargadero esté bien encendido, pues de otro modo no habria la temperatura bastante para fundir convenientemente el cobre.

Cada, nueve ó diez minutos se obtiene un pan de licuación y una pequeña cantidad de escorias formadas con el óxido de plomo y la sílice de las paredes del horno. Ademas se forman sobre la aleación algunas crasas que se refunden por plomo.

La campaña de un horno dura diez ó doce horas y en ella se obtienen setenta y dos panes de licuación (cuarenta y dos pobres y treinta ricos) 280 á 374 kilogramos de escorias y 46 á 92 de crasas.

El horno está servido por dos maestros y dos ayudantes y ademas hay un pesador que prepara las materias para ir las cargando.

Cuando se han obtenido los setenta y dos panes correspondientes á una campaña, se dejan bajar las cargas sin agregar granalla de cobre, se detiene el viento, se deshace el pecho del horno y se recompone el interior, terminando por construir nuevamente el pecho cuando ya está el horno seco.

Los panes de licuación obtenidos de esta manera, se someten despues á la licuación (*saigern*) en unas plazas particulares, llamadas *saigerheerd* ó *plazas de licuación*, representadas en la figura 78: *aa*, son dos banquetas formadas de ladrillos refractarios construidas al aire libre, cuya parte superior termina por dos planos inclinados en sentido opuesto y bajo un mismo ángulo, y que están revestidos con planchas de hierro, *hh*. Estas planchas dejan entre sus aristas más bajas un espacio de unos 5 centímetros, por el cual el plomo fundido cae á una canal *c*, que

al mismo tiempo hace el oficio de cenicero y que está construida con placas de hierro ó de piedra, colocadas formando un ángulo, cuya arista inclina hácia un reposador, *r*, en el cual puede reunirse el plomo.

La carga de panes se coloca poniendo éstos de canto apoyados en las banquetas sin que se toquen unos á otros, para cuyo objeto se interponen unos tacos de madera; despues se rodean con unas planchas de hierro que se apoyan en las banquetas, *aa*,



Fig. 78.

y el hueco que resulta entre éstas y los panes se rellena con carbon de leña y monte bajo. Antes de hacer esto, se quitan los tacos que se habian puesto entre los panes y el intermedio se rellena tambien, pero con carbon solo. Para dar fuego se pone un haz de leña encendido en el canal *c*, y se llena el recipiente *r* con carbones incandescentes. La carga en cada plaza es de seis panes ricos ó siete pobres.

Al cabo de treinta ó cuarenta y cinco minutos el plomo empieza á gotear, cae por los planos inclinados de las banquetas al cenicero *c*, y siguiendo la pendiente de éste, se reúne en el reposador *r*. De tiempo en tiempo se limpia el cenicero y se procura avivar la temperatura hácia el final de la operacion, poniendo algunos haces encendidos entre las banquetas. A las cuatro ó seis horas ya no corre más plomo: los panes han tomado un aspecto áspero y esponjoso y se retiran, tomando tambien con cazos el plomo reunido en el recipiente, que segun su riqueza pasa á la copelacion ó se emplea de nuevo en la imbibición.

cion de otra cantidad de cobre, con lo cual se eleva mucho su contenido en plata. Cuando es rico contiene 51 á 58 gramos de plata en 100 kilogramos, y cuando es pobre 32 á 33, y en uno y otro caso está impurificado con 2 á 3 por 100 de cobre.

De los setenta y dos panes correspondientes á una campaña de los hornos de manga, se obtienen 3.180 á 3.273 kilogramos de plomo de obra pobre y 2.712 á 2.806 de plomo de obra rico; 1.870 á 2.011 kilogramos de crasas y 3.040 á 3.273 de los residuos de licuacion ó *esqueletos*. El personal indicado para los hornos de imbibicion cuida tambien de estas plazas. La pérdida de plomo en este procedimiento es de mucha consideracion; y segun Breymann y Borchers, llega á 70 kilogramos de plomo por cada 600 marcos de plata obtenidos.

Los esqueletos de cobre contienen aún, como se indicó al principio, 30 á 33 por 100 de plomo y 14^{gr},616 de plata en 100 kilogramos. Es necesario someterlos á un afino, que consiste en una fusion oxidante, verificada por regla general en los hornos que se llaman de *resudado*, los cuales aparecen representados en la figura 79. Consisten éstos hornos en unos reverberos provistos de dos hogares, *hh*, y cuya plaza en lugar de ser lisa está formada por tres banquetas de ladrillos refractarios *bb*, recubiertas de planchas de hierro. Los intermedios entre ellas *ii* están formados por un piso de carbonilla, cuya superficie está algo inclinada hácia la delantera del horno. La parte anterior de éste hasta la altura de las banquetas puede cerrarse con una puerta *p*, hecha de barras de hierro y de ladrillos refractarios, que se maneja con bastante facilidad por medio de una polea y un contrapeso, y en la cual hay un registro, *r*, para observar, cuando está cerrada, la marcha de la operacion. La parte inferior de la delantera queda siempre abierta y por los intermedios *ii* se introduce tambien aire para facilitar la operacion. Delante del horno existe un depósito con agua, para arrojar en él los residuos una vez terminada la operacion.

Estos hornos no tienen chimenea; los productos de la combustion se lanzan á la atmósfera á través de orificios *oo* practicados en diversos sitios de la bóveda y en el muro posterior, si bien éstos últimos se usan muy raras veces para evitar que la llama se dirija toda por aquella parte y no se calienten lo bas-

tante los esqueletos colocados en la parte anterior cerca de la puerta.

En los hornos de Oker los hogares tienen una longitud de 2^m,20, que es la anchura de la plaza, por una anchura de 50 centímetros. Las tres banquetas distan entre sí y de los dos puentes 28 centímetros y tienen una altura de 32 sobre el piso de carbonilla por donde ha de correr el plomo. La bóveda tiene una altura de 85 centímetros sobre los puentes de los hogares

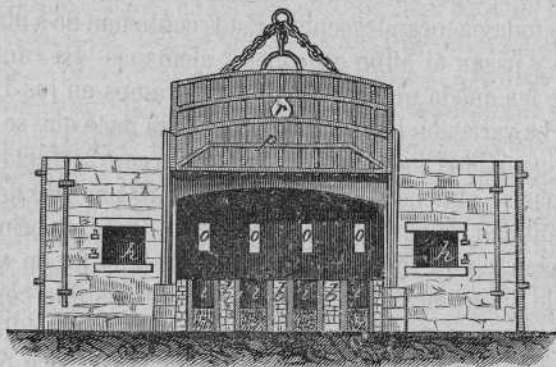


Fig. 79.

que se hallan al nivel de las banquetas y de un metro sobre la banqueta central. La distancia entre ambos hogares, inclusa la anchura de los puentes, es de cerca de 4 metros.

Sobre cada dos banquetas, y de modo que corresponda su centro con el de la parte *i*, se colocan dos esqueletos; y encima de ellos, los necesarios hasta completar un peso de 46 á 63 quintales métricos, procurando dejar entre los trozos los espacios convenientes para que el tiro no sea ni demasiado pequeño ni excesivo. Hecha la carga se baja la puerta *p*, se enloda perfectamente y se enciende fuego en los hogares abriendo el posterior de los orificios de la bóveda. A las cuatro horas el horno está al calor rojo y entónces se coloca combustible en los espacios *ii*, continuando esta operacion por espacio de diez horas más, y abriendo sucesivamente los orificios de la bóveda hácia la delantera, para que el fuego vaya dirigiéndose de atrás adelan-

te recorriendo toda la carga. Los del muro posterior se abren raras veces; pero el modo de manejar todos estos orificios depende siempre de la marcha del horno observada por el orificio *r*, y no puede obedecer á reglas fijas.

A las seis horas de fuego empieza á gotear un poco de plomo de obra, y despues sigue una escoria oscura que disminuye poco á poco haciéndose cada vez ménos fluida y más rojiza. Cuando ya no corre ésta y el horno se ha limpiado de los vapores que le llenaban, se suspende el fuego, se levanta una compuerta que tapaba el recipiente con agua y se arrojan en él los residuos del resudado todavía incandescentes. Estos contienen 85 á 90 por 100 de cobre y pasan al afino en copelas alemanas. La cantidad de plata que les queda no pasa de 15 á 22 gramos en los 100 kilogramos. La variacion brusca de temperatura hace que se separen de ellos los óxidos llamados *pickschiefer*, con 21^{sr},924 de plata. Ademas se obtienen escorias con 60 á 70 por 100 de plomo, y una cantidad de plata que va creciendo desde el principio de la operacion, en que no pasa de 1^{sr},80, hasta el fin en que llega á cerca de 22 gramos. La cantidad de combustible consumida en este trabajo es de 14^m,³ de leña por cada 6.000 kilogramos de esqueletos tratados, los cuales producen en doce ó catorce horas 4.172 kilogramos de cobre negro, 1.636 de óxidos y 654 de escorias.

Como al principio se ha indicado y como el Sr. Rua-Figueroa hace observar perfectamente en su Memoria, este sistema de desplatacion, que se acomoda bien á los cobres de Oker por la naturaleza sumamente compleja de las menas que produce la mina de Rammelsberg, no puede aconsejarse sino en circunstancias muy semejantes, y aún es posible que en el mismo Oker fueran preferibles los métodos de desplatacion por la vía húmeda, que le han reemplazado en Mansfeld, en Freiberg y en algunos otros puntos.

REFINO DE LA PLATA.

Cualquiera que sea el método empleado para obtener la plata que las menas contienen, aún la copelacion, el metal obtenido no presenta las condiciones convenientes para introducirse en el comercio, y es preciso someterle á un afino que eleve su riqueza hasta el punto exigido en el mercado. Ordinariamente se verifica esta operacion por medio de una fusion oxidante; es decir, continuando el procedimiento de la copelacion, pero no sobre la plaza grande de los hornos ordinarios de copela, sino sobre una copela mucho más pequeña, en la cual pueda producirse una temperatura más elevada. Si las impurezas de la plata no consisten en plomo, ó no constituye este último metal la parte preponderante de ellas, se añade á la plata impura la cantidad de plomo que se juzgue precisa, y la separacion se verifica por medio de una fusion oxidante sumamente lenta. Se forman entónces litargirios de afino, que no se dejan correr como en la copelacion en grande, sino que se empapan en la plaza hecha de cenizas, huesos calcinados, marga, etc. (1).

El refino de la plata se puede hacer en copelas móviles ó en copelas fijas. Las primeras se ponen en hornos grandes de muflas, ó en hogares con su correspondiente fuelle, ó en reverberos de construccion semejante á los empleados para la copelacion inglesa; las copelas fijas tienen la forma de una copela alemana ó de un horno de reverbero inglés para afino de cobre; pero son de dimensiones bastante más pequeñas.

Refino en copelas móviles. EN HOGARES.—La disposicion de las copelas móviles en hogares, tiene una gran seme-

(1) Cuando las menas de plata son bismutíferas, el bismuto se reúne en la plata bruta y puede obtenerse de las copelas empleadas en el refino, bien por la vía seca, separándole del plomo por el procedimiento de Patera (*Berg. und Hüttemannische-Zeitung*, 1859, pág. 287), ó bien por la vía húmeda disolviéndole en ácido clorohídrico, con lo cual se separa de aquel, y precipitándole luego con agua al estado de subcloruro.

janza con la ya descrita de las copelas para cobre. Consisten estos aparatos en una plaza bien apisonada entre cuatro muros, en la cual, y próxima al muro posterior en que está colocada la tobera, se practica una depresion para colocar la copela refractaria y porosa en que se ha de verificar el afino. La plata se carga en cantidad de 10 á 12 kilogramos encima de ella; delante de la busa se pone carbon encendido, y despues de rodear la copela con placas de palastro, cuyo hueco se llena tambien de carbon, se da viento. Cuando la plata se ha fundido, se quita el combustible y las chapas de palastro, y se mantiene la temperatura precisa, colocando entre la tobera y la copela un trozo de leña seca y algun carbon, de modo que el viento arrastre sobre la plata los productos que su combustion produce. La plata se revuelve de tiempo en tiempo, y hácia el fin de la operacion se toman muestras con una cucharilla de hierro de un modo semejante al que se usa en el afino del cobre. Cuando la plata de la muestra no presenta manchas ni roturas, tiene, una vez fria, un color blanco característico, y el metal fundido aparece como un espejo, se pára el fuelle y se enfria la plata con agua cuidadosamente.

Este procedimiento se usaba primitivamente en Freiberg. El afino de 12^k,50 de plata bruta se hacia en dos horas, y consumia 48 decímetros cúbicos de carbon vegetal y 26 á 30 de astillas.

EN MUFLAS.—El refino en copelas móviles dentro de muflas se usa en las fábricas del Harz Alto y Bajo. La construccion del horno aparece en la figura 80. Los hornos son bajos, sumamente cóncavos, están abiertos por delante y tienen orificios *f* para la salida de los gases que comunican con canales horizontales y verticales que conducen todos á uno principal *d*, que sirve de chimenea. La delantera está cerrada por un muro de ladrillos que deja una abertura de 20 centímetros de ancho por 15 de alto, que sirve de puerta de trabajo. Sobre el recipiente *x* se coloca la copela, que está representada en mayor escala en *M*, cubierta con su correspondiente tapadera *t*, en la cual existen tambien orificios para que el aire que entre por la puerta de trabajo encuentre salida. Estos hornos se construyen generalmente en macizos, en los cuales hay muchos, y sus dimensiones varían

considerablemente. La parte hueca que queda entre la delante-
ra del horno y la parte exterior de la mufla *t* se tapa con ladri-
llos; quedando sólo abierta la embocadura de ésta para intro-
ducir la plata bruta.

En una copela se cargan, segun sus dimensiones, de 11 á 22
kilógramos de plata bruta. Se llena de combustible el hueco del
horno, se da fuego y se tapa la boca de la mufla con un carbon.
Cerca de dos horas despues la plata está fundida; entónces se
separa el carbon de la boca de la mufla y se remueve con fre-
cuencia la plata con una varilla de hierro, tapando y destapan-
do alternativamente la abertura de tra-
bajo para que no se enfrie demasiado
la copela, y continuando así hasta que
no se formen más litargirios y la plata
aparezca limpia como un espejo. Des-
pues que el metal se ha enfriado un
poco, se rocía con agua, y cuando em-
pieza á gallear, se introduce en el
medio de la masa una varilla de hier-
ro, con la cual se remueve para faci-
litar el desprendimiento del gas, sa-
cándola despues con unas tenazas
fuera de la copela. En la fábrica de Oker se afinan de este modo
en cinco ó seis horas 25 kilógramos de plata bruta, que contie-
nen 94 por 100 de fino, con un consumo de 60 kilógramos de
carbon vegetal.

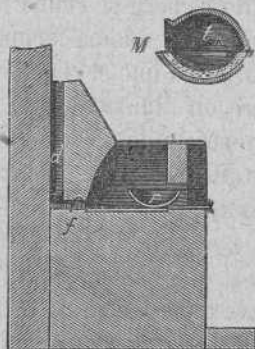


Fig. 80.

EN REVERBEROS.—El afino sobre copelas móviles en reverbe-
ros, es muy semejante á la copelacion inglesa. Al fin de la ope-
racion la plata refinada se enfria con agua ó se saca con cazos,
ó por medio de una piquera practicada en el fondo de la cope-
la á un recipiente exterior. En algunas localidades, como por
ejemplo, en Tarnowitz y Kongsberg, se han dispuesto aparatos
apropiados para el manejo de la copela. Esta se encuentra sobre
un wagoncillo de hierro que por medio de un tornillo sin fin y
unas ruedas dentadas que comunican con una manivela coloca-
da en un tambor exteriormente al horno, puede subirse ó ba-
jarse á voluntad. Durante el trabajo está horizontal y hace el
efecto de una copela colocada sobre fuertes soportes: terminado

el trabajo se puede inclinar para verter la plata. En estos hornos se alimenta el hogar con leña ó con hulla.

Refino en copelas fijas.—Cuando el afino se verifica en copelas fijas, éstas son, como ya se ha dicho, semejantes á las copelas alemanas para la plata, ó á los reverberos de afino del cobre, que en este caso tienen como aquellas la bóveda movable, para apisonar y retirar la masa de la copela.

El combustible empleado en esta clase de hornos es leña ó hulla, y en algunas localidades, como por ejemplo, en Mansfeld, se emplea para el objeto un horno de gas.

En Freiberg se refina la plata en un horno de reverbero pequeño de la misma forma que el empleado para la fusion de las escorias, ó que el representado en la figura 71 para el afino del cobre en Mansfeld, pero con una bóveda móvil sujeta en un sombrerete de hierro. Por ambos lados del puente existen toberas que permiten la introduccion del viento. El combustible es hulla.

Despues de hacer la plaza, mitad con marga nueva y mitad con la que ha servido ya en otra operacion, y de dar un fuego suave por espacio de ocho horas, se ponen en el horno 10 ó 12 quintales métricos de plata que unas veces se cargan de una vez y otras poco á poco. Cuando la fusion es completa, ordinariamente al cabo de unas dos horas se empieza á dar algo de viento, y de tiempo en tiempo se remueve el baño metálico con un espeton curvo. Así se continúa durante unas ocho horas, y pasadas éstas, cuando el aspecto que presenta el baño es el de la plata afinada, se toma una muestra con una cucharilla de hierro y se observa si el boton cuando se enfria se cubre de unos dibujos radiados que van desapareciendo á medida que la plata va llegando á la completa afinacion. Los últimos ensayos presentan una fractura de grano fino y compacto, y al mismo tiempo la superficie del baño aparece muy limpia. Entónces se moldea el metal en lingotes de 9 á 10 kilogramos, que se introducen en el comercio y que tienen una ley de 996 á 998 milésimas. La pérdida de peso asciende á 3 ó 3,5 por 100,

La duracion del afino es de diez á doce horas, y el consumo de hulla, durante este tiempo, de 3 á 4 hectólitros. En las copelas se encuentra algunas veces hasta 20 por 100 de bismuto,

que se beneficia por la vía húmeda del modo indicado someramente en la nota de la página 611.

De los métodos de refino indicados para la plata, el de reverberos es el más apropiado y el más ventajoso. El refino en muflas, aunque conveniente, lleva consigo un gran consumo de combustible y no es recomendable para platas brutas muy impuras; el refino en hogares, por el contrario, es conveniente para platas muy impuras y consume poco combustible, pero á consecuencia de la fuerte oxidacion que produce es difícil de practicar, necesita una atencion muy esmerada y ocasiona grandes pérdidas de plata por volatilizacion.

La refundicion, y en algunas circunstancias el refino de la plata bruta, ya proceda de la copelacion, ya de la amalgamacion ó de la precipitacion por medio del cobre, se verifica en crisoles de grafito, de fundicion ó de hierro, que se colocan en hornos de tiro ó en reverberos. Los crisoles de hierro son los más duraderos, y los que pueden usarse con hulla. La separacion de los cuerpos que impurifican la plata, (plomo, níquel, hierro, antimonio) se consigue añadiendo en el crisol algunas cenizas de huesos que las absorben, ó escorificándolos con borax y nitro.

III.

BENEFICIO DE LA PLATA POR LA VÍA HÚMEDA.

Consideraciones generales.—AMALGAMACION.—Su teoria.—Amalgamacion europea; ejemplos de Arivaca y Hiendelaencina.—Amalgamacion americana. En patios: ejemplo del Potosí.—En calderas.—TRATAMIENTO DE LAS MENAS POR DISOLVENTES DISTINTOS DEL AZOGUE.—Método de Augustin; método de Ziervogel.

Consideraciones generales.—Los métodos de tratamiento de la plata por la vía húmeda, mucho más extendidos que los de fundicion, cuando se trata de minerales secos, se fundan siempre, como ya se ha indicado, en la formacion de una sal de plata que sea soluble, ya en su mismo estado, ya sufriendo una descomposicion sencilla, en un líquido del que pueda luego separarse fácilmente el metal noble, bien precipitándole por me-

dio de otro metal, generalmente del cobre, bien por la filtracion y volatilizacion del ménstruo.

El disolvente empleado desde más antiguo es el azogue, cuyo uso data del siglo xvi, en cuya época un español, llamado Bartolomé de Medina, puso en práctica el método de *amalgamacion*, conocido con el nombre de *amalgamacion americana*. Muy posteriormente, y sólo desde mediados de este siglo, se emplean tambien como ménstruos el agua caliente para disolver el sulfato de plata y una legía de sal comun ó de hiposulfito sódico para disolver el cloruro: tanto una como otra de estas sales, se preparan de antemano de la manera que se indicará más adelante.

AMALGAMACION.

La amalgamacion americana, tal como se inventó por Bartolomé de Medina en 1557, continúa empleándose aún hoy, por la circunstancia de no exigir combustible y por la sencillez del procedimiento y de los aparatos que en él se emplean. Hacia el fin del siglo xviii este método fué importado á Europa, donde se perfeccionó con notables mejoras; pero éstas no se han admitido casi nunca en el otro continente, y por esta razon, y por las diferencias notables del procedimiento primitivo, el empleado en el antiguo continente tomó el nombre de *amalgamacion europea* ó *sajona*. El procedimiento de amalgamacion americana, á pesar de ser muy incompleto, sigue aún en uso en aquellos países, porque mediante él se obtiene la plata de las menas con bastante rapidez, no ocasiona, como el procedimiento por fusion, el tratamiento de muchos productos intermedios, y las pérdidas de plata á que da lugar, y sobre todo su coste, son más pequeños que con el procedimiento por vía seca, para ciertas clases de menas. Durante mucho tiempo la amalgamacion europea ó sajona se ha establecido con variado éxito en muchas localidades; ahora se va abandonando en bastantes, sobre todo en Alemania, donde se sustituye

ye, bien por procedimientos de vía seca, bien por los métodos nuevos de tratamiento por la vía húmeda.

Teoría del beneficio.—El procedimiento primordial de amalgamacion, usado aún en el día como ya se ha dicho, consiste en general en la trasformacion de las menas, reducidas á polvo más ó ménos fino, en cloruro por medio del tratamiento con cloruros de cobre y de hierro, y en la descomposicion del cloruro argéntico formado por medio del azogue, dando lugar á la precipitacion de plata metálica, que se disuelve en el exceso de este último reactivo. En el método europeo, la conversion de la plata en cloruro se verifica por medio de una calcinacion con sal y la precipitacion de la plata por medio del hierro, sirviendo sólo el azogue como medio de disolverla. Una vez obtenida de uno ó de otro modo la amalgama, y separada de los residuos no argentíferos, se esprime parte del azogue, que contiene en exceso, filtrándole á través de una tela tupida, y queda una amalgama sólida, llamada *pellá*, de la que se separa el resto del azogue sometiéndola á una destilacion.

El procedimiento de amalgamacion europea, indudablemente el más perfecto de todos los de amalgamacion, ha estado en uso durante muchos años en las fábricas de Freiberg, especialmente en la de Halsbrück, donde se ha abandonado no hace mucho tiempo para sustituirle con el método de Ziervogel, que se describirá más adelante. Unas veces este procedimiento se aplica á menas, y otras á productos intermedios del tratamiento de otros metales, como por ejemplo, matas cobrizas, variando algun tanto la manera de llevarle á cabo en un caso y en otro.

Las menas destinadas á la amalgamacion deben estar tan exentas como sea posible de plomo, bismuto, cobre, cobalto, níquel y oro, porque estos tres últimos metales perturban la amalgamacion, no sólomente introduciéndose en la amalgama en cantidades notables, é impurificando de este modo la plata que de ella procede, sino dando lugar á la permanencia de bastante cantidad de plata en los residuos; y todos ellos hacen perder una gran cantidad de azogue. Por el contrario pueden trabajarse perfectamente por este procedimiento la plata nativa (siempre en trozos pequeños) y sus combinaciones con el azufre, el arsénico y el antimonio.

En cuanto á las gangas, es de notar que las menas cuarzosas y calizas se amalgaman bien, especialmente cuando hay una sola ganga y no las dos juntas, al paso que las menas arcillosas son más difíciles de amalgamar, por la dificultad que ofrece el barro arcilloso que se forma, para el contacto del reactivo y de la mena.

Es importante que las menas que han de someterse á la amalgamacion contengan la cantidad de piritas necesarias para descomponer la sal comun agregada en la calcinacion y producir los vapores clorohidricos necesarios; y si no la tienen hay necesidad de agregarla. El contenido en pirita puede conocerse por el método indicado en la nota de la página 597. En lugar de pirita puede tambien adicionarse á la mena mata cruda ó caparrosa verde, que por el azufre de que están compuestas hacen el mismo efecto. Cuando las menas contienen más pirita de la necesaria, se debe empezar por calcinarlas ántes de mezclarlas con la sal para obtener la riqueza oportuna. Para la amalgacion europea conviene que las menas estén muy bien pulverizadas, y por esta razon se prestan mejor al tratamiento las menas procedentes de lavados, que las que sólomente han sido bocarteadas.

Amalgamacion europea.—Una vez preparadas las menas y conteniendo la cantidad oportuna de piritas, se mezclan con 10 por 100 de sal comun y se calcinan en un horno de reverbero. Cada carga de 2 á 2,25 quintales métricos, permanece en el horno durante cinco horas. La calcinacion puede dividirse en tres períodos: durante el primero se desprenden ciertos cuerpos fácilmente volátiles, como el agua, el ácido carbónico, si existe, etc.: durante el segundo se desprende el azufre en exceso, y durante el tercero tiene lugar la verdadera cloruracion. La operacion debe empezar, por consiguiente, á una temperatura que no pase del rojo oscuro, y durante el primer período la carga se remueve frecuentemente con rastros y espetones, deshaciendo con gran cuidado los grumos que se puedan formar: ordinariamente al cabo de dos horas de este trabajo se puede considerar la mena suficientemente seca y preparada para la expulsion del azufre. Entónces empieza á quemarse éste y el calor que produce su combustion hace inútil el añadir más

combustible en la rejilla. Bajo la influencia de los vapores sulfurosos se forman sulfatos y óxidos metálicos, quedando, sin embargo, por descomponer algunos sulfuros. Cuando el olor de azufre ha desaparecido y la temperatura ha vuelto á descender hasta el rojo oscuro, debe empezar el tercer período, ó sea el de verdadera cloruración, elevándose de nuevo la temperatura. La carga se entumece y se desprenden vapores de cloro, de cloruro de hierro y de ácido clorohídrico, que aún continúan por espacio de unos tres cuartos de hora despues de que se saca la carga del horno.

La mena clorurada se hace pasar al través de unas cribas que dan tres suertes de grano. El más grueso, que ha sido aglomerado durante la calcinación y no está por lo tanto bien calcinado, se muele y se vuelve á calcinar mezclado con 2 por 100 de sal, pero sólo durante la mitad del tiempo; es decir, unas dos horas. El medio y el fino se muelen tambien en

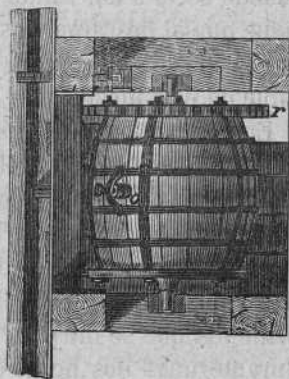


Fig. 81.

seco, en molinos de volandera horizontal semejantes á los de trigo, y el polvo producido pasa á los *toneles* de amalgamacion.

Estos, tales como se usaban en Halsbrück, son cubas de madera, bien sujetas por aros de hierro; su diámetro en el vientre es de 90 centímetros y su longitud de 85, ambas dimensiones tomadas por la parte interior. En una de sus bases tienen una rueda dentada y pueden girar horizontalmente alrededor de su eje, disponiéndose de tal modo los coginetes en que se apoyan los extremos de éste, que se engranan á voluntad con un árbol general que recibe el movimiento y lo trasmite á los toneles. En la panza tienen un agujero cónico, con su parte más estrecha hácia el interior, y en éste se ajusta un tapon compuesto de dos piezas; una central maciza y otra hueca, sujetas ambas por un tornillo de presión, que pasa á rosca por un puente sólidamente fijo en el tonel. La figura 81 representa uno de estos toneles; *r* es la rueda dentada de la cual ha de recibir el movimiento; *o* el orificio de la panza con sus correspondientes tapones.

Sobre cada tonel se dispone una caja de madera de fondo piramidal, en cuyo vértice hay una manga fuerte de cuero terminada en una boquilla de hierro, que sirve para introducir en el tonel la carga de mineral y el agua correspondiente. A fin de aprovechar mejor el hierro que ha de servir para la reacción, suele ponerse éste en chapitas pequeñas que presentan gran superficie para favorecer las reacciones, y sin embargo se detienen fácilmente por una rejilla metálica que se coloca en el orificio *o*, cuando se va á dar salida á los residuos. De este modo se consigue que al descargar los toneles no salga el hierro que ha sobrado en cada operación, y se evita un gasto bastante considerable de este metal.

En la parte baja del aparato que sostiene los toneles existen dos conductos; uno de ellos destinado á llevar la amalgama á los filtros, y el otro á dar salida á los lodos despues de cada operación para trasportarlos á las cubas donde han de lavarse.

Cada tonel se carga con unos 5 quintales métricos de mena, 1,5 de agua y 30 á 50 kilogramos de hierro, que son los primeros que se introducen; y en seguida se le da movimiento durante unas dos horas con una velocidad que no pase de catorce á quince vueltas por minuto, con lo cual se forma una papilla espesa de una consistencia bastante grande. Todas las sales solubles que existian en el mineral, en el cual hay sulfato y cloruro sódico, sulfatos y cloruros metálicos y otras sales térreas procedentes de las gangas, se disuelven en el agua y dejan las partículas de cloruro argéntico bien al descubierto, para que pueda obrar sobre ellas el azogue que se va á introducir en seguida, formándose tambien en este período con el hierro introducido y con el cobre de las menas, cloruro cuproso y ferroso que no ejercen acción sobre el azogue (1). Pasadas las dos ho-

(1) Esta explicación del procedimiento, es la indicada en la obra de Plattner; aunque en esencia es verdadera, no me parece muy clara y encuentro preferible la siguiente: la sal común no descompuesta se disuelve en el agua; y la legía salada que se origina de este modo, disuelve el cloruro de plata formado durante la calcinación. Las planchitas de hierro precipitan el metal, que se disuelve en el azogue tan luego como se añade éste. Debe procurarse que la calcinación se prolongue lo suficien-

ras de marcha se introducen en cada tonel 2,50 quintales métricos de azogue, y se vuelve á hacer girar el aparato durante unas veintidos horas, con una velocidad algo mayor que la primera; es decir, con veinte á veintidos vueltas por minuto. Entónces se verifica la completa disolucion de la plata en el azogue que se reparte en globulillos muy finos por toda la masa de la papilla; pero que no puede volver á reunirse despues de haber disuelto la plata que ha encontrado al paso por la mucha consistencia de la masa. Para reunirlo se pára un momento la rotacion de los toneles, se llenan de agua y se les vuelve á hacer girar durante otras dos horas, con una velocidad muy pequeña de ocho á diez vueltas por minuto.

Durante el período de la formacion de la amalgama se toman muestras de la pasta cada cuatro horas para juzgar de su estado. Las reacciones verificadas en este período aumentan la temperatura de un modo tanto más considerable cuanto mayor es la velocidad de rotacion; pero no conviene que ésta se eleve mucho, porque si bien se consigue de este modo empobrecer notablemente los residuos, se aumentan las pérdidas de azogue que, repartiéndose por la masa en partículas demasiado finas, no puede luego reunirse y sale con los lodos. La velocidad ántes indicada de veinte á veintidos vueltas por minuto, que desarrolla una temperatura de 32° C., permite la obtencion de residuos bastante pobres, sin dar lugar á que se pierda gran cantidad de azogue.

Despues que la amalgama se ha reunido á consecuencia de la introduccion del agua y de la pequeña velocidad de rotacion, se quita el tapon macizo y se hace correr la amalgama por una manga de cuero á la reguera preparada al efecto, y de ésta á un recipiente general, del que puede tomarse luego para purificarla. Cuando ha salido toda, se coloca el tonel con el orificio hácia arriba, se quita el tapon hueco que se sustituye con un tubo en

te para que no haya cloruro de cobre, sino óxido; si existe cloruro, éste se disuelve y se reduce por el hierro pasando luego á la amalgama, á la que comunica malas propiedades; pero al ménos en presencia del hierro metálico no se reduce á expensas del azogue, lo cual ocasionaria una sensible pérdida.

cuyo extremo va una rejilla metálica de que ya se habló ántes, y se vuelve á hacer girar, de manera que quede otra vez el orificio en la parte inferior y salgan los lodos por él á la reguera más baja, que los conduce á depósitos en que se verifica su lavado.

La amalgama se coloca en mangas de lona fuerte, á través de cuyo tegido escurre una gran parte del azogue y queda dentro una masa sólida pero bastante blanda, que consiste en una amalgama compuesta de 84,2 partes de azogue, 11 de plata, 3,5 de cobre y el resto, hasta 100, de otros metales extraños y de azufre. El azogue filtrado, sobre todo cuando la amalgama se comprime, lleva una cantidad de plata muy considerable, pero esta no es pérdida, puesto que aquel metal vuelve á usarse como disolvente en las operaciones ulteriores.

La amalgama obtenida se destila ó bien en los hornos llamados de *capellinas*, ó bien, y esto es más conveniente, en retortas de hierro. Las capellinas consisten en unas campanas de hierro dentro de las cuales hay varios platillos horizontales tambien de hierro, sostenidos en un eje vertical. En estos platillos se coloca en trozos la amalgama sólida, y la campana y todo el aparato se pone sobre un depósito con agua, rodeándola por la parte superior con trozos de turba ó de leña encendidos. Generalmente se disponen varias campanas en una especie de galería de ladrillos con puertas laterales y orificios en la bóveda, que corresponden á cada una de las capellinas. Las campanas, se manejan por medio de cadenas que pasan por unas poleas, y tienen al extremo un contrapeso. La elevacion de temperatura determina la volatilizacion del azogue, que se condensa luego en el agua del recipiente y en los platillos queda la *plata copella* ó *plata pella* que se ha de purificar por un afino.

Cuando se emplean retortas para la destilacion de la pella, son de hierro y de forma cilíndrica y se ponen en el horno verticalmente. La amalgama se coloca en ellas de un modo semejante al descrito para las capellinas, pero los vapores mercuriales, en vez de enfriarse en la parte inferior del aparato, lo cual se verificaba siempre de un modo muy incompleto, salen por un tubo que hay en la parte superior y que se refresca con agua, á un recipiente, tambien refrescado, donde se condensan.

La *plata copella* se refunde generalmente en crisoles de hierro y se moldea en lingotes que tienen unos 80 por 100 de fino. Las pocas escorias que esta operacion produce se van reservando y una vez al año se funden con un poco de borax, obteniéndose de ellas cierta cantidad de plata con ley de 500 á 600 milésimas.

Los residuos de la amalgamacion contienen siempre alguna amalgama, que por su gran estado de division no ha podido reunirse en el último período de la operacion. Se llevan á depósitos cónico-truncados de 1^m,40 de profundidad, 1^m,54 de diámetro en la parte superior y 1^m,02 en la inferior. En el sitio correspondiente al eje hay un árbol vertical con unas paletas horizontales que por su movimiento de rotacion pueden agitar bien las materias. En cada una de estas tinas se cargan unas 4 toneladas de lodos que se remueven durante veinte ó veintidos horas, comunicando al árbol central una velocidad de doce á catorce vueltas por minuto. Las materias más ligeras quedan de este modo en la parte superior, y la amalgama que existe se va reuniendo en el fondo. La pared lateral de estos depósitos tiene cuatro orificios colocados á diferentes alturas, por los cuales se hacen salir las materias; en el intervalo de tiempo que se ha indicado para lavar una carga, se sacan dos veces por el orificio superior, volviendo á agregar agua despues de cada una de ellas; otras dos por el segundo orificio empezando por arriba, y otra por el tercero: despues de sacar por éste casi todas las materias que contiene la cuba, se hace una nueva carga y se trata de la misma manera: la amalgama reunida en el fondo, que contiene sólo de 25 á 65 por 100 de plata, se saca una vez á la semana.

Las aguas del lavado de las tinas se clarifican, se las hace cristalizar y dan sulfato de sosa que se purifica por una segunda cristalización; y las aguas madres se tratan por la cal, que produce un precipitado utilizable en el abono de las tierras.

La pérdida total de plata en este procedimiento es de 5 á 9 por 100 de la cantidad total que contienen las menas, y el gasto de azogue no pasa de 25 por 100 de la plata obtenida.

En Arivaca (Méjico) se ha introducido de algun tiempo á esta parte la amalgamacion europea para el beneficio de las menas cobrizo-argentíferas, con 25 á 50 por 100 de plata y 15 á 30

por 100 de cobre, que modifica algo el tratamiento. Estas se calcinan con 10 por 100 de sal y 3 á 5 por 100 de cal viva, cuyo objeto es aminorar la formacion de cloruro de cobre y la consiguiente pérdida de azogue. En la calcinacion se pierden 15 por 100 de la plata contenida en las menas. La precipitacion del cloruro de plata en los toneles se hace por medio del cobre para evitar en lo posible la reduccion y amalgamacion de éste, que tendrian lugar en gran escala si se pusiera hierro. Por cada 100 de plata obtenida se pierden 24 á 25 de azogue.

En la fábrica *La Constante* (Hiendelaencina, provincia de Guadalajara), se emplea tambien el procedimiento de amalgamacion europea para el tratamiento de las menas secas de plata que contienen de 300 á 360 gramos en 100 kilógramos. Se empieza por someterlas á un molido en cilindros y á un cribado al través de tela metálica, cuyos agujeros tienen 23 diezmilímetros de lado. En seguida se colocan sobre el trasdos de la bóveda de los reverberos en que han de calcinarse, mezclándolas allí mismo con una cantidad de sal que, segun la riqueza de las menas, varía del 6 al 16 y á veces hasta el 32 por 100. Hecha la mezcla se introduce en el horno en cantidad de 250 kilógramos, y se extiende perfectamente por la plaza, removiéndola de tiempo en tiempo, pero con mucha frecuencia, con un rastrillo dentado de hierro. La calcinacion dura en general cuatro horas, y durante ellas el cuidado del hogar está á cargo del capataz y la remocion de las menas á cargo de dos peones.

Calcinada y clorurada la mena, se saca del horno y se pulveriza en molinos de volandera horizontal, hasta obtener un producto que pueda pasar al través de tela metálica de 980 agujeros en centímetro cuadrado, y en este estado de finura pasa á la amalgamacion. Se cargan 6 quintales métricos en cada tonel, en el cual hay ya 125 litros de agua y 50 kilógramos de hierro dulce en trozos de 1,5 á 2 kilógramos de peso. En seguida se pone el tapon y se hace girar el tonel durante dos ó tres horas, despues de las cuales se pára el movimiento de los toneles, se agregan á cada uno 2 quintales métricos de azogue y se vuelve á hacer marchar el aparato por espacio de diez horas. Pasadas éstas se llenan los toneles de agua y se vuelve á dar movimiento, y al cabo de una hora se extraen, primero la amalgama y des-

pues los lodos que se lavan en tinas de hierro provistas de sus correspondientes agitadores.

La amalgama líquida se filtra al través de mangas de cutí de hilo fuerte, y la *pella* obtenida se calcina en hornos de capellina, en cuya operacion se tardan veintidos horas; y despues de bien seca se funde en crisoles de plumbagina, moldeándola en barras de 20 á 22 kilógramos de peso. La pérdida de azogue en *La Constante* no pasa de 0^{ks},50 por 250 kilógramos de plata obtenida.

Existe en Hiendelaencina, ademas de *La Constante*, otra fábrica que perteneció á D. Vicente Jáuregui, en la cual las operaciones se verifican con la mayor sencillez y economía: y si bien la necesidad de hacer á mano muchas de ellas, lleva consigo algun mayor gasto en jornales, que no es de gran consideracion, no es ménos exacto que ha necesitado muy pocos gastos de establecimiento (1).

La molienda se verifica en molinos de volandera vertical. La parte inferior del molino es una especie de tina de muy poca altura, y 3^m,50 de diámetro, formada con duelas de madera de pino, sujetas con cinchos de hierro, y cuyo fondo es de hierro tambien. En su centro se eleva un árbol vertical, y á la mitad próximamente de la altura de éste salen dos brazos horizontales, en uno de los cuales va sujeta una volandera de caliza, revestida por el canto de hierro dulce para evitar que se desgaste, y en el otro la horquilla para enganchar la caballería que ha de poner el aparato en movimiento. Un muchacho va echando el mineral en pequeñas porciones sobre el espacio de la tina que recorre la volandera, y de cuando en cuando separa el polvo formado, para no dificultar la molienda: este polvo se tamiza despues por una criba muy fina y pasa á la calcinacion. Los reverberos empleados para ésta son de plaza rectangular, con una puerta de trabajo en uno de los lados largos, la plaza tie-

(1) Todos los datos relativos á la fábrica del Sr. Jáuregui, que aparecen á continuacion, los debo á la amabilidad de mi distinguido amigo el ilustrado ingeniero D. Perfecto María Clemencin, que tuvo ocasion de escribir una excelente Memoria sobre este tratamiento durante sus prácticas en aquel distrito.

ne 2^m,23 de longitud por 1^m,53 de anchura y el puente se eleva sobre ella 42 centímetros. La bóveda es elíptica y muy rebajada, distando de la plaza, en su punto culminante, unos 70 centímetros. El combustible empleado es leña, de la cual se queman sobre 690 kilogramos en cada veinticuatro horas. En esta fábrica se cargan en cada horno 220 kilogramos de mena y la cantidad correspondiente de sal comun, decrepitada previamente para que no salte, pero sin hacer la mezcla con anterioridad. La carga la introducen unos muchachos por una tolva colocada en la bóveda del horno, y cuando está hecha se reparte con igualdad por toda la plaza y se da una temperatura suave por espacio de quince ó veinte minutos para secarla, revolviéndola muy frecuentemente con rastrillos de hierro y deshaciendo los grumos que se forman con un pison de la misma materia. Después se eleva el calor hasta el rojo y se sigue removiendo hasta que pasan unas cuatro horas, en cuyo tiempo se ha clorurado completamente la mena.

La amalgamacion se verifica en toneles de 1^m,25 de longitud por 90 centímetros de diámetro en la panza, en los cuales se introducen unos 120 kilogramos de agua, y despues 115 á 161 kilogramos de mena y 36 á 46 kilogramos de hierro dulce en trozos. Los toneles giran durante dos horas con una velocidad de doce á quince revoluciones por minuto, y luego se introducen en ellos 184 á 368 kilogramos de azogue, segun las condiciones del mineral, volviendo á hacer girar el aparato con una velocidad un poco más pequeña durante diez y seis horas. Después se acaba de llenar el tonel con agua y se hace girar de nuevo durante otras dos horas con una velocidad de seis á ocho vueltas al minuto.

El lavado se verifica del mismo modo que en *La Constante*, y la pella que resulta de la filtracion de la amalgama se destila en capellinas y se afina luego en crisoles de grafito ó de arcilla en hornos de tiro.

AMALGAMACION DE LOS PRODUCTOS METALÚRGICOS.—Cuando las materias que deben someterse á la amalgamacion en vez de ser menas son productos de fabricaciones previas, como por ejemplo, matas crudas, matas cobrizas, cobre negro, *speis*, etc., el procedimiento no es, ni con mucho, tan ventajoso como para

las menas, y por esta razon se sustituye, principalmente en Alemania, por los procedimientos modernos de beneficio por vía de disolucion y precipitacion. En Mansfeld se empleó al principio el procedimiento de licuacion que se sustituyó luego con el de amalgamacion europea; pero en 1843 se reemplazó éste con el de Augustin, y muy poco tiempo despues cedió este ultimo el puesto al de Ziervogel, que es el usado hoy.

Cuando se amalgamaban las matas se empezaba por pulverizarlas y despues se sometian á una calcinacion con sal marina y cal, que daba lugar á la trasformacion en cloruros de los sulfatos de hierro y cobre formados en la calcinacion; los cloruros se descomponian luego por la accion de la cal formando óxidos, y quedaba sólo la plata al estado de cloruro. El resto del procedimiento no se diferenciaba del empleado para las menas, y las aguas del lavado se utilizaban para obtener de ellas la sal que aún contenian y el sulfato sódico formado por la descomposicion de las sales metálicas. La pérdida de plata llegaba á 10 por 100, pero una gran parte del metal quedaba en los residuos.

La amalgamacion de cobres negros es muy usada en Hungría y Transilvania. El cobre se tritura por medio de calcinaciones y bocarteados alternativos, y por último se pulveriza en molinos, hasta obtener un polvo sumamente ténue. Este polvo se calcina con 7 á 9 por 100 de sal comun, que se descompone en presencia de la plata metálica y la transforma en cloruro, formándose tambien algo de cloruro de cobre. En los toneles no se ponen planchitas de hierro para descomponer el cloruro de plata, sino lo mismo que en Arivaca, planchitas, ó mejor, granallas de cobre, que no precipitan más que la plata y evitan que la amalgama se haga muy cobriza.

Cuando el cobre negro contiene tambien algo de plomo, la amalgamacion es ménos ventajosa, y cuando existe oro éste no se arrastra completamente por el azogue. Respecto del primer metal debe notarse que no conviene nunca someter á la amalgamacion menas ó productos que contengan más de 5 por 100 de plomo, porque en este caso se gasta inútilmente gran cantidad de azogue y la plata copella resulta sumamente impura.

Para amalgamar los *speis* deben calcinarse primero con mucho cuidado á fin de desprender la mayor cantidad posible de ar-

sénico, y despues de molidos hacerles sufrir otra nueva calcinacion con 2 por 100 de sulfato ferroso y 8 por 100 de sal comun.

Amalgamacion americana.— Los métodos de amalgamacion americana pueden subdividirse en dos grupos, segun el modo de verificar las operaciones, y sobre todo segun la temperatura á que éstas tienen lugar. Así se distinguen la amalgamacion *en frio ó en patios* y la amalgamacion *en caliente ó en calderas*.

AMALGAMACION EN PATIOS.— La gran escasez de combustible que se nota en algunos de los países, principalmente del centro de América, ha hecho que se conserve aún, casi sin haber variado absolutamente nada, el método imaginado por Bartolomé de Medina en 1557, y que en casi todas las fábricas se sigue exactamente de la misma manera. Las menas finamente divididas y húmedas, se colocan formando *montones ó tortas* en grandes espacios enlosados. Estos montones tienen bastante diámetro y poca altura, porque la mezcla de las sustancias que se les agregan se verifica haciendo marchar sobre ellos hombres ó caballerías, y para este objeto es preciso que sean bastante bajos, porque en otro caso imposibilitarian la marcha. A cada monton se le agrega una cantidad de sal comun, que varía de 2 á 20 por 100 de su peso, segun la mayor ó menor pureza que tiene el reactivo: la sal comun se disuelve en la humedad del monton; y en la legía salina formada de este modo se disuelven el cloruro y las demas sales haloides de plata que pueden existir con él, si no están muy alteradas por la luz; pero como existen tambien otras combinaciones que no se disuelven y estas mismas sales haloides no son solubles cuando han sufrido la accion de la luz, es necesario añadir otro reactivo que trasforme en solubles las sales insolubles de plata: este reactivo que es el llamado *magistral*, consiste en una mezcla de sulfatos de hierro y de cobre que procede de la calcinacion de piritas cobrizas, ó de los talleres de *apartado*, siendo preferible este último porque es algo más ácido. La accion del *magistral* sobre las sales de plata, depende de la presencia de la sal comun; estos cuerpos sufren una mútua descomposicion, produciendo sulfato de sosa y cloruro cúprico, que obra como clorurante enérgico del sulfuro de plata, y se forman cloruro argéntico y cloruro cu-

proso. Cuando el cloruro argéntico se ha formado, se agrega cierta cantidad de azogue, y á medida que se va disolviendo aquel cloruro en la sal comun no descompuesta, se reduce por el azogue con formacion de cloruro mercurioso y plata metálica, que se disuelve formando la amalgama en el azogue en exceso. Estas reacciones no se verifican de una manera tan regular, y sobre todo tan seguida como aparece en su explicacion. La accion de los reactivos en una pasta que sólo puede considerarse como semifluida, se ejerce á corta distancia, y por consiguiente es necesario procurar el cambio de posicion de las materias por medio de frecuentes *repasos*; es decir, haciendo marchar sobre ella los hombres ó las caballerías que las han de remover. Las proporciones en que han de hallarse los reactivos, especialmente el magistral, son de mucha importancia para el éxito económico del procedimiento: un exceso de magistral determina la formacion de una cantidad de cloruro cúprico mayor que la necesaria para convertir en cloruro el sulfuro argéntico y como la accion sobre éste es siempre muy lenta, resulta necesariamente la cloruracion de una parte del azogue, que en este estado marcha con las aguas de locion y es completamente perdido sin haber producido la precipitacion de ninguna cantidad de plata. Cuando esto sucede, dicen los amalgamadores que la torta está demasiado *caliente*, y para enfriarla se agrega generalmente un poco de cal, de cenizas ó de otra sustancia básica que pueda convertirse en cloruro más fácilmente que el azogue y evite la pérdida de éste. Cuando las reacciones por el contrario se estacionan y los repasos no logran activarlas, es indudable que no depende el fenómeno de la falta de contacto entre los reactivos, sino de la escasez del magistral que no convierte en cloruros las sales de plata con el intermedio de la sal comun, y por consiguiente no predispone la torta para la precipitacion de la plata metálica y su disolucion en el azogue; en este caso dicen que la torta está *fria*, y para calentarla se agrega magistral que aviva las reacciones; pero haciéndolo con suma precaucion, para no dar en el defecto contrario al que se trata de corregir.

Con el mismo objeto indicado ántes, de evitar en lo posible las pérdidas de azogue, no se pone éste desde luego en gran

cantidad en los montones ; se empieza por añadir una porcion igual en peso al de cuatro veces la plata que el monton contiene segun los ensayos, y despues se agregan $\frac{3}{8}$ de la cantidad primitiva, acudiendo raras veces á la adición de otro octavo y casi nunca á una cantidad superior á la de seis á ocho veces el peso de la plata contenida.

La duracion de una operacion de este género es muy variable y depende, entre otras condiciones, de la temperatura del aire, de la situacion de la fábrica, de la mejor ó peor apreciacion de las cantidades de reactivos, etc. Se puede señalar como término medio el espacio de doce á quince dias en el verano, y de veinte á veinticinco en el invierno; al cabo de este tiempo la cantidad de amalgama que puede formarse se ha formado ya, y se dice que la torta ha *rendido*. Para conocer la marcha de la operacion se toman diariamente muestras de las diversas partes de cada torta, y se mezclan en un plato de barro oscuro que suelen llamar *chua*; este plato, cargado con la muestra, se sumerge en agua y se le imprime un movimiento de rotacion, produciendo así una corriente del líquido sobre las materias, que arrastra las más ténues y reúne en el centro del plato las más pesadas. En la parte superior de estas materias queda una línea formada por la amalgama sólida que no se ha disuelto aún en el exceso de azogue, y á la cual se da el nombre de *lis*. El aspecto de la lis es el que indica más claramente la marcha de la amalgamacion; se distinguen *lis de azogue*, *lis de plata* y *lis de pella*; la primera se presenta blanca, pero sin brillo, y se deshace con facilidad en granos, que corren por la chua, cuando se comprime ligeramente con el dedo. Esta lis indica generalmente que se ha agregado demasiado azogue al monton. La segunda especie de lis ó *lis de plata*, es blanca y brillante; cuando se frota con el dedo sobre la chua se deshace en granos pequeños, y no bien esféricos, sino que tienen el aspecto de limaduras de plata: no hace nunca cuerpo y manifiesta una gran tendencia á ser arrastrada por el agua. Indica el defecto contrario á la lis de azogue; esto es, que se ha puesto muy poco azogue para la plata que contiene el monton. Por último, la *lis de pella* brilla poco y cuando se comprime se reúne y forma cuerpo, dejando algunas veces escurrir un poco de azogue. Si esta última circunstancia no se ve-

rifica, la torta necesita muy poco más azogue; si se verifica, entonces la cantidad de azogue es la oportuna; la presencia en los ensayos de lis de pella, indica el término de la amalgamacion ó que las tortas han rendido.

La *lis* indica en los ensayos la cantidad de azogue que debe agregarse y el término de la operacion; pero es necesario apreciar tambien el estado del azogue que queda líquido, el cual indica los reactivos que hacen falta. Cuando pierde su color y su brillo metálico pasando á tomar uno de perla, se dice que está *aplomado*, circunstancia que procede de que la torta está demasiado *caliente*. Si el azogue permanece entero y cubierto de una ligera película, el defecto es pequeño y no debe acudirse á remediarlo. Si está recubierto de una capa oscura ó azulada y cuando se oprime sobre la chua deja escapar un polvo blanquecino que se marcha fácilmente con el agua, recibe el nombre más especial de *caliente* é indica un exceso ya notable de magistral en la torta. Cuando presenta su superficie no sólo cubierta de una película oscura, sino erizada de granos del mismo color, se llama *encadenado*, y *caliente y deshecho* cuando se presenta en glóbulos blancos diseminados en toda la masa.

Cuando por el contrario el azogue pierde su fluidez y se pone oscuro, se dice que está *tocado*, lo cual indica que la torta está fria; y se distinguen tambien varias especies de *tocado*, segun que el azogue se presenta brillante, amarillento y erizado de puntas doradas, en cuyo caso se llama *apilado*; ó cubierto de una capa rosácea, que cuando se comprime el metal se adhiere al dedo; ó se presenta alargado y cubierto de una capa de color de plata con reflejos rosáceos; ó cubierto de una capa negra; ó diseminado por la masa en granos de este último color.

Otro estado del azogue es el que toma cuando presenta un aspecto betuminoso, en cuyo caso se dice que está *grasiento*, y esto indica que se ha puesto poca sal y ha quedado en la torta un poco de cobre libre.

Es esencial distinguir bien cuándo el azogue está aplomado, tocado ó grasiento, porque como los tres estados indican diversos defectos en el monton, importa no incurrir por mala apreciacion de los caracteres del reactivo en el mismo defecto que se trata de corregir. Para distinguirlos perfectamente se frota el

azogue con el dedo pulgar sobre la *chua*, despues de lavar una muestra; si despues del frote queda un polvo blanco, el azogue está *aplomado*; si el agua se tiñe de negro al lavar, está *tocado*; y si no sucede ni una cosa ni otra y el azogue vuelve á tomar su primitivo brillo, está *grasiento*.

Quando por el aspecto de la lis se conoce que la torta no da más plata, en unas fábricas se agrega una cantidad de azogue bastante á disolver y hacer bien fluida la amalgama formada, para que de este modo pueda reunirse con facilidad; pero esta adición de azogue en el mismo monton presenta el inconveniente de que los reactivos tienen en él una concentracion bastante para clorurarla en gran parte, y ésta, como ya se ha dicho, es enteramente perdida. Lo más general es llevar la torta á grandes tinas circulares de mamposteria, de 2^m,50 de profundidad por 3 de diámetro, en el centro de las cuales se mueve un árbol vertical con brazos horizontales, que ponen en suspension las materias en una gran cantidad de agua con que se habia llenado préviamente la tina. De este modo la amalgama se reúne en el fondo y las partes más ténues son arrastradas por la corriente fuera de la cuba. Es frecuente hacer dos lavados sucesivos de los lodos en dos aparatos semejantes.

Sobre la amalgama quedan las partes más gruesas y más pesadas de mineral, que contienen aún materias bastante ricas para producir beneficio, sometiéndolas á un tratamiento ulterior. La separacion de estas sustancias y de la amalgama se termina en mesas llamadas *planillas*; se ensayan luego, y si la cantidad de plata lo permite se vuelven á tratar del mismo modo despues de pulverizarlas nuevamente.

La amalgama se coloca en unos sacos de cuero con fondo de lona, á través de la cual, por el mismo peso de la materia, filtra el azogue líquido y queda dentro la amalgama ó *pella*, que, despues de moldearse en segmentos de círculo, se lleva á los hornos de capellinas y algunas veces á hornos de retortas, semejantes á los indicados en la página 622.

Mr. Kustel, que se ha ocupado mucho de la amalgamacion americana, dice acerca del procedimiento en patios, que cuando la leña y el agua son escasas, la mena á propósito, el clima favorable y los jornales baratos, es un procedimiento excelente y

que en algunos casos no es posible reemplazarle con ningún otro mejor. El clima del centro de América, principalmente en verano, es muy favorable para los patios; pero en mucha parte de ella, durante los meses de invierno, no puede emplearse este sistema sino dentro de edificios en que, por medio del vapor ó por otro cualquiera, se obtenga la temperatura á propósito, lo cual ya se sale de las condiciones verdaderamente favorables para el procedimiento.

Las menas auríferas no se deben tratar nunca en patios, porque se pierde mucho oro.

Cuando las menas contienen cobre, antimonio, blenda, piritas y otras combinaciones sulfo-antimoniales, no se prestan bien tampoco al tratamiento, si previamente no han sido bien calcinadas.

Los detalles del procedimiento se comprenden perfectamente refiriéndole á una de las localidades en que se emplea, puesto que en todas ellas se lleva á cabo de un modo casi idéntico.

En el Potosí (1) (república de Bolivia), se benefician en patios menas de plata cuya riqueza no excede algunas veces de 97 gramos en 100 kilógramos, y anteriormente, cuando el azogue costaba más barato, se han beneficiado algunas que no pasaban de 40 gramos. Los minerales se clasifican del modo siguiente: *pacos* ó *colorados*, que son los que contienen plata nativa y plata oxidada ó clorurada; éstos son los que mejor y más fácilmente se prestan al tratamiento: *negrillos*, que están constituidos casi exclusivamente por combinaciones sulfo-antimoniales: y *mulatos*, que son una mezcla de unos y otros. Los *pacos* se destinan desde luego á la amalgamación; los *negrillos* sufren siempre una calcinación previa, y los *mulatos* la sufren ó no, según que predomina en ellos una ú otra de las dos clases anteriores.

Las menas empiezan por sufrir en la misma boca de las minas un quebrado á martillo y un rastreo, con el cual se separa la mayor cantidad posible de ganga; y ya enriquecidos algun

(1) *Procédés d'amalgamation des minerais d'argent à Potosí, par M. L. Lemuhot.*—*Annales des Mines*, 5.^a série, tomo XIII, pág. 447.—*Revista Minera*, tomo x, pág. 180.

tanto por este primer procedimiento, pasan á las fábricas ó *ingenios* en las cuales se verifica una molienda muy detenida para reducirlos á polvo fino, sin cuya circunstancia no se verifica la amalgamacion. La molienda empieza por un bocarteado en seco, cuyo producto se tamiza volviendo á sufrir la accion de los pilones la parte que no atraviesa la tela metálica. El polvo obtenido de este modo se lleva á molinos llamados *arrastras*, semejantes á los descritos ya en la página 96. En el centro de una

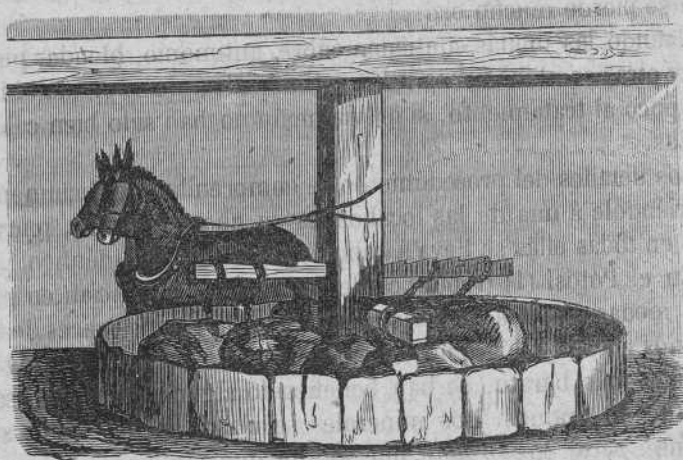


Fig. 82.

solera, de piedra dura y de forma circular con un reborde formado de losas, se eleva un árbol vertical, sujeto por la parte de abajo en su tejuelo, y por la de arriba en una viga horizontal. Este árbol tiene dos brazos horizontales á los que están sujetas con gruesas cadenas unas grandes piedras de forma irregular, que, arrastrando sobre la solera, porfirizan la mena. Las dos mulas que ordinariamente ponen en movimiento el aparato, están atadas á uno de los brazos horizontales, que para este objeto es bastante más largo que el radio del molino. La figura 82 representa uno de estos aparatos, que son los más usados no sólo en Potosí, sino tambien en el resto de la América Central, especialmente en Méjico.

Con ménos frecuencia se emplean molinos semejantes al des-

crito en la página 625, correspondiente á la fábrica del Sr. Jáuregui, en Hiendelaencina, en que las muelas no son informes, sino verdaderas volanderas verticales. Estos se llaman *trapiches*; é *ingenios* otros en que á la solera puede hacerse llegar una corriente de agua que arrastra las partes más finas y ménos pesadas, consiguiéndose así evitar nuevos tamizados en seco que son muy insalubres para los obreros. En muchas localidades se muelen los minerales en *arrastras* con agua, y en este caso la molienda se hace mejor que de ningun modo y no produce el inconveniente del tamizado; pero ésto exige que los minerales sean apropósito para la amalgamación inmediata; los que han de ser calcinados deben molerse en seco para evitar el gasto de combustible que llevaría necesariamente consigo la evaporación de la humedad que les quedase.

Los minerales se colocan primero en grandes montones, que se llaman *cajones*, y de ellos se toman luego los precisos para constituir una torta. En Bolivia un cajon tiene por lo comun 25 quintales métricos. En Chile llega hasta 32.

Una vez formadas las tortas, que tienen unos 2.300 kilogramos de mineral reducido á una pasta de mediana consistencia, se toman de ellas muestras y se procede á hacer los ensayos para conocer los reactivos que cada una necesita. Estos ensayos se practican del modo siguiente: se toman unos 500 gramos de la masa, y colocados en una *chua* se mezclan poco á poco con cantidades pequeñas de azogue ($0^{\text{kg}},50$ de cada vez), incorporando éste perfectamente en la masa por medio de cucharas de madera ó de cuerno. Examinando el estado de la amalgama después de cada adición se conoce cuándo se ha amalgamado toda la plata, que es cuando se ha formado lis de pella, y además se conoce también el estado en que el mineral deja el azogue; es decir, si está *tocado*, *aplomado* ó *grasiento*, y por lo tanto los reactivos que deben agregarse al monton, para que la amalgamación marche bien y no se pierda demasiado azogue.

Así que se ha logrado formar la lis de pella con un ligero exceso de azogue, se lava bien, se exprime fuertemente y se pesa; la quinta parte de su peso es la plata que contiene, y por esta cantidad y la que se tomó se puede calcular el metal precioso contenido en la torta, cuyo peso es también conocido.

El *patio* que ha de recibir los montones, que en la mayor parte de las fábricas es un espacio sin cubrir, debe estar perfectamente embaldosado, para evitar en lo posible las pérdidas de azogue. Las tortas, cuando están hechas con menas arcillosas, se deben mezclar con residuos de lavados anteriores, que hacen el efecto de una sustancia arenosa y evitan que se aglomeren demasiado y carezcan de la porosidad necesaria para que las reacciones se verifiquen bien.

Formada la torta con estas precauciones se agregan de 10 á 12 por 100 de sal comun y se hace el *hormiguillo*, es decir, se remueve el monton para facilitar la disolucion de la sal en el agua que aquel contiene. Generalmente esto se consigue haciendo marchar caballerías (1) sobre el monton describiendo espirales que van desde la circunferencia al centro y del centro á la circunferencia. Estas operaciones se llaman *repasos* ó *vuellos*.

En toda la Bolivia el trabajo de los repasos se hace con los piés de los obreros; pero la operacion es muy penosa, y en el ingenio de D. Inocente Agustin Tellez se ha construido para reemplazarla una especie de *trapiche*, es decir, un molino con varias volanderas horizontales en que éstas tienen diferentes gruesos y están á distintas distancias del eje, de modo que en el movimiento de rotacion marchan sobre diferentes círculos de la solera y pueden remover perfectamente toda la masa colocada sobre ella.

Esta máquina presenta la ventaja de que evita bastantes pérdidas de azogue, y el coste de los repasos, permitiendo ademas examinar en cualquier momento la marcha de la operacion, pero sin embargo, no se ha generalizado.

Cuando la sal está bien disuelta se toman 46 á 50 kilogramos de las materias que constituyen el monton y se las agrega un peso de azogue igual al de la plata que, segun el cálculo, debe

(1) En algunas localidades en que los forrajes son caros y cuesta mucho más el jornal de una caballería que el de un hombre, se hacen los repasos por medio de éstos últimos. Así sucede en casi toda Bolivia; pero este método no puede tener aplicacion fuera de aquellos países, y aún allí mismo la humanidad impide aconsejarlo, siquiera puedan resultar de su empleo algunas economías.

dar el monton, incorporándole perfectamente y agregando de nuevo el todo á la torta sobre la cual se dan tres ó cuatro repasos en las primeras veinticuatro horas, á fin de repartir el azogue uniformemente por toda la masa.

Este método de incorporar el azogue no se sigue en muchos de los puntos donde se usa el procedimiento, sino que generalmente en otros países de América el metal se vierte sobre la torta, en forma de lluvia, haciéndole salir por medio de una ligera presion de un saco de lona ó de franela, despues de lo cual se dan algunos repasos. Si las menas son muy cobrizas y se teme que el azogue ha de resultar *tocado*, se incorpora á la torta algo de sal, cuyo peso se determina tambien por el ensayo en pequeño.

Al segundo dia de hecho el monton, y cuando el sol le ha calentado ya bastante, se le dan uno ó dos repasos y se toma una muestra en la chua para ver si el azogue ha sufrido alteracion, y casi siempre se agregan 25 kilógramos de sal para que se aviven las reacciones.

El tercer dia, despues del repaso, que debe mezclar las materias y hacer que la muestra represente bien la composicion media de la torta, se vuelve á tomar otro poco de la materia y se ensaya para ver si el azogue está aplomado ó tocado; en el primer caso la torta está caliente y se agrega cal para neutralizar los ácidos que existen en ella y evitar que el azogue se clorure; en el segundo caso la torta está fria y se pone *magistral*. Si el azogue no presenta caracteres de haber sufrido alteracion, se da un repaso sencillo á que llaman en la localidad repaso *hinalla*, y de todos modos, despues de haber adicionado los reactivos convenientes en cualquiera de los otros casos, se dan dos ó tres en vez de uno. Cuando á pesar de encontrarse el azogue alterado la lis es brillante, no ofrece cuidado la marcha del monton.

Durante el cuarto y el quinto dia se da tambien un repaso y se vuelven á tomar muestras, que se examinan, corrigiendo en la torta los defectos que indican, pero con gran precaucion siempre para evitar el opuesto á aquel que se trata de remediar.

En el sexto dia el ensayo suele presentar *lis de plata*, y entónces se agrega más cantidad de azogue; á cuya operacion llaman allí *yapar*. La cantidad de azogue que segun el aspecto de

la lis se considera precisa, se reparte en cinco ó seis dias, y se agrega en cada uno de estos la parte correspondiente, filtrándola por un lienzo para que caiga en estado de lluvia y se incorpore mejor.

Durante los demas dias se continúa observando por medio de muestras la marcha de la operacion y agregando los reactivos que aquellas aconsejan, ó dando un repaso sencillo, si la amalgamacion sigue su marcha regular.

Cuando al ensayar los montones que se han puesto en el patio en una misma época se observa que la operacion no va en todos de la misma manera, esto es indicio de que los reactivos no se han agregado con la prudencia debida ó de que la composicion de las menas variaba de unos á otros, y el mejor medio de remediar el inconveniente consiste en hacer lo que llaman *casamientos*, es decir, mezclar parte de los montones que estaban *calientes* con los que estaban *fríos*, debiendo determinar estas partes segun los caractéres de la lis y del azogue. Una vez hechos los *casamientos* se da un repaso muy prolongado para que la mezcla de las materias se verifique lo más completamente que sea posible. Generalmente los *casamientos* se hacen en el noveno dia de la operacion.

Es frecuente que en el duodécimo dia de la amalgamacion se presente el azogue *grasiento*. En este caso, si la naturaleza de la grasa es tal que el azogue se deshace en glóbulos finos de un color blanco aplomado, se agrega cal al monton; y por el contrario, cuando reunidas la lis y el azogue se forma una pasta que deja una mancha oscura cuando se comprime con el dedo, se deben agregar 70 kilógramos de sal y dar en ambos casos un buen repaso; generalmente en este dia concluye de rendir la torta.

Terminada la operacion se recogen las tortas y se lavan en tinajas, como ya se ha dicho, para reunir la amalgama, de la que se filtra el azogue excedente, y que se destila despues por lo comun en hornos de capellinas.

Cuando los minerales sometidos á la amalgamacion contienen, en vez de cloruros, sulfuros, seleniuros y ioduros, es más conveniente emplear para la amalgamacion, amalgama de plomo ó de estaño que azogue solo.

La operacion se debe hacer poco más ó menos del mismo

modo que ya se ha indicado para la amalgamacion con azogue solo; pero en los primeros dias éste debe aparecer muy tocado, porque ha disuelto el plomo ó el estaño que han de servir para preservarle de la accion del cloro, combinándose con éste á medida que se vaya precipitando la plata. La amalgamacion en este caso es algo más lenta que en el anterior, pues llega á catorce dias, cuando con azogue sólo se hacia en doce.

El *consumo* de azogue á que da lugar este procedimiento, es de 1 por cada 1 de plata bruta obtenida; pero ademas, aún en las mejores condiciones, se pierde en los lavados ó por entre las losas del patio una cantidad de 5 á 7,50 kilogramos por cada 20 cajones, ó sea por cada 46.000 kilogramos de mineral tratado.

Cuando los minerales, en vez de corresponder á la clase de los *pacos* corresponden á la de los *negrillos*, necesitan sufrir previamente una calcinacion, sin la cual no darian en la amalgamacion el resultado apetecido.

La calcinacion se verifica casi siempre en hornos de reverbero; para saber hasta qué grado debe llevarse, se hacen en el Potosí ensayos sobre $\frac{1}{2}$ kilogramo de la mena pulverizada. Se ponen tres ensayos en el mismo hornillo, dentro de crisoles ó *potetes* de arcilla, y cuando se ve, sacando parte de la materia que contienen, que han desaparecido las particulas brillantes que habia al principio, se hace un ensayo en la chua con azogue y sal, debiendo quedar aquel *tocado*. Se saca el *pote* y se dejan los otros dos con los cuales se hace lo mismo á diferentes intervalos. Despues se toman muestras de los tres crisoles y se amalgaman en pequeño separadamente para ver cuál sale ántes á *lis de plata*, es decir, cuál se amalgama más pronto.

Cuando las menas contienen suficiente cantidad de piritas para poder amalgamarse, el ensayo hecho de antemano calcinando el mineral á un fuego fuerte da pronto vapores y deja el residuo como si estuviera húmedo. Si esto no se verifica hay que agregar piritas, cuya cantidad se determina tambien por ensayos hechos, mezclando con 500 gramos de mineral, 120, 240, 360 y 500 de pirita. Comparados los resultados de la amalgamacion sobre las menas tratadas de este modo, se ve cuál es el que da más cantidad de plata, y se elige la mezcla y el grado de calcinacion que corresponde á aquel ensayo.

Los reverberos empleados son generalmente de dos plazas sobrepuestas: el mineral se seca en la superior y se pasa después á la inferior, donde se le da un buen fuego hasta que haya perdido por completo el brillo; se le mezcla con sal y se sigue calcinando y tomando muestras de tiempo en tiempo para amalgamarlas en la chua y ver si el resultado obtenido es igual al que se obtuvo en el ensayo hecho para ver el punto conveniente de calcinacion.

Después de bien calcinado se saca del horno, se tamiza y á veces se remuele y pasa al patio donde se amalgama del mismo modo que se ha indicado al hablar de los pacos.

Segun Mr. Browing, ingeniero de Méjico, la teoría de la amalgamacion es algo distinta de la que hemos indicado, y debe explicarse del modo siguiente:

El sulfato de cobre del magistral, en presencia de la sal, se convierte en cloruro cúprico, que el azogue reduce á cloruro cuproso. Este, por la accion del aire, se convierte en oxiclорuro, que cede su oxígeno al sulfuro de plata, convirtiéndole en sulfato, y el sulfato argéntico, por doble descomposicion con la sal comun, se trasforma en cloruro, que se reduce por el cloruro cuproso, convirtiéndose este último en cloruro cúprico, que se oxida y vuelve á servir para la descomposicion de nueva cantidad de plata. Esta teoría, fundada en observaciones y ensayos hechos en grande escala, tiene en su apoyo el hecho de que la amalgamacion marcha más rápidamente cuando en lugar del magistral se emplea oxiclорuro cúprico ya formado.

Amalgamacion en caliente ó en calderas (1). En algunas localidades de América, donde la escasez del combustible no es demasiada, la amalgamacion en patios se ha sustituido con la amalgamacion en calderas, la cual presenta una ventaja indudable sobre aquella, relativamente á la pérdida de azogue que en este procedimiento es siempre una fraccion muy pequeña de la cantidad de plata obtenida, mientras que en los patios no sólo la iguala, sino que la sobrepaja siempre y llega en algunas ocasiones á ser doble.

(1) KUSTEL. — *Nevada and California processes of Silver and Gold extraction for general use.*—San Francisco.—1863.

Las menas que pueden sufrir directa é inmediatamente este tratamiento, son las que contienen la plata al estado nativo ó combinada con el cloro, el bromo y el iodo; los sulfuros arseniuros, antimoniuros, etc., no podrian amalgamarse en calderas sin calcinacion prévia; por consiguiente se destinan generalmente al tratamiento en patios. Se empieza por reducir las menas á un polvo medianamente fino, y esta molienda puede hacerse con agua, lo cual es tambien ventajoso, porque el moler las menas en seco no sólo es insalubre para los obreros, sino tambien muy perjudicial para la maquinaria. Segun sea la forma de las calderas, es conveniente pulverizar más ó ménos los minerales ántes de introducirlos en ellas. Las reacciones se ejercen mejor sobre granos algun tanto gruesos; pero en cambio las calderas se destruyen con mucha más celeridad, y la operacion por el contrario, se hace más lenta.

Las calderas empleadas son siempre de fundicion de hierro, y su fondo está forrado de cobre por la parte interior, circunstancia precisa, porque la materia de este fondo interviene notablemente con las reacciones: antiguamente estaban situadas encima de un hogar, por medio del cual se podia elevar convenientemente la temperatura del líquido que contenian. Hoy, unas veces se usa este sistema y otras se calientan las materias que contienen haciendo llegar á ellas un chorro de vapor. La mena se carga en estado de una papilla no muy clara, agregándola una cantidad de azogue inferior al peso de plata que las menas contienen segun los ensayos, y se calienta el líquido hasta una temperatura que no llegue á la ebullicion del agua, pero que sea lo bastante elevada para que no pueda mantenerse el dedo dentro. Una temperatura demasiado fuerte no conviene, porque se ocasionan muchas pérdidas de azogue por cloruracion; y la misma amalgama forma una tela negra que sobrenada en el resto del azogue sin disolverse en él, y es, por consiguiente, arrastrada con los lodos.

Es muy frecuente en América, sobre todo en la parte de los Estados-Unidos en que se usa principalmente este sistema de tratamiento, (California, Nevada, etc.), no agregar á las menas más reactivo que el azogue, porque el cobre del fondo de la caldera y el hierro de los costados y de las zapatas que hay

dentro, descompone con bastante facilidad las combinaciones haloides de la plata á la temperatura á que el líquido se encuentra, y el azogue disuelve la que se halla al estado metálico, ya la tuviera nativa el mineral, ya proceda de la reduccion de aquellas sales; pero á veces se adicionan tambien otras sustancias salinas ó ácidas, especialmente la sal comun, para que éstas faciliten algo la descomposicion de las combinaciones de otra especie en que se encuentra empeñado el metal precioso. Segun Mr. Kustel, á quien se ha citado ya con motivo de este tratamiento, en las circunstancias ordinarias se verifica tan bien ó mejor la descomposicion de las sales de plata por el hierro y el cobre de la caldera, aun cuando haya algunos sulfuros, que por medio de los reactivos salinos; pero á veces la molienda no se ha llevado al grado debido, y entónces se dificulta la accion de los metales sólidos y es conveniente el uso de reactivos.

La accion de éstos varía naturalmente segun su calidad, y no hay ninguno que dé resultados completamente satisfactorios; pero pueden recomendarse las siguientes mezclas, cuya cantidad se refiere á una tonelada de mena que contiene de 750 á 1.500 gramos de plata al estado de sulfuro en cada 100 kilogramos.

1. ^a Cloruro cúprico.....	6k,5
Sal comun.....	30 ,0
2. ^a Cloruro ferroso.....	6 ,5
3. ^a Sulfato ferroso.....	0 ,5
Sulfato de cobre.....	4 ,0
Sal comun.....	40 ,0
4. ^a Acido sulfúrico.....	1 ,5
Sulfato de cobre.....	1 ,0
Sal comun.....	7 ,5

Cuando se usan estos reactivos se empieza por incorporar la sal en la masa que contiene el aparato por medio de palas de madera; y media hora despues se adicionan los otros reactivos en disolucion, mezclándolos tambien perfectamente; hecha la mezcla, se trabaja la masa con piones de madera, arrastrándola sobre el fondo de la caldera para que el contacto de las partículas argentíferas con el cobre de aquel determine la descomposicion de las sales. Antiguamente esta remocion de las materias se hacia á mano, pero este sistema se ha abandonado ya com-

pletamente, porque exigia un trabajo sumamente penoso, y en el día se emplean calderas con diferentes disposiciones, pero en las cuales el arrastre de las materias sobre el fondo se hace por medios mecánicos, con lo cual se evita el gasto considerable de los jornales, muy caros siempre en la localidad (1), y se consigue bastante economía de tiempo. Las calderas comunes usadas desde hace algunos años están representadas en la figura 83. El fondo tiene en su centro una elevacion cónica *s*, sobre la cual descansa un eje vertical unido á un yugo *y*, cuyos brazos

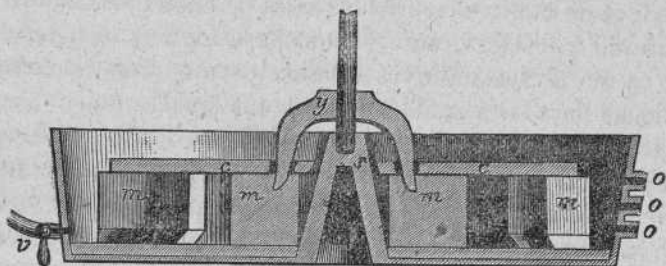


Fig. 83.

penetran, sin ajustarse, en unos agujeros practicados en una cruz de madera *c*. Los brazos de esta cruz llevan en sus extremos unos trozos de madera *mm* con zapatas de hierro perfectamente unidas á ellas: y más próximas al centro otras piezas cuyo objeto es únicamente verificar la agitacion del líquido contenido en la caldera. Algunas veces existe en el eje vertical que ha de comunicar el movimiento á este aparato, un tornillo por medio del cual pueden oprimirse la cruz de madera y las zapatas contra el fondo del aparato; pero esta disposicion es inútil, porque el molino obra bien sobre las menas con sólo su peso, el cual se ejerce con completa libertad, puesto que, segun ya se ha dicho, los brazos del yugo *y* entran holgados en los agujeros de la cruz.

Estos aparatos presentan el inconveniente de que, teniendo

(1) En California hay muchos jornales que exceden de 10 dollars (50 pesetas), y por lo comun no hay ninguno que baje de 4 dollars.

muchas piezas en el interior, no permiten el tratamiento de cantidades considerables de mena, hasta tal punto, que en una caldera de un metro de diámetro no se pueden tratar de una vez más que 25 kilogramos; sin embargo, se emplean todavía bastante, aunque en algunas fábricas se sustituyen por las calderas llamadas de Wheeler, ó por las de Hepburn y Petterson. En las primeras de éstas el fondo está formado por costillas de hierro que le hacen presentar una série de canales dispuestos de un modo semejante á las paletas de una turbina; las zapatas son mucho más pequeñas que en las calderas comunes, y existiendo más espacio hueco en el aparato, pueden tratarse de una vez hasta 350 ó 400 kilogramos de mena; las de Hepburn y Petterson no se diferencian de las de Wheeler sino en que el fondo es inclinado para recoger más fácilmente la amalgama.

La naturaleza de las zapatas y de los rebordes ó costillas que existen en el fondo de las calderas de Wheeler, es muy importante, porque si son muy blandas se gastan demasiado pronto, y si son muy duras necesitan tener un gran grueso, porque siendo de hierro fundido son quebradizas y se rompen fácilmente con cualquier choque que se produzca en el movimiento de la máquina. Las hechas de fundición gris no duran arriba de cuarenta ó cincuenta días, segun la calidad de la mena, mientras las hechas de fundición blanca no sólo duran diez ó quince días más, sino que en atencion á su dureza muelen mejor. No hay inconveniente en usarlas de esta especie; pero hay que tener en este caso un gran cuidado de que no se introduza en la caldera ningun trozo de mineral demasiado grueso, porque éste ocasionaria fácilmente la rotura, sobre todo de las costillas ó rebordes de las calderas de Wheeler.

Las calderas modernas no se calientan por medio de hogares colocados en su parte inferior, lo cual contribuia poderosamente á aminorar su duracion; la elevacion de temperatura se consigue con más facilidad y con ménos deterioro de los aparatos introduciendo en ellos por un tubo lateral y colocado cerca del fondo (*Fig. 83*), una corriente de vapor.

La velocidad más conveniente para estos aparatos es la de 50 á 60 revoluciones por minuto, y parece que esta velocidad es tambien la más oportuna para que pueda introducirse en la cal-

dera mena que no se halle demasiado molida y en la cual pueda escaparse una parte á la precipitacion y á la disolucion en el azogue. En las calderas comunes, sin embargo, como no se puede verificar la molienda dentro de la misma caldera, conviene que el polvo del mineral sea más fino, porque así se ahorra algun tiempo y no se destruye tanto el fondo; pero como las calderas de Wheeler y las de Hepburn son al mismo tiempo verdaderos molinos, conviene que la pulverizacion no se haya llevado tan lejos, porque porfirizándose la mena dentro de la misma caldera la precipitacion de la plata es más completa.

Ya se usen ó no reactivos y cualquiera que sea la clase de calderas que se emplee, de tiempo en tiempo se toman muestras de la masa, se lavan en una chua de barro oscuro ó de madera, y se examinan cuidadosamente el estado del azogue y sobre todo la lis. La cantidad de amalgama aumenta rápida y progresivamente al paso que disminuye la de azogue libre, y al cabo de algun tiempo la lis es de plata y se deshace fácilmente en glóbulos á la presion del dedo. Entónces se agrega más azogue y se continúan el movimiento del aparato y los ensayos hasta que una nueva adición de este reactivo no produzca aumento en la cantidad de amalgama, lo cual indica que se ha disuelto toda la cantidad de plata que pueden dar los minerales. Cuando esto sucede se sacan las materias de la caldera y se procede á su lavado.

El tiempo empleado en una operacion, lo mismo que las manipulaciones, varían bastante segun la clase de calderas de que se haga uso. En las calderas comunes, bien sean mecánicas, bien se verifique á mano la remoción de las materias, una operacion dura de cinco á seis horas, miéntras que en las de Wheeler y en las de Hepburn, en que se verifica al mismo tiempo la porfirizacion del mineral, no pasa de tres.

En el caso de que las menas tratadas estén exclusivamente compuestas de plata nativa y sales haloides de este metal, las reacciones que tienen lugar en el aparato son muy sencillas. La frotacion de los granos de mena contra el fondo de cobre de la caldera, en presencia de una disolucion de sal marina, precipita sobre el referido fondo la plata al estado metálico, convirtiendo en sales cuprosas el metal de que aquel está constituido; y la

plata metálica, á medida que se precipita, se disuelve en el azogue; pero estas acciones no pueden tener lugar fácilmente sobre los granos de mineral, bastante finos, para quedar en suspension y no caer al fondo de la caldera. Las sales que se encuentran en éstos son las que se disuelven en la legía de sal comun; y una vez disueltas, se descomponen en parte por las sales cuprosas formadas por la accion de las menas sobre el fondo del aparato, las cuales constituyen una especie de magistral, y en parte por el azogue, dando lugar á la precipitacion de plata metálica que se disuelve en el exceso de aquel. La cantidad de azogue, que en este procedimiento se clorura á expensas del cloro que estaba combinado con la plata, no es perdida, porque se reduce otra vez á azogue metálico por la accion del fondo de la caldera.

Cuando no se usan reactivos salinos las reacciones tienen alguna analogía con las que se verifican en la amalgamacion europea; las sales de plata que se encuentran en granos gruesos se descomponen por el contacto entre las zapatas de hierro y el fondo de cobre y dan lugar á la formacion de un verdadero magistral que descompone las sales de plata más finamente pulverizadas suspendidas en el líquido, dando lugar á la precipitacion del metal y á su disolucion en el azogue.

Fácilmente se comprende que en este procedimiento, como en el europeo, la reduccion de los compuestos argentíferos no se verifica en su totalidad á expensas del azogue, y por esta razon se consume aquel en una cantidad mucho menor que en los patios, y que nunca llega al 33 por 100 de la plata obtenida.

La descarga de las calderas se hace de diferentes modos, segun su forma. En las calderas comunes se verifica por los tres orificios, *ooo* (*Fig. 83*), colocados á diferentes niveles. Al principio se destapa el agujero superior, y durante un cuarto de hora se deja salir por él el contenido de la caldera, á la que se hace llegar una corriente de agua en cantidad igual á la que sale, sin interrumpir, por supuesto, el movimiento de las zapatas. Despues se quita el tapon del segundo agujero y continúa la descarga por un espacio igual de tiempo; pasado éste, se tapan otra vez ambos agujeros y se hace una nueva carga, sobre la cual se opera del mismo modo. El orificio inferior sólo sirve para sacar

a amalgama, lo cual se hace una ó dos veces por semana, ó más á menudo cuando lo exige la riqueza de las menas.

Los lodos arrastran siempre una cantidad mayor ó menor de amalgama, y para evitar que ésta se pierda se recogen en tinas, en las cuales se les agrega una gran cantidad de agua y algunas veces una porcion de azogue, cuádruple de la que se ha puesto ántes, á fin de diluir la amalgama. Las materias se ponen en suspension por medio de agitadores y se da salida despues de cierto tiempo á los lodos, por orificios algo elevados sobre el fondo.

En estas tinas se recoge la amalgama arrastrada por los lodos, la cual, unida á la que producen las calderas, se filtra para separar el azogue líquido de la *pella*, destilando despues ésta en hornos de capellinas.

Modernamente se usan tinas en las cuales el fondo es cónico, en forma de embudo y presenta en la parte más baja un depósito esférico, donde la amalgama se reúne y del cual se puede sacar más fácilmente sin mezcla de lodos. Estos salen constantemente con la corriente de agua por un orificio colocado á 8 ó 10 centímetros más arriba que el principio del fondo de la caldera, al cual cae pronto la amalgama.

Las tinas están formadas en todos casos por duelas de madera, sujetas con aros de hierro; el fondo es unas veces de madera y otras, como en el caso anteriormente citado, de fundicion. Las piezas que agitan el líquido dentro de ellas son tambien de madera y consisten en varillas verticales, fijas por lo comun en la parte inferior de una cruz de la misma materia, que gira alrededor de un eje vertical, colocado en el centro de la tina.

Las calderas de Wheeler, por su forma especial, permiten el arrastre de parte de la amalgama más fácilmente que las otras; y para evitar este inconveniente, propone Mr. Küstel hacer salir los lodos sin dilucion prévia al agitador, en el cual se hace entrar una corriente constante de agua con la que se logra separar perfectamente la amalgama que se reúne con facilidad en el fondo de aquel.

Los minerales que contienen azufre, arsénico, etc., no se prestan, segun ya se ha dicho, á la amalgamacion en calderas; ántes al contrario, parece que tanto más se dificulta el procedi-

miento cuanto mayor es la cantidad de azufre que existe en ellos. Por esto cuando los minerales son *mulatos* conviene no someterlos á este procedimiento; si se adopta para las menas que tienen gran proporcion de *negrillos*, no deben nunca arrojarse los lodos que salen de las calderas y que contienen toda ó casi toda la plata que existia en aquellos. Es bastante frecuente en las fábricas en que se tratan minerales *mulatos* someterlos á la amalgamacion en calderas cuando la escasez de combustible no lo impide, para evitar así las grandes pérdidas de azogue que tienen lugar en los patios, y tratar luego en patios los residuos de la amalgamacion, unas veces despues de calcinados y otras en el mismo estado en que salen de los agitadores.

Segun se ha indicado ántes, la amalgama obtenida se filtra á través de lienzo fuerte, y la pella, que contiene cinco partes de azogue próximamente por una de plata, se moldea en forma de sectores de círculo, y se lleva luego á los talleres de destilacion, llamados *quemaderos*, en los que se separa por destilacion el azogue, casi siempre, como ya se ha dicho, en hornos de capellinas. Despues se refina la plata obtenida por cualquiera de los medios indicados en las páginas 644 y siguientes.

TRATAMIENTO DE LAS MENAS

POR DISOLVENTES DISTINTOS DEL AZOGUE.

El empleo de un reactivo tan costoso como el azogue para el beneficio de las menas de plata por la vía húmeda, y la circunstancia de perderse una cantidad de 100 y hasta de 200 por 100 respecto de la plata obtenida, habian de dar lugar indispensablemente á estudios y ensayos para variar el tratamiento y sustituir aquel disolvente por otros cuyo valor fuera más pequeño y que permitieran beneficiar menas pobres sin ocasionar un gasto mayor que el producto en venta de la plata obtenida. Estos estudios se han hecho en casi todos los países; pero más especialmente en Alemania, donde, primero Augustin y despues Ziervogel, han ideado procedimientos verdaderamente prácticos y que están en uso desde hace ya bastantes años en las fábricas de Freiberg, Mansfeld, Schmölnitz y algunas otras.

El procedimiento de Augustin, más imperfecto y sobre todo más costoso que el de Ziervogel, se reemplaza en casi todas las fábricas en donde se estableció al principio por éste último; pero, sin embargo, conviene conocer también aquel, que en una gran parte de las operaciones es idéntico á éste, y acaso tenga mejor aplicacion á menas de naturaleza determinada, sobre todo para los cloruros.

Método de Augustin.—El método de Augustin, lo mismo que el método de amalgamacion europea, empieza por someter las menas á una calcinacion clorurante; el cloruro de plata formado se disuelve en una legía de eloruro sódico convenientemente concentrada, y luego se precipita la plata metálica por medio del cobre. La naturaleza de las menas ó de las matas cobrizas que han de someterse al tratamiento por el método de Augustin es de gran importancia para el éxito de éste. Deben tener una gran riqueza en cobre, para que sea ventajoso el tratamiento de los residuos despues de la precipitacion de la plata; pero deben contener poco plomo, zinc, arsénico y antimonio, porque estos cuerpos ejercen todos una influencia sumamente dañosa en el beneficio. El plomo y el zinc se convierten durante la primera parte de la calcinacion en sulfatos, que se descomponen difícil ó incompletamente en el segundo, dando lugar en el último á la formacion de cloruros volátiles que arrastran mecánicamente una notable cantidad de plata. El antimonio y el arsénico, á causa de la difícil descomposicion de sus combinaciones con la plata por medio del cloro, dan lugar á residuos ricos.

En el establecimiento de Mansfeld donde estuvo planteado este procedimiento, y donde aún se conservan algunas de las manipulaciones en el método de Ziervogel que le ha sustituido, se practica del modo siguiente:

Las matas ó las menas se bocartean en seco y se pasan por un tamiz, cuyas mallas tienen 1 ó 2 centímetros de ancho. La parte que queda en las cribas se vuelve á bocartear y la que pasa se lleva á un trommel, en el cual se hacen tres suertes: *grano grueso* (*grobekörper*), que vuelve otra vez al bocarteado; *grano medio* (*mittelfeines*), que se remuele en molinos de volandera horizontal; y *polvo fino* (*fein*), que se destina á la calcinacion inmediatamente.

Los molinos á que se lleva el *grano medio* le reducen á un polvo que pasa tambien en seguida á la calcinacion; y verificada esta segunda molienda, la mitad del mineral bocarteado queda en un estado suficiente de finura para pasar á los hornos.

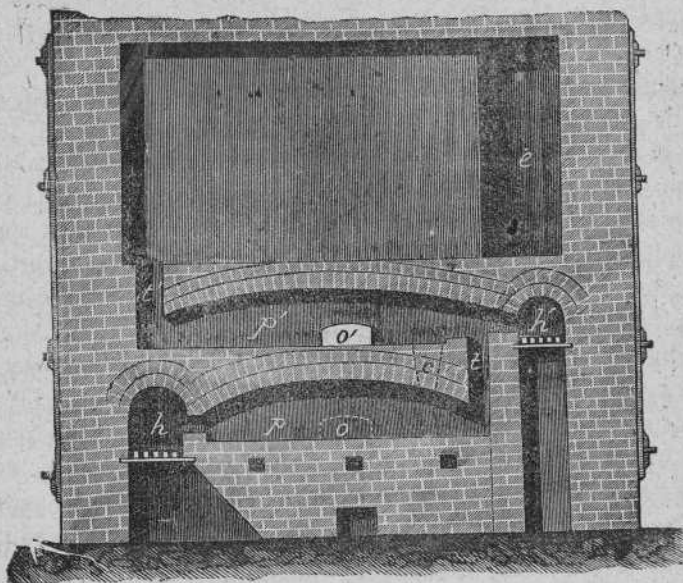


Fig. 84.

Estos son de doble plaza y muy semejantes á los empleados para la cloruracion de las menas en el método de amalgamacion europea. La figura 84 representa el que se empleaba primitivamente en Mansfeld. Consta de dos plazas, *p* y *p'*, sobrepuestas y provistas cada una de su correspondiente hogar, *h* y *h'*, de modo que pueda usarse el horno como dos reverberos sencillos ó hacerse pasar los productos de la combustion del hogar *h*, á la plaza *p'*. Cuando el horno se ha de usar poniendo combustible en los dos hogares, el tragante *t*, que pone en comunicacion ambas plazas, se cierra con una placa de hierro y se mantiene abierto un tragante particular colocado lateralmente, que lleva los humos á las cámaras de condensacion: Los productos de la combustion del segundo hogar, *h'*, cuando éste se usa, salen despues de haber verificado su accion sobre la plaza *p'* por el

tragante z' , á una cámara, y luego á otra inmediata lateralmente á la anterior; como estas cámaras están divididas por tabiques colocados paralelamente al plano de proyeccion, no se ve en la figura más que una de ellas y la entrada e de la inmediata. Esta disposicion permite un ahorro notable de combustible en la plaza superior, que está calentada por el calor que atraviesa la bóveda del horno bajo y que procede del hogar inferior.

Cuando el horno ha de usarse como horno doble, que es lo que sucede siempre que se tratan matas cobrizas, se tabica el espacio comprendido entre el puente y la bóveda del hogar superior y se abre el tragante l , por el cual los humos del hogar h , despues de atravesar la plaza p , pasan á la p' . El tragante que comunica desde el extremo de la plaza inferior directamente con las cámaras, se cierra tambien, y de este modo ambas plazas se calientan con un sólo hogar y el ahorro de combustible es mayor, naturalmente, que en el otro caso; pero debe tenerse en cuenta que no puede llegarse en la plaza superior á una temperatura tan elevada como la que se obtiene cuando se usan los dos hogares. La plaza p' comunica con la p por una especie de chimenea, c , cerrada de ordinario, y por la cual pueden, cuando convenga, arrojarse sobre la última los minerales ó las matas ya calcinadas en la primera. Las puertas de trabajo o y o' , están colocadas una en cada uno de los lados largos opuestos; de modo, que sin necesidad de incomodarse el uno al otro pueden trabajar los obreros simultáneamente en ambas.

Las plazas p y p' , reciben en Mansfeld nombres particulares; la primera se llama *horno inferior* (*unterofen*), y la segunda, á causa de la baja temperatura que hay siempre en ella, *horno ciego* (*blinderofen*).

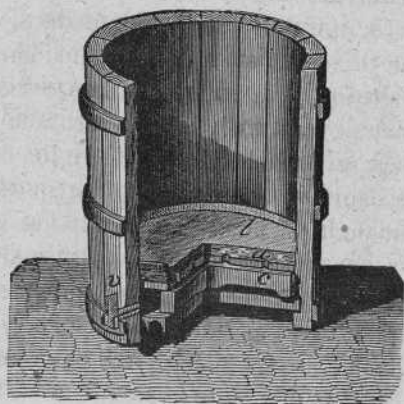
La carga varía con la naturaleza de las matas ó de las menas que se han de calcinar; en Mansfeld llegaba, cuando estaba en uso este procedimiento, á 200 kilogramos: en Freiberg, donde las matas son de distintas propiedades, y sobre todo presentan muy distinta disposicion para calcinarse, no pasaban nunca de 140 á 180 kilogramos. Sea su cantidad la que fuere, se introduce en la plaza superior por la puerta de trabajo, y se extiende sobre ella en una capa lo más igual y lo más delgada posible por medio de una paleta, y luego se trabaja con un ras-

tro de hierro, cuya cabeza pesa 30 á 35 kilogramos, y que se mueve paralelamente á sí mismo, apoyando el hastil en un rodillo horizontal, que gira en dos muñoneras colocadas en las guarniciones laterales de la puerta de trabajo.

La mata sometida de este modo á una temperatura y á una accion oxidante que se ejercen sucesivamente sobre toda su masa en virtud del movimiento producido por el rastro, va calentándose poco á poco, y el azufre se quema produciéndose ácido sulfuroso que se desprende, y ácido sulfúrico que queda combinado con los óxidos metálicos formados al mismo tiempo por la oxidacion de los metales que acompañaban al azufre en la mata. Para esto es necesario que la temperatura de la plaza superior sea bastante baja, á fin de que no se fundan los sulfuros ántes de volatilizarse el azufre, lo cual aglutinaria las materias é impediria una completa calcinacion. Sin embargo, como es imposible que en toda la plaza haya el mismo grado de calor, las matas, que apénas están alteradas en la proximidad del tragante, están sulfatizadas casi por completo en la inmediacion del puente. Al cabo de una hora ú hora y cuarto de calcinacion, el obrero abandona el rastro por la pala y cambia por completo la posicion de la carga, llevando al puente la parte que estaba al fin de la plaza y al tragante la que estaba al principio, y continúa despues el trabajo con el rastro lo mismo que ántes, y durante un período de tiempo que es tambien próximamente el mismo; al cabo de dos y media á tres horas, la temperatura del horno inferior tiene que avivarse mucho, y se nota tambien un aumento de calor notable en la plaza alta; entónces se vuelven á remover las materias con la pala y á trabajar con el rastro. La sulfatizacion no se puede hacer por completo en esta plaza, y cuando despues de unas cuatro horas se han sacado las materias que habia en el *horno bajo*, se introducen en él por la abertura *c* las matas casi sulfatadas que ocupaban el *ciego*, las cuales se mantienen durante una media hora sin agregar combustible, porque la elevada temperatura á que se encuentra el aparato basta para concluir de oxidarlas y sulfatizarlas.

Conseguido este objeto se añade combustible y se procura elevar la temperatura de las materias para descomponer los sulfatos, no habiendo ya cuidado de que se fundan porque no

existen sulfuros, que son los más fusibles; se remueve tambien la materia, y despues de unas tres horas, empiezan á tomarse muestras de la proximidad del puente, poniéndolas con agua en una cápsula de porcelana, y examinando el color que toma el líquido. Miéntas presenta una tinta verde, es señal de que aún no están bien descompuestos los sulfatos de cobre y de hierro, y se continúa removiéndolo; cuando el agua permanece clara y sin tomar coloracion alguna, entónces la calcinacion debe darse

*Fig. 85.*

por terminada. En este caso los sulfatos de hierro y de cobre se han convertido en óxidos, miéntas que el de plata, ó continúa todo él sin descomponer, ó se ha trasformado en plata metálica. Entónces se introduce sobre la mata incandescente una cantidad de mata calcinada, ya fria, que se extiende con cuidado sobre la otra y que se agrega en dos ó tres veces, hasta llegar á un peso igual ó poco ménos al de la mata que ya habia en el horno; y con la última porcion de las que se añaden se mezcla una cantidad de 1, 1½ ó 2 por 100 de sal comun, que sirve para clorurar perfectamente toda la plata; introducida ésta, se remueve bien la masa durante diez ó quince minutos sin agregar combustible en el hogar. Despues se saca se tamiza para separar los grumos formados en la calcinacion y se lleva á las cubas en que ha de disolverse. En la calcinacion de 200 kilógramos de mata se tardan ocho horas; pero como está sólamente cuatro en cada plaza,

resulta que cada cuatro horas se saca una carga y se introduce otra. Cada plaza necesita tres hombres, que trabajan alternativamente durante dos horas para no estar expuestos mucho tiempo á los vapores que se desprenden del horno; á las doce horas son reemplazados por otros tres, y vuelven á trabajar despues de un descanso igual al tiempo de su trabajo.

La mata calcinada se almacena y con ella se llenan luego las cubas de disolucion. Estas son cubas de madera (*Fig. 85*), reforzadas exteriormente con aros de hierro y en cuyo fondo se apoya una cruz (ó un anillo), tambien de madera, *c*, sobre el cual se pone un disco de lo mismo, agujereado: encima una capa de astillas ó virutas, *a*, y por último un lienzo fuerte, *l*, que recibe inmediatamente la carga de mata clorurada y que está sujeto á la cuba con un aro de madera. Entre los dos fondos de la cuba y en el espacio que deja en hueco la cruz *c*, hay una llave, *v*, para dar salida á la disolucion de plata.

Estas cubas están montadas sobre ruedas y se conducen por medio de carriles debajo de una canal por donde pasa el agua salada que se destina á disolver el cloruro argéntico, y que corre á lo largo de una fila de cubas, teniendo una llave correspondiente á cada una.

La disolucion de la sal se hace en depósitos apropiados, que se hallan á un nivel más alto que la canal citada, y se lleva á las cubas á una temperatura de unos 50° C, y con 25 á 27 por 100 de sal. Cada cuba se carga con unos 2 á 3 quintales métricos de mata clorurada y recibe por su parte superior una corriente de legía salina, que se hace llegar á ella por la llave correspondiente de la canal general y que sale por la llave *v* de la parte inferior. La corriente se mantiene durante unas trece ó catorce horas, al cabo de las cuales la disolucion no presenta indicios de plata cuando se la recibe sobre una plancha de cobre bien limpia.

Las legías de plata pasan desde las tinas disolvedoras á una série de cubas de precipitacion, que tienen la forma representada en la figura 86. Sobre el fondo superior tienen un tabique vertical, *t*, que las divide en dos partes, de capacidad desigual; la primera, *g*, que tiene los dos tercios del total de la cuba, no tiene salida ninguna, sino que comunica por debajo del doble fondo con la otra *p*, más estrecha, y que tiene una canalita *d*, en

la parte superior. Estas cubas son cinco en cada batería, y como se ha dicho ántes, están en cascada; es decir, que el fondo de cada una está al nivel de la parte superior de la inmediata. En la primera, que sólo tiene por objeto la completa clarificación de la legía, y que se llama *clarificadora* (*Klärfass*), no hay más que el filtro, dispuesto del mismo modo que en las de disolución; pero la disposición del tabique vertical hace que la legía le atraviese dos veces; una al bajar al doble fondo desde el compartimento mayor y otra al subir desde el doble fondo al compartimento pequeño. La segunda cuba y la tercera tienen

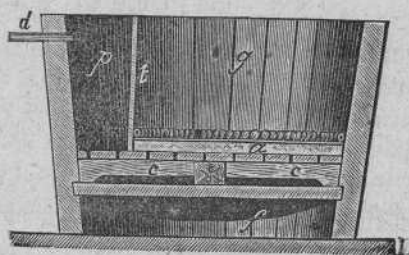


Fig. 86.

encima del doble fondo una cantidad de cobre en trozos, y la cuarta y la quinta una porción de lingotes de hierro. La disolución clara que sale por el canal superior de la primera cuba, pasa á la segunda y deposita la mayor parte de la plata que contiene sobre el cobre, terminándose la desplatación en la tercera tina y precipitándose el cobre en la cuarta y la quinta, por medio del hierro. Las legías se dejan veinticuatro horas en contacto con los metales que han de verificar la precipitación.

Los residuos de las cubas de disolución se recogen, se secan y se tratan por cobre negro del modo que se ha dicho en la página 488. El cobre de cemento, obtenido en las cubas cuarta y quinta, sirve, después de afinado y convertido en pequeños lingotes, y más generalmente después de moldeado en discos, para precipitar la plata en las primeras; y la disolución salina, después de precipitar en contacto del aire la mayor parte de las sales de hierro que contiene al estado de sales básicas, vuelve á servir para la disolución del cloruro de plata.

Se forma en ella una cantidad de sulfato sódico que va siendo cada vez mayor y que tambien se separa por medio de la cristalización.

Cuando en Mansfeld estaba establecido el procedimiento de Augustin para el beneficio de las matas cobrizo-argentíferas, las baterías en cascada eran tres. La disposición general del taller de Freiberg era la que está representada en la figura 87. *DDD* son las cubas de disolución; *F* la de filtración; *CC* las de precipitación de la plata, y *HH* las de precipitación del cobre. Los residuos de las cubas de disolución caían por el canal *c* á depósitos de suelo inclinado, en los cuales escurrían el agua y se preparaban para confeccionar las bolas que iban á los hornos; las legías, después de cristalizar las sales extrañas, se elevaban nuevamente al depósito *S* por medio de bombas *BB*.

El procedimiento Augustiniano bien establecido tiene una ventaja indudable sobre el método de amalgamación, por la gran baratura de la sal, respecto al azogue empleado como disolvente, y por la rapidez con que el metal precioso se obtiene una vez hecha la disolución. Sin embargo, para matas ó menas que contengan las impurezas indicadas en la página 649, tiene algunos serios inconvenientes que han hecho desecharle, especialmente en Freiberg. En Mansfeld la carestía de la sal (que se encuentra estancada en Prusia) ha hecho que tambien se abandonase, sustituyéndole por el de Ziervogel, no obstante que las matas puras de este último establecimiento se prestan bien á aquel método de beneficio. La pérdida, cuando está bien dirigido, no pasa de 2 á 3 por 100 de la plata contenida en las matas.

Método de Ziervogel.—El método de Ziervogel es muy semejante al de Augustin, del cual se diferencia únicamente en la sal soluble de plata, cuya formación se procura, y en la naturaleza del disolvente empleado. Una calcinación cuidadosamente conducida y verificada sobre matas perfectamente pulverizadas, da como productos óxidos de hierro y de cobre y sulfato de plata, que puede disolverse en agua caliente y precipitarse luego de la disolución por medio de cobre, del mismo modo que se hace en el procedimiento de Augustin.

En este método es aún más necesaria la pureza de las matas y la ausencia de sulfuros metálicos que puedan convertirse por

la calcinacion en sulfatos, y que depositándose luégo al hacerse la filtracion, arrastren alguna cantidad de plata, como sucede con el sulfuro plúmbico, ó que libres del azufre puedan convertirse en ácidos que precipiten la plata en el momento de hacerse la disolucion, como sucede con el sulfuro de antimonio.

PROCEDIMIENTO DE MANSFELD (1).—La carestía de la sal, como antes se ha dicho, ha dado lugar á que en Mansfeld se sustituya

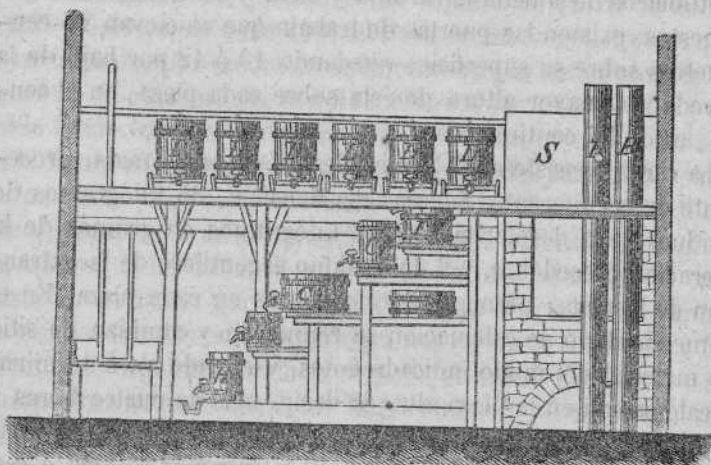


Fig. 87.

al de Augustin este procedimiento, que se conduce allí de la manera siguiente, en la fábrica llamada *Gottesbelohnungs-Hütte*:

La calcinacion tiene lugar en un reverbero de doble plaza igual al que se empleaba ántes, representado en la figura 84; pero atendida su inutilidad se ha suprimido el hogar de la plaza superior, que sólo se calienta al través de los materiales de que está formada, con los productos de la combustion del hogar que atraviesan la primera plaza y van directamente desde ella á una chimenea: puede hacerse, por lo tanto, con ladrillos ordi-

(1) *Exploitation et traitement du Schiste cuivreux argentifère au Mansfeld, par MM. A Peltzer et A Greiner, — Revue universelle des mines, tomo XVI, pág. 137.*

narios, porque en ella no se procura más que una oxidacion y calcinacion preparatorias, y la temperatura no pasa de unos 425° : la plaza inferior debe hacerse de materiales refractarios, porque en ella el calor llega á 800° .

Ambas plazas son de forma elíptica y de iguales dimensiones; estas son $3^m,50$ de largo por 3 de ancho máximo en el eje menor; el hogar tiene por longitud todo el ancho de la plaza y 60 centímetros de anchura. En una y otra, y en los lados largos opuestos, existen las puertas de trabajo que se elevan 25 centímetros sobre su superficie, quedando 10 ó 12 por bajo de la bóveda. La mayor altura de ésta sobre cada plaza, en el centro, es de 55 centímetros.

La carga consiste en 2,5 quintales métricos de mata, procedente de las diferentes fábricas de Mansfeld, 35 kilogramos de residuos de la desplatacion, 12,5 kilogramos de grumos de la operacion precedente, y 2 del residuo argentífero de la extraccion de la plata; permanece cinco horas en cada plaza. En el primer período de calcinacion se remueven y cambian de sitio las materias del modo indicado ántes, y cuando va á terminar la calcinacion en la plaza alta, es decir, más de cuatro horas y media despues de hecha la carga, se mezclan bien con las materias que en ella se encuentran, 10 kilogramos de lignito casi en polvo, que ayudan la reduccion de los sulfatos y favorecen el éxito de la operacion; y en seguida se vierte la carga en la plaza inferior (préviamente desocupada) por la chimenea *c* que existe en el horno con este objeto.

En ésta se continua removiendo durante dos horas más, sin que en este tiempo se añada combustible en el hogar; durante la primera se mantiene cerrada la puerta para no dejar entrar el aire; durante la segunda se le deja que éntre; pasado este tiempo se vuelve á activar la combustion y se remueve la masa más á menudo aún y con más energía durante otras tres horas, al fin de las cuales se toman muestras y se tratan en una cápsula con agua caliente y un poco de sal, con lo cual deben presentarse copos de cloruro argéntico; cuando éstos se presentan y la disolucion no está azulada, se saca la carga con palas y se arroja en wagoncitos de hierro cubiertos con una tela metálica para que no pueda caer en ellos la parte aglutinada que no se ha cal-

cinado bien y que se vuelve al horno como se ha indicado antes. Cada horno produce diariamente de 9 á 10 quintales métricos de mata calcinada, con un consumo de 4,5 quintales métricos de leña. El personal consiste en cinco obreros, dos para la plaza superior y tres para la inferior, que se relevan cada hora en el trabajo de los rastros, que es muy penoso. La duracion de un jornal es de diez horas para cada cuadrilla.

La mata calcinada, que tiene una riqueza de 72,75 de cobre y 0,37 á 0,39 de plata por 100, se lleva en los wagoncitos de que se ha hablado, por medio de un monta-cargas automotor, á las cubas de disolucion, que son de madera, bien calafateadas y de doble fondo, dispuesto del modo indicado ántes y representado en la figura 87 (1). Cada cuba tiene encima dos tubos, por uno de los cuales llega agua caliente y por otro la disolucion ácida que se prepara en un recipiente á propósito colocado á un nivel superior al de las cubas y se calienta en otro, dentro del cual existe un serpentín por el que circula una corriente de vapor. Cargada cada cuba con 250 kilogramos de mata calcinada y 30 de residuos argentíferos ricos, se pone encima un disco de madera perforado para distribuir uniformemente el agua caliente y se hacen pasar por ella unos 250 litros de este líquido, á una temperatura de 65 á 70°; se cierra luégo el canillero de salida y se deja la mata en contacto con el agua caliente durante una media hora añadiendo despues otra disolucion ácida que se obtiene, como se verá luego, y á la cual se agrega $\frac{1}{2}$ kilogramo de ácido sulfúrico por cada cuba. La disolucion, á una temperatura de 70 á 75°, corre de nuevo por el canillero, y el lavado continua hasta que una disolucion de sal comun no acusa en el líquido cantidad ninguna de plata. Entónces se procede á precipitar ésta del mismo modo que en el procedimiento de Augustín. Las aguas, despues de haber servido para la cementacion de la plata, se vuelven á elevar al depósito superior, se las agrega,

(1) Las cubas de Mansfeld no tienen la misma forma que las empleadas en el método Augustiniano, sino que son cónico-truncadas, con la base más pequeña abierta; tienen 75 centímetros de altura, 55 de diámetro superior y 60 de diámetro inferior; el espacio entre los dos fondos es de 15 centímetros.

como ya se ha dicho, $\frac{1}{2}$ kilogramo de ácido sulfúrico por cada cuba en que han de usarse, y vuelven á servir mientras no están demasiado cargadas de sales de cobre, en cuyo caso se precipitan éstas por medio del hierro y vuelven á usarse.

La plata se separa de las barras de cobre, se lava cuidadosamente con agua acidulada, y despues se seca en cajas de palastro fuerte, quedando con una riqueza de 600 milésimas de fino. Esta plata se refina para introducirla en el comercio.

PROCEDIMIENTO DE FREIBERG.—En Freiberg tambien se ha sustituido desde 1860, al procedimiento de Augustin el de Ziervogel, algun tanto modificado por la naturaleza plomiza que tienen allí las matas de cobre.

En lugar de procurar la disolucion de la plata en el ácido sulfúrico diluido, se lleva la calcinacion hasta que todo el sulfato argéntico que se forma al principio se descomponga produciendo plata metálica; despues se trata la mata calcinada por ácido diluido, y la plata que no es soluble queda en los residuos, de los cuales se obtiene volviendo á la fundicion por plomo.

Las tinas de disolucion de las matas calcinadas están en Freiberg situadas en dos filas á uno y otro lado de una plataforma central. Son cilíndricas de 1^m,20 de altura y 80 centímetros de diámetro interior y están forradas con una plancha gruesa de plomo. Cada una de ellas tiene un tubo que baja hasta el fondo, y por el cual se puede introducir vapor, producido en una caldera especial. La carga de una cuba consiste en 100 kilogramos de mata y unos 200 de ácido sulfúrico que marca 40° B. (1), diluidos en otra cantidad igual de agua, ó de aguas madres ácidas. Cuando la carga está hecha, se da paso al vapor, que produce una fuerte agitacion en la masa y calienta el líquido hasta 70 ú 80°. La disolucion se ha verificado completamente al cabo de unas cinco horas; una hora despues se deja aposar la disolucion, y se saca con un sifon de plomo para llevarla á las tinas, en que ha de cristalizar el vitriolo que contiene. Toda la plata queda en los residuos, y éstos se sacan agregando un poco de agua, agi-

(1) El ácido se prepara en la fábrica del Mulde, y está perfectamente exento de arsénico.

tándolos por medio del vapor y llevándolos por medio de un canillero colocado en el fondo de la cuba, á un depósito, de donde se toman más tarde para secarlos y fundirlos por plomo.

Método de Gurlt.—La facilidad con que se descompone el sulfuro argéntico por diversos cloruros metálicos, ha inspirado á Gurlt un método de beneficio sobre el cual se están haciendo en Alemania ensayos en grande escala. Este procedimiento consiste esencialmente en poner en contacto las menas ó productos finamente pulverizados, en toneles rotatorios, con una disolucion de sal y del cloruro de aquel metal que predominé en aquellos. Al cabo de cierto tiempo, el cloruro argéntico que se ha formado y disuelto en la legía salina, se saca y se precipita por medio del metal cuyo cloruro se ha empleado. La eleccion del cloruro metálico debe hacerse segun la naturaleza de las menas: si son blendosas, debe ser cloruro zíncico; si ferruginosas en muy alto grado, cloruro férrico; si cobrizas, cloruro cúprico. El metal empleado para la precipitacion de la plata, debe ser, como ya se ha dicho, el mismo que forma la base del cloruro. Este método no está aún en práctica, y no hay, por lo tanto, datos económicos acerca de él.

Método de Patera.—Las menas de las minas de Joachimsthal, se desplatan tambien por la vía húmeda por el método de Patera; las más ricas se destinan al beneficio crudas, y las más pobres, que contienen sólo de 0,1 á 0,2 por 100 de plata, despues de haber sufrido una fusion por mata cruda; á fin de hacer más fácil el tratamiento de esta mata, se mezcla inmediatamente despues de la sangría con 10 á 15 por 100 de sulfato sódico, se lexivia para desagregarla, y se trabaja con las menas ricas. Estas se calcinan en hornos de reverbero, bajo la influencia continua de una corriente de vapor de agua; despues la calcinacion se continua por cerca de quince horas, mezclando 6 á 12 por 100 de sal comun y 3 á 6 por 100 de caparrosa verde, y se tratan luego en vasijas á propósito, por agua caliente hasta que el sulfuro sódico no dé más precipitado en las aguas de locion. La disolucion metálica se precipita con cal y se calcina de nuevo. El producto de la calcinacion se trata con una disolucion fria de hiposulfito sódico que disuelve el cloruro de plata, y de esta úl-

tima disolucion se precipita el metal al estado de sulfuro, por medio del sulfuro sódico. Las aguas madres se dejan expuestas al aire para que el sulfuro sódico que aún contienen se convierta en hiposulfito y vuelvan á servir para nuevas disoluciones. El sulfuro argéntico precipitado, se seca, se lava, se calcina cuidadosamente y despues de fundirlo con 10 por 100 de hierro en crisoles de grafito, se refina. Los residuos ricos se funden por mata cruda con las menas pobres. La pérdida por este procedimiento, no pasa de 1 á 2 $\frac{3}{4}$ por 100 de la plata contenida en las menas.

Método electro-químico de Becquerel.—El beneficio electro-químico, propuesto por Becquerel, está ensayándose en diferentes partes, pero hasta el presente no ha ofrecido ventajas sobre los anteriormente indicados.

Aplicaciones.—La plata pura se emplea en el plateado de metales, especialmente del cobre, del laton y el metal blanco, ya sea por vía seca, por vía húmeda ó al galvanismo. Tambien se consumen cantidades considerables en la fabricacion de nitrato, que tiene mucho uso en la fotografia y en la medicina. Pero la mayor parte del metal se emplea en la fabricacion de alhajas y de moneda, para cuyos usos se alea con cantidades de cobre determinadas por las leyes en cada país; el objeto de esta liga es dar á los objetos fabricados con ella una dureza de que carecerian los de plata fina.

Antiguamente la ley de la plata se apreciaba en *dineros* y *granos*, suponiéndose que la plata químicamente pura contenia 12 dineros y el dinero 24 granos. De modo que para expresar una liga que contuviera 79 partes y $\frac{1}{6}$ de plata y 20 partes y $\frac{5}{6}$ de cobre, se diria que tenia 9 dineros y 12 granos. En el dia la ley de plata se expresa con mucha mayor sencillez en milésimas; y así, para expresar la misma ley se diria de 792 milésimas próximamente.

La produccion anual de plata en Europa es muy considerable; España produce, segun las últimas estadísticas, 31.272 kilogramos, habiendo llegado no hace muchos años, cuando la industria minera alcanzó mayor desarrollo, á 80.000 kilogramos; los demas países producen cerca de 200.000 kilogramos; repartidos del modo siguiente:

Europa..	Inglaterra.....	21.333	kilógramos.
	Francia.....	43.600	"
	Prusia.....	11.600	"
	Austria.....	34.137	"
	Rusia.....	20.423	"
	Suecia.....	10.130	"
	Italia.....	300	"
	Hannover y Brunswick.....	11.312	"
	Sajonia.....	27.343	"
	Nassau.....	3.213	"
	Baden.....	223	"
	Zollverein.....	46	"
	Holanda, Dinamarca, Portugal, Suecia, Turquía.....	134	"
		<u>188.794</u>	"

América produce mucho más de un millón de kilogramos de plata al año, que se reparten en la siguiente forma:

América.	California.....	9.400	kilógramos.
	Estados- Unidos.....	1.500	"
	Méjico.....	816.100	"
	Nueva-Granada.....	6.500	"
	Perú.....	150.000	"
	Bolivia.....	69.000	"
	Chile.....	45.000	"
	Brasil.....	300	"
		<u>1.097.800</u>	"

La parte asiática de Rusia produce tambien una cantidad de plata de 25.000 á 26.000 kilogramos, lo cual da para la produccion anual del mundo un resultado de 1.391.594 kilogramos.

El valor de la plata es próximamente en España de 840 rs. el kilogramo.

HIERRO.

(Lat.) **FERRUM**, (Fr.) **FER**, (Ing.) **IRON**, (It.) **FERRO**, (Al.) **EISEN**.

I.

Breve reseña de la historia de su fabricacion.

La importancia del hierro, que es el primer elemento de todas las industrias y una de las materias que más poderosamente han contribuido al progreso de la civilizacion, ha hecho que en todas épocas se busque con afán el modo de obtenerle abundante y á bajo precio; y tales han sido desde luego los esfuerzos hechos con este fin, que en medio de los muchos métodos adoptados en diferentes localidades para su fabricacion, aún se conservan en países atrasados ó en aquellos puntos en que las circunstancias permiten el establecimiento de fábricas con corto capital, algunos de los conocidos desde la más remota antigüedad y bastante análogos á los que se supone estaban en uso en épocas anteriores á los tiempos históricos.

El hierro se conoce desde las épocas más remotas; ántes del período que abarca la historia, los hombres de la edad llamada de *Hierro*, le extraían de sus menas, y le trabajaban por procedimientos que han podido conocerse, gracias á los estudios hechos por algunos naturalistas sobre las épocas prehistóricas.

No fué, sin embargo, el hierro el primer metal de que hicieron uso las sociedades humanas. A la edad de hierro precedió la del bronce, como ya se ha indicado en la página 558, y acaso á ambas otra edad del *Cobre*, de la cual apenas han quedado

vestigios. La idea de la posterioridad del hierro aplicado como metal á las primeras industrias, y sobre todo á la fabricacion de las armas primitivas, se justifica con el testimonio de muchos autores antiguos y con las investigaciones hechas moderadamente acerca de la vida del hombre ántes de las épocas históricas. El célebre poeta latino, Lucrecio, que floreció en el año 637 de la fundacion de Roma (95 años ántes de la Era vulgar), habla á Memmio de la formacion de los metales, atribuyéndola á la fusion de la tierra, en virtud del calor que producía sobre ella, ya el incendio de los bosques, ya el efecto del rayo, y dice que por una ú otra causa habian corrido de sus entrañas y se habian reunido en sus concavidades, arroyos de plata, oro, bronce y plomo, que solidificados luego por el descenso de la temperatura, habian llamado la atencion de los hombres por su hermosura y su brillo.

Manabat venis ferventibus, in loca terræ
Concava conveniens, argenti rivus, et auri,
Æris item, et plumbi: quæ cum concreta videbant
Posterius claro in terris splendere colore
Tollebant nitido capti..... (1)

Y un poco más adelante escribe aquellos otros versos tan conocidos de cuantos se dedican á esta clase de estudios:

Et prior æris erat quam ferri cognitus usus
Quo facilis magis est natura, et copia major. (2)

Estas citas no sólo indican claramente la opinion que hace más de veinte siglos tenia un célebre poeta y filósofo acerca de la antigüedad del hierro respecto de la de otros metales, puesto que no habla de él al suponer la formacion del oro, la plata, el bronce y el plomo, sino que demuestra tambien la pequeña escala en que se debía obtener y el corto número de menas que podian emplearse con aquel objeto, porque al decir que el bronce es más *abundante*, es claro que se refiere á las menas, y en tiempo de Lucrecio, como hoy, debian ser muchas más las menas de hierro que las de cobre.

(1) Lucretii.—De Rerum Natura Libro V.—1254 á 1258.

(2) Ibidem.—1286 y 1287.—Y el uso del bronce se conoció ántes que el del hierro, porque es más fácil de manejar y más abundante.

Karsten en la introduccion de su obra sobre el hierro, se ocupa tambien de este hecho, y dice que sin duda en las remotas épocas á que hace referencia no se empleaban como menas de hierro las que tienen aspecto metálico porque son muy difíciles de reducir; y en cuanto á las de aspecto térreo, no llamaban la atencion y se desdeñaba su tratamiento, á no ser que la casualidad hiciera conocer que podia obtenerse de ellas aquel metal.

Las investigaciones hechas por Morlet, en Suecia y Austria, y las de Quiquerez en el Jura, cerca de Berna, han demostrado que los hornos usados en aquellas remotísimas edades, eran cavidades practicadas en la falda de alguna colina, ó tambien algunas veces en campo llano, cubiertas con una especie de cuba hecha de materiales refractarios, y en las que se introducía el viento naturalmente y sólo en virtud del tiro producido por la cubierta. El mineral, mezclado con el carbon, se reducía de este modo al estado metálico, y formaba pequeñas masas semiaglomeradas, que despues de cada operacion se retiraban y se ponian aparte, para darles luego algunas caldas y reunir las en masas homogéneas, bajo la accion del martillo. Mr. Quiquerez ha encontrado una porcion de restos de esta clase de hornos en el punto ya indicado, y los describe con bastantes detalles en una Memoria titulada *De l'age du fer. Recherches sur les anciennes forges du Jura bernois*, publicada en Porrentruy en 1866. La circunstancia de carecer de fuelles estos hornos, unida á algunas otras, hace creer fundadamente que son anteriores á la época romana, pues en ésta ya era conocido el empleo del viento forzado.

Dentro ya de las épocas históricas, el uso del hierro aparece como bastante familiar á los hombres, y los primeros historiadores y poetas hablan de él con mucho conocimiento de sus propiedades, teniendo en cuenta que en esas épocas no se podia hacer distincion entre el hierro y el acero porque no se obtenia sino una mezcla de ambos. El *Génesis* (1) dice que Tubalcain, hijo de Sella, era forjador á martillo de bronce y hierro. Y la época de Sella se remonta á más de 3.000 años ántes de la ve-

(1) Cap. IV, versíc. 22.

nida de J. C. En el *Deuteronomio* (1) exhorta Moisés á los israelitas á la observancia de los preceptos del Señor, y les dice que éste les ha sacado del *horno de hierro* de Egipto, lo cual parece indicar que habian ejercido en aquel país el oficio de fundidores hace más de trescientos siglos. La *Odisea*, al describir el ruido que produjo el tronco inflamado con que se dejó ciego al gigante Polifemo, le compara con el que produce un hierro ardiendo cuando se introduce en agua, *porque esto es lo que da dureza al hierro*, lo cual indica bien claramente que en la época en que se escribió aquel poema (2) se conocia el fenómeno del *templado*.

Segun la cronología de Larcher, el trabajo del hierro sólo se conoce desde quince siglos ántes de la Era Cristiana; y en Egipto estaba tan avanzada la fabricacion, que se dice que Hog, rey de Basan, tenia una cama de este metal; las piedras de los muros de Babilonia estaban unidas por barras de hierro, que se fijaban por sus extremos por medio de plomo, y existian carrillos de aquel metal, entre los que cita el libro de los *Jueces* (3), 900 que llevaba Sísara armados de hoces. En estas épocas ya no se alimentaban los hornos de viento sólo con el tiro natural, sino que se les aplicaban fuelles y aventadores.

(1) Cap. IV, versíc. 20.

(2) Es imposible precisar la época en que se escribió la *Odisea*, puesto que ninguno de los historiadores fija los años en que floreció Homero, y aún hay muchos que siguiendo la idea emitida por el filósofo sajón Wolf niegan completamente su existencia. Sin embargo, segun la cronología estampada en los *Mármoles de Paros* ó de *Arondel*, magnífica coleccion reunida por Mr. Peiresc y depositada en la biblioteca de Oxford por el conde de Arondel á quien se la vendió el descubridor, la época de Homero y por lo tanto de la *Odisea* se puede fijar en el siglo ix ántes de la Era vulgar. A ser esta fecha cierta, no puede dudarse de que en ella se conocia perfectamente, no sólo la existencia del hierro, sino tambien el fenómeno del *templado*, puesto que en el canto IX, versos 391 y siguientes al referir Ulises á Alcinoos sus aventuras en la gruta del Cíclope le dice que "del mismo modo que cuando un experto herrero sumerge en agua fria un hacha ó una azuela enrojecidas *para templarlas porque esto es lo que da dureza al hierro* (τὸ γὰρ αὐτὲ σίδερον γὰρ κρᾶτος ἐστίν)....." y si bien no debe deducirse que Ulises conociera el temple, no se puede negar que le conocia el autor de la frase griega que antecede.

(3) Cap. IV, versíc. 3.

De Egipto pasó probablemente el arte de forjar el hierro á Grecia, á Frigia y á Scitia, y se repartió despues por todo el Oriente, aplicándose á diferentes usos; entre otros, á la fabricacion de moneda, en la época en que Licurgo proscribió para este objeto el empleo del oro y la plata.

En el primer siglo del cristianismo se esparcieron las forjas por una buena parte del Occidente y se construyeron algunas en España, en las inmediaciones del sitio donde se fundó luego Calatayud, y en la parte de los Pirineos hácia Vizcaya. Marcial en su epigrama á Lucio (1) le dice que así como los romanos y los griegos cantaban las excelencias de sus ciudades, deben los españoles cantar las de las suyas, y entre ellas las de «Bilbilis célebre por la superioridad de su duro metal, más apreciado que el de las islas Cálibes y el de la Nórica.»

*Scevo Bilbilim optimam metallo:
Quæ vincit Chalybosque, Noricosque.*

Los hornos eran entónces bastante semejantes á las actuales forjas catalanas, y se ignora si se forjaba desde luego el hierro que se obtenia en ellas, sin nueva elevación de temperatura, ó si se le daban posteriormente algunas caldas.

Nada puede decirse de los adelantos que tuvo la fabricacion durante los siete primeros siglos de nuestra Era.

Al principio del siglo viii, en 712, se empezaron á trabajar las minas de Styria y las del Erzgebirge, y en el ix el arte de forjar el hierro empezó á extenderse por la Bohemia, la Sajonia y probablemente por el Harz. En el siglo x se trabajaba en gran escala en las forjas de España y de los Países Bajos; pero no obstante la mucha actividad de los trabajos, los adelantos eran casi nulos, y bien puede decirse que la metalúrgia del hierro permaneció estacionaria en esta época durante millares de años.

La dominacion de los árabes en España dió un grande impulso á las forjas en la parte del Pirineo. Los primitivos hogares, que eran muy pequeños, fueron agrandándose poco á poco, segun aumentaba la demanda del metal, y su forma, circular en un principio, se convirtió despues en semicircular, aumentándose

(1) Libro IV; Ep. 55.

á dos las toberas, que al principio eran una sola en cada horno. En cuanto á los fuelles, eran ya de cuero y madera, con dos tapas y de forma casi cilíndrica, segun los representa la figura 88.

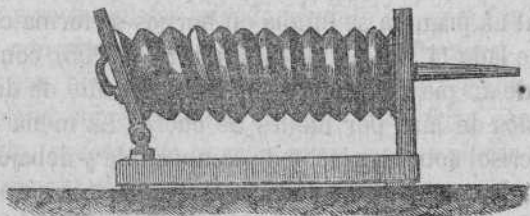


Fig. 88.

En la Galia Céltica, hacia por la misma época grandes progresos la metalúrgia del hierro, y en la Armórica se construian ya con este metal hasta las cadenas con que se suspendian las áncoras de los bajeles (1).

Se ignora la época en que las forjas se introdujeron en Francia y en Inglaterra; la forja más antigua de que se tiene noticia en Francia, data de fines del siglo *xii*, y las de Inglaterra no son anteriores á 1238, en cuyo año se establecieron las del bosque de Dean.

Por todos los métodos empleados en esas remotas épocas se obtenia indistintamente una mala calidad de hierro ó una especie de acero, y no se tenia seguridad de producir éste siempre que se queria; siendo muy notable que semejante mal no haya tratado de remediarse hasta principios del siglo *xviii*, á fines del cual se llevó á feliz término en Inglaterra el procedimiento para conseguir con seguridad este resultado.

Agrícola, uno de los más célebres autores de metalúrgia, y acaso el primero que escribió una obra importante sobre esta materia (2), describe los hornos empleados en su tiempo para

(1) *Ancoræ, pro funibus, ferreis catenis revinctæ.*—C. J. *Cæsar* Comentariorum de bello gallico. Lib. III, cap. 13.

(2) Existen varias ediciones de la obra de Agrícola *De Re metallica*, todas impresas en Basilea. La primera es del año 1546. La que se ha tenido á la vista para escribir estas líneas es de 1561, y en ella la parte relativa al hierro ocupa las páginas 337 á 342.

obtener el hierro; y aunque trata de ellos bastante superficialmente, lo cual supone que la fabricacion no era todavía en su época de una gran importancia, da, sin embargo, algunos detalles, indicando que se trataban dos especies de mena; la pura y la impura. La primera se fundia en hornos de forma cuadrada de 5 piés de lado (1,^m48), y de 3 $\frac{1}{2}$ altura (1,^m03) con un crisol central de un pié de profundidad y pié y medio de diámetro, y alimentados de aire por fuelles de cuero. La mena se colocaba en el crisol sobre un lecho de combustible y debajo de otro de cal viva, de un modo semejante al que hoy se emplea para cargar los hornos altos, y así se continuaba cargando todo el resto de la cuba, hasta formar un monton por cima de ella, dando despues viento y continuando la operacion durante ocho, diez y á veces hasta doce horas. Pasado este tiempo se daba salida á las escorias y se dejaba enfriar un poco la masa de hierro; y luego el maestro y los ayudantes la sacaban del horno, la arrojaban en el suelo del taller y la golpeaban con mazas de hierro con cabo de madera, haciéndola por último cuatro, cinco ó seis trozos, que entregaban á los herreros para que las diesen una nueva calda y las forjasen sobre el yunque.

La mena impura en trozos que no debian pasar del tamaño de una nuez, se lavaba y luego se fundia en hornos de la misma forma, pero algo más elevados, en los que se empezaba por liquidar las materias que habian de servir de fundentes, agregando despues las menas y no dando viento hasta que habia terminado la carga de éstas.

Respecto del acero, dice Agrícola que se hacia escogiendo hierro *á propósito para fundirse*, que se caldeaba y se reducía á pequeños fragmentos. Estos se colocaban en crisoles contruidos con la misma materia con que se hacian los hornos de plata y oro y cuyas dimensiones eran pié y medio (45 centímetros) de diámetro y un pié (30 centímetros) de profundidad. Los fuelles debian llevar la corriente del viento al centro del crisol, que se llenaba con los fragmentos de hierro mezclados con fundente y con carbon, rodeándolos con trozos de leña. Cuando el carbon estaba bien encendido se daba viento y se iba agregando poco á poco mezcla de hierro y fundente, introduciendo en la masa cuando estaba bien líquida 120 libras del mismo

hierro, pero ya en trozos gruesos, de á 3 libras cada uno, que se disolvian en el baño metálico á fuerza de removerlos con un espeton. La operacion duraba cinco ó seis horas, y cuando habia terminado se dejaba enfriar un poco la masa, se sacaba el hierro, se forjaba y se templaba introduciéndole en agua fria. Despues se rompía con el martillo, se examinaba la fractura, y cuando el aspecto era bien uniforme se caldeaba y se forjaba de nuevo y se templaba sumergiéndolo en agua muy fria; con lo cual, dice el texto, *se convierte en puro acero, que es mucho más duro y mas blanco que el hierro* (1).

En estas operaciones, y segun el testimonio del mismo Agrícola, el hierro llegaba á fundirse dentro del horno, lo cual indica que las reacciones que se verificaban eran semejantes á las de los hornos altos modernos; pero en la disposicion en que se encontraban los aparatos, se producía en el mismo crisol una especie de afino, y la fundicion volvía á convertirse, si no en hierro dulce, por lo ménos en una mezcla susceptible de someterse al forjado. Sin embargo, ni entónces ni anteriormente se habia ocurrido á ninguno de los fundidores aprovechar aquella masa flúida para aplicarla al moldeo; así es que, aún conociéndose el hecho de fundirse el hierro desde las épocas de Plinio y de Aristóteles, no llegó á aprovecharse la fundicion hasta mediados del siglo xvi.

Segun las investigaciones de Mushet (2), es probable que empezara á producirse el hierro colado en las forjas del bosque de Dean, por los años 1540 á 1550; y aún asegura O'Relly, que hácia mediados del siglo xiv existian ya en Inglaterra hornos susceptibles de producir 40 á 50 quintales de fundicion en veinticuatro horas.

Por aquella misma época y aún anteriormente, existian ya en Francia algunos hornos altos, de los llamados en aleman *fuss-ofen*; y muy poco despues se elevó la altura y se construyeron los verdaderos hornos altos; citándose como cierto el hecho de que en los ingleses se fundieron ya por entónces algunos cañones.

(1) *In meram aciem vertitur: que ferro est multo durior et candidior.*

(2) *Papers on iron and steel.*

En el siglo xvii se empleaban en el condado de Essex verdaderos hornos altos en los cuales se fundía mineral de hierro calcinado previamente; pero las malas condiciones con que se preparaban las cargas hacían que se corroyeran fácilmente las paredes, y apenas podían hacerse campañas de cuarenta semanas, durante las cuales se producían 320 toneladas de fundición.

La producción inglesa en esta época era muy elevada; y como el combustible era exclusivamente carbon vegetal, los inmensos bosques que cubrían el suelo de la Gran Bretaña se despoblaban con rapidez, sin que fueran bastantes á evitarlo las ordenanzas publicadas para su conservación. La consecuencia necesaria era la muerte de la siderurgia inglesa; é indudablemente hubiera tenido lugar este desastroso resultado sin el empleo del carbon mineral, cuya primera idea se debió al mecánico Simon Sturtevant.

El privilegio concedido á éste en 1611 por Jacobo I, le fué retirado posteriormente, en atención á no haber cumplido sus compromisos y pasó á John Rovenzon, á quien como ventaja de su procedimiento sólo se le ofrecía $\frac{1}{32}$ de los beneficios obtenidos con la fabricación. Con tales condiciones era imposible trabajar con éxito, y éste no se obtuvo hasta después que Dudley, lord de Inglaterra, obtuvo un nuevo privilegio, en cuyos ensayos perdió completamente su fortuna porque sus esfuerzos se estrellaron contra la mala voluntad de los demás fundidores, á quienes hacía una espantosa competencia (1). La ventaja del uso del carbon mineral era indudable, y, sin embargo, una vez muerto Dudley, su invento permaneció abandonado durante casi un siglo, hasta que en 1713, Abraham Darby introdujo el nuevo procedimiento en su horno de Colebrookdale, en el condado de Shrop.

Los métodos empleados hasta esa época para el afino de la fundición eran costosos y difíciles, y empezaron á hacerse en-

(1) En 1662, se vendía en Inglaterra la tonelada de fundición, fabricada con carbon vegetal, á 15 libras esterlinas (1.425 Rvn.), mientras que Dudley podía darla, obtenida con carbon de piedra, á 4 libras (380 rs.) y el hierro forjado á 12 libras (1.040 rs.).

sayos para verificarle en hornos de reverbero. John Payne fué el primero que enunció esta idea, llevada á feliz término diez y siete años despues por Henry Cort, inventor del puddlage en reverberos, á quien debe la Inglaterra el haber podido dejar de importar de Rusia y Suecia una enorme cantidad de hierro dulce.

A medida que se iba extendiendo en Inglaterra el empleo del carbon mineral como combustible á propósito para fabricar el hierro, se apagaban, pero con gran lentitud, los hornos alimentados con carbon vegetal, y en 1787 aún producía el Reino Unido cerca de 14.000 toneladas de fundicion al año, obtenidas con aquel combustible; lo que no puede atribuirse más que á la ciega proteccion concedida por el Gobierno inglés á la fabricacion indigena.

El gran paso dado en la fabricacion del hierro colado con la introduccion del puddlage, debia recibir su complemento en los primeros años de este siglo. En 1828, Beaumont Neilson ideó la aplicacion del viento caliente á los hornos altos y pidió por ello un privilegio, no obstante no haber indicado aparatos especiales para la calefaccion del aire. Sin embargo, los aparatos se inventaron pronto, y las ventajas del nuevo procedimiento fueron tales, que no sólo se obtenia, á igualdad de tiempo, un 50 por 100 más de fundicion que con el aire frio, sino que los gastos disminuian en la misma proporecion de 50 por 100, y la calidad del producto mejoraba notablemente.

En 1837, Mr. Willian Neale Clay obtuvo un nuevo privilegio para fabricar hierro dulce por medio de los minerales tratados directamente en un horno de reverbero: sus ensayos no dieron buen resultado, porque si bien la reduccion se verificaba, el hierro obtenido era de mala calidad, poco homogéneo y con mucha frecuencia quebradizo en caliente; pero aplicando el procedimiento, no á menas solas, sino á una mezcla de éstas con lingotes de fundicion y materias silíceas, alcalinas y carbonosas, se obtenia un hierro dulce de buena clase, y naturalmente en cantidad mucho mayor de la que correspondia á la cantidad de lingotes de hierro colado que se afinaba.

El ensayo que habia fracasado en manos de Mr. Clay, es decir, la conversion directa de las menas en hierro dulce, tuvo

mejor éxito aplicado por Mr. Renton, en Cincinnati, Ohio y en Newart, Nueva Jersey (Estados-Unidos), en cuyas fábricas se empezaba por reducir las menas en una especie de muflas colocadas sobre la bóveda de los hornos de puddler y se pasaban despues á la plaza de los mismos para darles la temperatura conveniente al forjado.

Con el mismo objeto se vino despues á ensayar en Francia el procedimiento conocido con el nombre de su inventor Mr. Che-not, que consiste en la produccion de hierro al estado de esponja, reduciendo la mena por medio de una corriente de óxido de carbono, producida en hogares en que se verifica una combustion incompleta; procedimiento en uso hoy en algunas localidades del extranjero y en la fábrica de Baracaldo cerca de Bilbao.

La dulcificacion del hierro obtenido en los hornos altos, dejaba aún bastante que desear, y otro tanto sucedia con la fabricacion del acero, que, no pudiendo obtenerse con regularidad por el tratamiento directo, ó sea bajo la forma de acero natural, habia de fabricarse por medio de la cementacion y de la fusion, y no sólo resultaba á un precio muy elevado, sino que hacia imposible la fabricacion de objetos de grandes dimensiones. El invento de Mr. Bessemer, dado á conocer por la primera vez en el mes de Agosto de 1856, ha venido á llenar completamente este vacío; y si bien es cierto que por su medio no se puede, como su autor lo creyó en un principio, afinar por completo ó convertir en buen acero cualquiera clase de fundicion, no lo es ménos, que, elegida la calidad de ésta, pueden obtenerse, á un precio fabulosamente bajo, grandes masas de cualquier número de toneladas de acero de excelentes condiciones. El procedimiento Bessemer, consiste en esencia, en decarburar la fundicion quemando el carbono que contiene por medio de una corriente de aire inyectado con la fuerza necesaria para atravesar su masa. De esta manera se llega á un momento en que la fusibilidad de la materia ha disminuido en una proporcion tan notable, que, no obstante la enorme temperatura producida, es imposible que se mantenga líquida; en este caso el afino es completo, y si se quiere obtener acero, es preciso agregarle una cantidad conocida de una fundicion bien pura (*spiegeleisen*), que le suministra

el carbon necesario para que se verifique la trasformacion apeteccida.

Por último, el puddlage acaba de recibir un gran impulso con la adopción del procedimiento Danks, ensayado desde 1868 y presentado á la Sociedad *Iron and Steel Institut*, en 1871. Este nuevo procedimiento consiste en verificar el afino dentro de un horno de reverbero, cuyo laboratorio es un cilindro horizontal giratorio alrededor de su eje, lo cual hace innecesaria la excesiva molestia que los obreros experimentan para hacer el trabajo de las zamarras de hierro dulce, y agrega algo á la produccion á causa de que se reduce la parte interior del referido cilindro, que está formada de óxido de hierro.

Tal es hoy el estado de la metalúrgia de este importantísimo elemento de la civilizacion y de la industria; desde la modesta forja catalana, tan sencilla casi como los aparatos usados en los tiempos prehistóricos, hasta las retortas Bessemer y los hornos de Danks, casi todos los aparatos ideados en las diversas épocas para su fabricacion se mantienen en actividad en unos ó en otros países, y lanzan al comercio inmensas cantidades de productos, á que éste descubre cada dia nuevos y más útiles empleos. La fabricacion del hierro es, segun Mr. Louis Figuier, una de las más poderosas palancas que han determinado el adelanto de la civilizacion humana, y no es extraño, por lo tanto, que un sinnúmero de autores se hayan dedicado á escribir monografías más ó ménos extensas y completas de este metal, cuya produccion es hoy de tan grandísima importancia en casi todos los países.

No bastarian muchos tomos para recopilar lo publicado acerca de la fabricacion del hierro, tanto por medio del tratamiento directo de sus minerales, como por medio de la fundicion; sin embargo, en las páginas siguientes se ha procurado condensar lo más importante relativo á este asunto y describir detalladamente los procedimientos hoy en uso para obtener una materia de tan amplias y variadas aplicaciones, y que indica, por la abundancia con que se produce, el estado de adelanto industrial en que las naciones se encuentran.

II.

Propiedades del hierro puro, del hierro colado y del acero.—Purificacion del hierro.—Menas.

Propiedades.—El hierro tiene por equivalente químico 28. Es de un color gris azulado, característico; cuando está en polvo y recientemente reducido del óxido férrico, es mate; pero adquiere inmediatamente brillo metálico cuando se restrega con un bruñidor. Tiene bastante maleabilidad y ductilidad, y es el más tenaz de todos los metales y el más duro de los dúctiles y maleables. Su densidad varía muy poco ántes ó despues de laminarle, y no pasa de los límites de 7,703 á 7,870, siendo una circunstancia muy notable, observada por Berzelius, Broling y Percy, en el hierro químicamente puro obtenido como se dirá más adelante, la de que es ménos denso despues que ha sufrido la accion del laminador ó del martillo, circunstancia que, segun el primero de dichos autores, podria atribuirse á la repulsion que existe entre el agua y la superficie metálica, porque aumenta en proporcion á dicha superficie; pero que no puede depender de esta causa porque se verifica el mismo fenómeno cuando se ha limpiado perfectamente la superficie de las sustancias extrañas por medio de la potasa cáustica; por esta razon la atribuye el mismo autor á una modificacion que el metal sufre al fundirse en el crisol en que se prepara.

El hierro del comercio no es nunca puro; su testura es granuda, y tanto mejor es su calidad, cuanto más fino y más brillante es el grano. Despues de forjado cambia su estructura en fibrosa, y vuelve á hacerse granudo si se le somete al templado ó se golpea en el mismo sentido de las fibras. El mismo fenómeno se presenta cuando se somete el hierro á una série muy continuada de vibraciones ó á un roce normal á la direccion de las fibras, como sucede respectivamente en las cadenas de los puentes colgantes ó en los ejes de los wagones de ferrocarriles. Para devolverle su estructura fibrosa, hay necesidad de forjarle de nuevo.

La temperatura más elevada que se puede producir en los

hornos, no basta á fundir el hierro cuando está completamente puro; pero se funde con una facilidad relativa, aunque siempre á temperaturas muy elevadas, cuando está combinado con cierta cantidad de carbono, constituyendo la fundicion ó el acero. Puro no se funde, segun Pelouze y Fremy, á ménos de 1.500° ; y segun Pouillet, la temperatura de su fusion es de 1.550° ; pero posee siempre una propiedad preciosa para la industria, propiedad que ya se ha citado en el oro, en la plata y en el platino; el *resudado*, es decir, la propiedad de soldarse perfectamente consigo mismo, cuando se forja á la temperatura del rojo blanco, interponiendo una capa de arena, la cual forma, con la parte oxidada á esta alta temperatura, un silicato fusible, que se separa por el forjado y permite la adhesion perfecta de las superficies. La soldadura practicada de este modo tiene la misma resistencia que el resto del metal, y no se distingue una vez hecha.

El hierro es magnético, y adquiere momentáneamente esta propiedad cuando es puro ó tiene muy corta cantidad de impurezas, en cuyo caso se conoce con el nombre de *hierro dulce*; pero la conserva durante mucho tiempo, cuando está combinado con cierta cantidad de carbono formando el acero.

El hierro cristaliza, como casi todos los metales maleables, en el sistema cúbico. Wöhler ha observado cristales octaédricos en la parte interior de un cilindro laminador de hierro fundido, y cristales cúbicos en las hoquedades de algunas planchas de hierro colado que habian estado expuestas durante mucho tiempo á la accion de una elevada temperatura en el macizo de un horno alto. Mr. Augustin ha observado tambien cristales cúbicos en la fractura de un cañon de fusil que habia estado usándose durante mucho tiempo. Segun el profesor de Cambridge, Mr. Miller, el hierro Bessemer, cuya fractura es muy cristalina, consiste en una agregacion de cristalitos cúbicos, mal conformados, como es natural suponer, puesto que no han tenido espacio bastante para cristalizar con limpieza.

Mr. Fusch supone que el hierro es dimorfo y cristaliza en cubos cuando es dulce, y en romboedros cuando es fundido: añadiendo que el acero es una mezela de cristales correspondientes á uno y otro tipo, cuya proporcion varía segun el grado del temple á que se somete; aumentando los romboédricos á medida

que el temple es más duro y quedando en un estado neutro ó de tension constante cuando el acero se recuece.

El hierro es permeable á la accion de los gases cuando se halla á una temperatura muy elevada. Experimentos hechos por H. Sainte-Claire Deville y Troost, por los años 1864 á 65, han demostrado que el hidrógeno atravesaba un espesor de 3 ó 4 milímetros de acero á la temperatura del rojo.

En el aire ó en el oxígeno, secos y á la temperatura ordinaria, se conserva el hierro indefinidamente sin perder su brillo; cuando se calienta en contacto del aire, absorbe cierta cantidad de oxígeno y se cubre de una cutícula muy delgada que va aumentando gradualmente de espesor y presenta el fenómeno de los anillos coloreados. Calentado al rojo se oxida rápidamente y produce el óxido de *batiduras*. Al rojo blanco se quema y desprende chispas de una luz blanca sumamente brillante.

Cuando el hierro, sumamente dividido, se pone en presencia del oxígeno del aire, tambien arde y puede comunicar su combustion á ciertos cuerpos muy porosos y fácilmente inflamables como la yesca; este fenómeno es el que se produce cuando se golpea el hierro con otro cuerpo muy duro; por ejemplo, cuando se hace uso del eslabon y el pedernal.

Al aire húmedo se recubre fácilmente el hierro de una capa de óxido hidratado, que forma un par voltáico con el hierro metálico. En virtud de la accion eléctrica desarrollada por este par, el agua que se halla disuelta en el aire se descompone, y la oxidacion del hierro en vez de quedar circunscrita á la superficie, como sucede en el zinc, avanza rápidamente hasta el interior de la masa del metal. Introducido en agua, que contiene en disolucion pequeñas cantidades de sales alcalinas, conserva el hierro su superficie perfectamente limpia y no se oxida; para conseguir este efecto basta que el agua contenga $\frac{1}{500}$ de su peso de carbonato potásico ó sódico.

El hierro se disuelve con facilidad en el ácido nítrico diluido; cuando lo está mucho, no se desprende hidrógeno sino que se forma amoniaco, y éste se combina con el ácido en exceso. El ácido nítrico fumante, que contiene ácido nitroso en disolucion, no ataca al hierro, ántes bien le hace sufrir una modificacion, que se conoce en química con el nombre de estado *pasivo*, en

la cual no es atacado tampoco por el ácido nítrico ordinario.

El ácido sulfúrico tambien le ataca: cuando está diluido le oxida á expensas del oxígeno del agua, desprendiéndose hidrógeno: cuando está concentrado y caliente, le ataca, oxidándole á expensas de su mismo oxígeno, y por lo tanto se desprende ácido sulfuroso.

El ácido clorohídrico le convierte siempre en cloruro ferroso, desprendiéndose hidrógeno.

El mineral de hierro sometido á la accion del carbon á la temperatura elevada que se produce en los hornos altos, no se reduce á hierro puro ni siquiera á hierro dulce, sino que forma, con una parte del carbono del combustible, una combinacion cuyas propiedades son distintas segun las diversas proporciones en que se combinan ambos cuerpos. Esta combinacion, empleada desde el siglo xvi, aunque, como se ha dicho en el párrafo anterior, ya hacía muchos siglos que se conocia su existencia, es la que recibe el nombre de *fundicion de hierro* ó *hierro colado*. Segun las diversas proporciones en que entra á formarla el carbono, y sobre todo segun el estado en que se encuentra en la combinacion, así se distinguen diferentes variedades de fundicion, que reciben los calificativos de *negra*, *gris*, *mezclada* ó *manchada* (*truité* en francés, *mottled* en inglés) y *blanca*, siendo las principales la gris y la blanca.

A pesar de los muchos estudios hechos hasta el dia sobre la naturaleza química de las fundiciones, no está bien determinada ésta: en un principio se creyó que eran simples carburos de hierro, pero despues se ha visto que existen en ellas otra porcion de cuerpos, como el silicio, el nitrógeno, el fósforo, el azúfre, el arsénico, el manganeso, que pueden combinarse con el hierro para formar compuestos fusibles semejantes al carburo; y que las fundiciones que presenta el comercio son mezclas de estos diferentes compuestos fusibles, en las cuales predomina siempre el carburo.

La naturaleza química y las propiedades físicas de las fundiciones, varían no sólo con la naturaleza de las primeras materias empleadas en su fabricacion (menas, combustibles y fundentes), sino tambien con los métodos seguidos para obtenerlas; así es que no tienen la misma composicion las que se funden con

carbon vegetal, que aquellas para cuya obtencion se usa cok, ni las fabricadas con aire frio ó con aire caliente.

Se ha indicado ántes que todo el carbono que contienen las fundiciones no entra del mismo modo en la formacion de aquellas, y admiten la generalidad de los autores, que parte del carbono existe combinado en ellas, y otra parte disuelto en la masa al estado de grafito. Las cantidades de una y otra especie de carbono, que se distinguen con las denominaciones de *carbono combinado* y *grafito*, dependen en el más alto grado del modo con que se ha verificado el enfriamiento: cuando las fundiciones están líquidas, el carbono se encuentra todo él al estado de combinacion; pero cuando se solidifican, se separa en forma de grafito una parte, tanto más considerable cuanto más lento es el enfriamiento. Las fundiciones blancas contienen casi todo el carbono combinado, porque en general se han enfriado con una gran rapidez, al paso que las grises, que se enfrian más lentamente, le contienen casi todo al estado de grafito. Como prueba de este hecho, se cita la circunstancia, observada con mucha repeticion, de que las fundiciones grises *blanquean* cuando se enfrian rápidamente, y las blancas se oscurecen cuando se enfrian con mucha lentitud: sin embargo, el Dr. Percy niega la constancia de estos resultados y cita algunos hechos en contrario.

En las diferentes obras de química y de metalúrgia del hierro, se encuentran muchas análisis de toda clase de fundiciones: el siguiente cuadro consigna el promedio de un gran número de ellas.

	FUNDICIONES.			
	GRISES.		BLANCAS.	
	Al carbon vegetal.	Al cok.	Al carbon vegetal.	Al cok.
Hierro.....	94,64	93,65	94,94	93,34
Carbono.....	4,30	4,42	2,52	3,53
Silicio.....	0,91	1,35	0,40	0,37
Fósforo, manganeso, etc. ..	0,15	0,58	2,14	2,76
	100,00	100,00	100,00	100,00

La variedad de fundicion blanca, conocida con el nombre de fundicion *especular* (al. *spiegeleisen*), se considera por la mayor parte de los autores como una verdadera combinacion de hierro y de carbono, en la cual no hay ninguna cantidad de este último cuerpo, que se encuentre al estado de grafito. La composicion de esta variedad es de 95 de hierro y 5 de carbono, lo cual corresponde á la fórmula Fe^4C , que, segun el cálculo, da 94,92 de hierro y 5,08 de carbon. La circunstancia de presentarse esta clase de fundicion siempre en cristales brillantes y bien definidos, hace suponer que efectivamente es un compuesto en proporciones constantes; pero segun el Dr. Percy no puede aplicársele la fórmula precitada, porque nunca dejan de encontrarse en dicha variedad cuerpos extraños, principalmente manganeso, por lo que considera que mejor podria formularse el citado cuerpo $(Fe Mn)^4C$.

De todos modos, y cualquiera de las dos fórmulas que deba aceptarse, resulta siempre que, en la variedad más pura de las fundiciones blancas, existe una cantidad de carbon que excede á la que contienen la generalidad de las fundiciones grises, cosa que á primera vista sorprende atendido el color de unas y otras. Sin embargo, debe tenerse en cuenta que en las fundiciones blancas, cualquiera que sea su grado de pureza, la casi totalidad ó la totalidad del carbono se encuentra formando una verdadera combinacion química, al paso que en las grises hay combinada una pequeña parte, hallándose el resto diseminado en la masa al estado de grafito.

Pelouze y Fremy citan en su obra de *Química general* los análisis de algunas fundiciones grises, en las cuales las cantidades de carbono combinado y mezclado al estado de grafito, son las siguientes:

Carbono combinado.....	0,48	1,03	1,44	0,68	0,93
Grafito.....	3,85	3,62	2,71	2,57	2,34

La fundicion blanca, cuyo análisis citan á continuacion, no contiene grafito y en el resto de sus citas no se encuentra tampoco ninguna en que se haga separacion entre el grafito y el carbono combinado.

La densidad de las fundiciones de hierro varía tambien segun

la clase á que corresponden y el método por que se han obtenido: las blancas son más densas que las grises y las fabricadas con carbon vegetal más que las hechas con cok. En general, la densidad depende de la temperatura del moldeo, de la naturaleza de la fundicion, de la duracion del enfriamiento y de las dimensiones del objeto.

La dureza depende tambien de la variedad á que corresponden; la gris es más dura que el hierro y la blanca más que el acero; raya al vidrio y resiste la accion de la mejor lima; sin embargo, unas y otras puede ablandarse bastante recociéndolas, es decir, sometiéndolas á un calor rojo intenso, durante muchas horas y haciéndolas despues enfriar con suma lentitud. Llevando su temperatura al rojo y enfriándolas rápidamente, se verifica el efecto contrario.

Cuando una fundicion cualquiera se somete á un recocido muy prolongado, envuelta en ciertas sustancias (la más favorable de las cuales es el óxido rojo de hierro), se puede convertir en la fundicion que se llama *maleable*; es decir, en una sustancia flexible y blanda, que se puede emplear sin inconveniente para los mismos usos que el hierro dulce, aunque nunca llega á adquirir por completo las buenas propiedades de éste.

Las fundiciones grises proceden en general de menas de buena calidad y de hornos en buena marcha. Son siempre granudas y porosas, y no susceptibles de adquirir buen pulimento; su color varía del gris claro al gris oscuro, y á medida que se oscurecen se hacen de grano más grueso. Su densidad varía entre 6,79, y 7,05. Pueden cortarse con bastante facilidad, limarse y taladrarse. Tratadas por los ácidos dejan un depósito considerable de grafito, contienen siempre una notable proporcion de silicio, son bastante refractarias y generalmente no se funden á ménos de 1.200°.

Expuestas al aire se oxidan con bastante facilidad, porque son muy porosas.

Cuando despues de fundidas se someten á un enfriamiento muy brusco, experimentan una especie de licuacion, y la parte exterior, que ha estado en contacto con el molde, se hace blanca y por consiguiente dura, manteniéndose gris y relativamente dulce el centro de la pieza; es muy frecuente aprovechar esta cir-

cunstancia para fundir objetos que deben ofrecer bastante resistencia á la presion, y que sin embargo deben ser duros en la superficie, como por ejemplo, los cilindros laminadores.

La fundicion blanca procede unas veces del enfriamiento brusco de la fundicion gris, otras de una marcha algo forzada de los hornos, en los cuales hay un exceso de carga, otras, en fin, de la combinacion del hierro con diferentes cuerpos, entre ellos con el carbono. Las muchas variedades del comercio tienen distintas condiciones segun su composicion y el modo con que se han obtenido. Las principales son la *lamelar* ó *especular* y la de *sobrecarga*.

La primera se obtiene cuando en el horno alto no se producen más reacciones que la reduccion del mineral y la carburacion del hierro; contiene, por lo comun, como ántes se dijo, mucho manganeso y procede de menas que no tienen ni fósforo ni arsénico, y en las que hay pocas piritas de hierro y cobre. Cuando se fabrica con carbon vegetal, tiene una testura cristalina muy marcada, semejante á la del zinc, un color blanco argentino y un gran brillo.

La variedad de *sobrecarga* procede, como lo indica su nombre, de un exceso de minerales en el horno, que produce la presencia de una buena cantidad de óxido de hierro en las escorias y la decarburacion consiguiente. Así es que la cantidad de carbono que contiene es muy variable y oscila entre la correspondiente al acero más carburado y la que se ha indicado ántes para la fundicion especular. Suele contener silicio, azúfre, fósforo, arsénico y algunas veces aluminio, calcio y magnesio. Su testura es radiada ó granuda y tiene mucho brillo. Su densidad oscila entre 7,44 y 7,84; es extremadamente tenaz, y tan dura que salta golpeándola con el martillo, sin que éste deje huellas en su superficie. Ni el cincel puede cortarla, ni se deja limar ó taladrar; en cambio es más fusible que la gris y se liquida de 1.050 á 1.100°.

Las fundiciones blancas, tratadas por los ácidos, dejan un residuo de grafito mucho menor del que dejan las grises; y expuestas al aire se oxidan más difícilmente que éstas.

El *acero*, es otra de las combinaciones de hierro y carbono que tienen una grandísima importancia industrial, sobre todo

desde estos últimos tiempos en que puede obtenerse á bajo precio y en cantidades de mucha consideracion.

En general se considera este cuerpo como una combinacion de hierro y carbono, en las proporciones de 99 por 1; pero las diferentes clases de acero que se encuentran en el comercio tienen además algunos otros cuerpos.

Mr. Binks cita una porcion de hechos, de los cuales parece deducirse que para formar el acero es indispensable que inter vengan á la vez la accion del carbono y la del nitrógeno, y que, por lo tanto, debe ser un nitro-carburo de hierro; y es un hecho indudable, que la presencia de algunos cuerpos, ya metalóides, ya metales, en el acero, le comunica excelentes cualidades.

La composicion de diferentes clases de acero, que puede tomarse como término medio, es la siguiente:

	FRANCES.		INGLÉS.		Húngaro natural.
	Acero fundido.	De cementacion.	Acero fundido.	De cementacion.	
Hierro	98,925	99,36	99,43	98,91	98,94
Carbono	0,528	0,32	0,33	0,54	0,25
Silice	0,550	0,31	0,21	0,54	0,80
Aluminio y manganeso..	0,005	inds.	»	»	»

Mr. Chevreul considera el acero como un estado particular del hierro, que se produce por la union de este cuerpo con otros cuya naturaleza es variable, y considera como aceros, cuerpos compuestos de hierro y de carbono, de hierro, carbono y otro cuerpo, y de hierro y otro cuerpo que no es carbono.

El acero es de un color más blanco que el hierro; su testura, cuando ha sido forjado, es fino-granuda, y no presenta apariencia de fibras, de plaquitas ni de facetas. Las mejores calidades son las que tienen un grano más fino, más blanco, más mate y más igual. Es sonoro y fusible á una temperatura muy superior á la indicada para las fundiciones; segun Pouillet, se funde de 1.300 á 1.400° C.; y segun Scheerer, lo cual parece más probable, de 1.750 á 1.850° C.

La densidad de los aceros varía entre límites muy extensos;

desde el acero indio natural, llamado *Wootz*, que tiene 7,18, se eleva hasta el acero forjado que tiene 7,90.

No obstante presentar la fractura granuda, los buenos aceros tienen lo que se llama *nervio*; es decir, una estructura fibrosa, que contribuye á darles dureza cuando se temple.

El acero es maleable y dúctil en bastante grado; se obtienen láminas poco más gruesas que un papel y alambres del diámetro de un hilo de coser.

Lo mismo que el hierro, posee la propiedad del resudado, y puede forjarse y soldarse consigo mismo ó con un trozo de hierro, á una temperatura inferior á la de su fusion. Los aceros puddlados, naturales y de cementacion, se sueldan de este modo con la mayor facilidad; pero existen algunas variedades que exigen precauciones especiales para verificar la soldadura sin que se alteren las condiciones del metal. Es necesario caldearlos con mucha precaucion y evitando las elevaciones de temperatura demasiado bruscas: tan luego como empiezan á enrojecerse, debe proyectarse sobre su superficie arena, ladrillo ó vidrio molidos, y envolverlos en estas sustancias cuando se sacan del fuego, dando al principio golpes frecuentes y débiles, y aumentando despues la intensidad de éstos. Con estas precauciones desaparece por completo la señal de la soldadura.

Pueden tambien emplearse como fundentes para la soldadura del acero, el borax, ó algunas mezclas de éste y otros cuerpos, como, por ejemplo, la sal amoniaco, las limaduras de acero, el ácido bórico, la sal marina, la colofania, etc.

El orin, que recubre con frecuencia los aceros fundidos, y que algunos comerciantes consideran como señal de una mala condicion del metal, indica, por el contrario, para otros el carácter de prestarse bien al forjado. Por lo comun los cuchilleros ingleses entierran en cuevas húmedas el acero de que han de servirse, y cuando está oxidado le encuentran más dulce y más fácil de trabajar.

La dureza y la tenacidad del acero dependen del estado de *temple* en que se halla. Los aceros á todo temple son excesivamente duros, pero muy frágiles; al par que los no templados ó *recocidos*, adquieren en tenacidad lo que pierden en dureza. En uno ó en otro estado, pero principalmente en el primero, el acero

es susceptible de adquirir un pulimento con el que no es capaz de competir ningun otro metal, inclusa la plata.

Uno de los fenómenos más notables que pueden considerarse en el acero es el del *temple*. Cuando una barra ó pieza del metal se somete á la temperatura del rojo blanco y se enfria despues repentinamente por la inmersión súbita en agua ó en otro líquido, el acero se hace sumamente duro hasta el extremo de rayar el vidrio y áun todos los demás cuerpos, excepcion hecha del diamante. El grado de dureza de los aceros depende de la temperatura á que se somete el objeto que se va á temprar y de la naturaleza y la temperatura del líquido en que se temple.

Para obtener el máximo de dureza, es necesario poner el metal al rojo blanco, y sumergirle en agua muy fria, ó mejor aún en azogue. A menor temperatura, y sumergido en líquidos que no tengan tanta conductibilidad para el calor, adquiere menor dureza y conserva más tenacidad. El mismo efecto puede obtenerse con el recocido, que consiste en someter de nuevo el objeto templado á la acción del calor. La ventaja de seguir este procedimiento es la seguridad de la temperatura á que se opera, lo cual es muy difícil de averiguar cuando se temple directamente.

Una vez limpia la superficie de un objeto de acero templado á *toda agua* ó á *todo temple* y sometido de nuevo á la acción del calor, va perdiendo sucesivamente su dureza segun va adquiriendo mayor temperatura, y las variaciones de una y otra son muy fáciles de apreciar, porque la superficie del metal va tomando distintos colores á medida que su temperatura va subiendo. Al principio la superficie se pone mate, poco despues toma un color amarillo de paja, luego amarillo de oro, despues pardo tendiendo á rojizo; violado, azul oscuro, azul claro y verde mar; pasado este color el acero vuelve á ponerse al rojo sombrío, y por consiguiente no es posible observar más colores en su superficie. Si en este estado se abandona á un enfriamiento lento, adquiere otra vez toda su tenacidad y pierde su dureza; si en cualquiera de los otros grados de temperatura indicados por cualquiera de los colores que se han citado, se sumerge en agua, conserva una dureza tanto menor, cuanto más elevada ha sido la temperatura del recocido.

El temple del acero se puede producir, como ya se ha dicho

anteriormente, modificando su dureza, ya sea por la temperatura del objeto en el momento en que se somete al templeado, ya por la naturaleza del líquido en que se sumerge. Mr. Parkes ha dispuesto un cuadro, en el cual aparece la correspondencia entre los colores del recocido y el temple que se obtiene sumergiendo el acero al rojo blanco en algunas aleaciones metálicas fundidas. Hé aquí este cuadro, en el cual se indican las aleaciones, su punto de fusión y los diversos instrumentos á que conviene cada grado de temple:

OBJETOS.	ALEACIONES.		Temperatura de fusión.	Colores correspondientes de recocido.
	Plomo.	Estaño.		
Lancetas.	7	4	216	Amarillo naciente.
Navajas de afeitar..	8	4	228	Antes del pajizo.
Cortaplumas	8,5	4	232	Pajizo.
Tijeras	14	4	254	Pardo.
Hachas, hojas de cepillo, navajas de bolsillo.....	19	4	265	Pardo rojizo.
Cuchillos de mesa..	30	4	277	Rojizo.
Espadas, muelles de reloj.....	48	4	388	Azul claro.
Muelles grandes, taladros, seguetas, puñales.....	50	2	292	Azul oscuro.
Sierras.	Aceite de linaza hirviendo		316	Azul casi negro.
Instrumentos más blandos	Plomo puro.....		332	

Es muy frecuente designar las temperaturas por medio de los colores que toma el acero cuando se halla sometido á ellas. En el lenguaje vulgar lo mismo que en el industrial se dice casi siempre para indicar la temperatura de los objetos que se hallan al rojo oscuro, al rojo cereza, al rojo blanco, etc. lo cual es más fácil de apreciar en las manipulaciones que una temperatura expresada en grados. Mr. Pouillet para hacer fá-

cilmente apreciables las temperaturas que indican estos colores, ha formado el siguiente cuadro, en que se indican en grados centígrados las correspondientes á cada color:

Rojos naciente.....	525	grados.
Rojos oscuro.....	700	»
Cereza naciente.....	800	»
Cereza.....	900	»
Cereza claro (fusión de la plata).....	1.000	»
Naranja oscuro.....	1.100	»
» claro.....	1.200	»
Blanco.....	1.300	»
» brillante.....	1.500	»

La acción de los ácidos sobre el acero es la misma que sobre el hierro; pero mucho menos enérgica cuando está templado que cuando está recocido. El ácido nítrico permite distinguir con facilidad el hierro y el acero, porque una gota de reactivo, vertida sobre una placa del metal que se quiere ensayar, deja sobre él una mancha gris si es hierro, y verdosa si es acero.

Purificación.—El hierro, según se ha dicho en la página 676, no se encuentra nunca en el comercio químicamente puro: antes al contrario, contiene una porción de cuerpos extraños, entre los cuales figuran en primera línea el carbono, el silicio, el azufre y algunas veces el fósforo. Para obtenerle en completo estado de pureza, es necesario reducir uno de sus óxidos á una temperatura elevada en una corriente de hidrógeno seco. El grado de calor á que se somete el óxido para la reducción, influye de un modo muy notable en las propiedades del metal. Si no pasa del que puede producir una lamparilla de alcohol ordinaria, se obtiene un polvo negro, mate, que se inflama con facilidad en contacto del aire: este cuerpo es el que se conoce en química con el nombre de *hierro pirofórico de Magnus*, especialmente cuando está mezclado con algún otro cuerpo que aumente el estado de separación de sus moléculas; por ejemplo, la alúmina. Si la temperatura á que se verifica la reducción llega al rojo vivo en este caso el metal se presenta agregado y de un color blanco, de plata, con brillo marcadamente metálico. Sus propiedades físicas son muy parecidas á las del hierro del comercio; pero aún es algo más difícil de fundir.

Para obtener hierro puro y completamente agregado, recomienda Berzelius el siguiente método: en un crisol de porcelana se coloca alambre de hierro muy fino, ó recortaduras de chapa delgada, que se mezclan con $\frac{1}{5}$ de su peso de óxido férrico, y se recubre todo ello por una capa de vidrio machacado, bien puro; el crisol se coloca en una forja, y en ella se mantiene durante una hora á un fuego muy fuerte. El carbono, el silicio y el fósforo que puede contener el hierro del comercio, se oxidan de este modo á expensas del oxígeno del óxido férrico, y el ácido carbónico se escapa, mientras que los otros cuerpos pasan á formar escorias en union del vidrio que cubre la masa.

De este modo se obtiene un boton de hierro de un blanco argentino, extremadamente tenaz, más dulce que el hierro en barras y de fractura astillosa, concoide y algunas veces cristalina. Pero segun el Dr. Percy, el hierro obtenido por este método no es completamente puro, porque, disuelto en ácido clorohídrico, ó en ácido sulfúrico diluidos, produce un desprendimiento de hidrógeno fétido, lo que indica la presencia de alguna cantidad de azufre.

Mr. Peligot aconseja para obtener hierro de una pureza muy grande, la reduccion del cloruro ferroso por el hidrógeno: en este caso se obtiene el metal en hermosos cristales cúbicos.

El Dr. Percy indica en su obra (1) que no ha podido obtener hierro químicamente puro en estado de agregacion, sino precipitándole por medio de la pila. Algunas plaquitas que le habia proporcionado Mr. Henry Bradbury, procedentes de la *acercion* de algunos grabados en cobre (2), eran más difícilmente atacables por los ácidos que el hierro del comercio, y en frio no se verificaba la disolucion; pero cuando se hacia á una temperatura suave, el hidrógeno producido no tenia absolutamente olor ninguno. El templado, es decir, la inmersión rápida en agua fria, de un trozo á la temperatura del rojo, no ejercia influencia sensi-

(1) *Metallurgy. Iron and Steel*, página 2

(2) Los grabados en cobre que han de sufrir grandes tiradas, se recubren por medio de la pila de una capa delgada de hierro, que, sin quitarles nada de su delicadeza, presenta una resistencia mucho mayor para el desgaste de la prensa.

ble en su maleabilidad ni en su rigidez, sino que despues de esta operacion se mantenian tan blandas como ántes, circunstancia que no se presenta en ningún ejemplar de hierro dulce del comercio, aun cuando esté en chapa ó en alambre sumamente delgados.

En su tratado de química tecnológica, dice Barruel, que el hierro puro precipitado de este modo por una corriente eléctrica, es tan difícilmente atacable por los ácidos, que él ha conservado algunos ejemplares durante muchos años dentro de un armario en que se desprendian vapores ácidos, sin que al cabo de todo ese tiempo tuvieran la menor señal de orin; pero en cambio, el Dr. Percy, asegura que el hierro obtenido por via galvánica se oxida con gran prontitud, sometido á la accion del aire húmedo, á pesar de que resiste mejor que el del comercio á la accion de los ácidos. Obtenido de este modo el hierro se presta á recibir un hermosísimo pulimento, y es más blanco y algo más duro que el hierro dulce ordinario.

Para que el hierro depositado en la pila sobre las planchas de cobre grabadas, quede perfectamente adherido á las mismas, es necesario que en la disolucion exista una sal amoniacal ó por lo ménos una sal alcalina. Generalmente se emplean disoluciones que contienen cloruro ferroso y cloruro amónico, ó bien una sal cualquiera soluble de hierro, mezclada con cianuro potásico. Meidinger supone que el hierro que se precipita sobre las planchas de cobre en el seno de una disolucion ferrosa, en presencia de otra amoniacal, contiene cierta cantidad de nitrógeno, y que por lo tanto constituye una especie de acero. Sin embargo, esta consideracion debe ser errónea, si son ciertos los experimentos del doctor Percy, relativamente al temple del hierro precipitado por la pila.

En resúmen: parece que hasta el presente no ha llegado á obtenerse de ningún modo hierro perfectamente puro en estado de agregacion.

Menas.—Las menas de hierro se encuentran profusamente extendidas en toda clase de terrenos: todos los minerales que pueden considerarse como tales, son óxidos de hierro ó sales formadas por estos óxidos con el ácido carbónico. Los sulfuros, sulfatos, arseniuros, etc., no son á propósito para fabricar el

metal, y por consiguiente no se pueden considerar como menas; y otro tanto sucede con algunas sales más raras, como los oxalatos, el crómato, tantalato, etc. Segun que son en su esencia óxido férrico anhidro ó hidratado, óxido magnético, ó carbonato, pueden considerarse divididas en diferentes grupos.

Las menas que tienen por base el óxido férrico anhidro (Fe^2O^3), son las siguientes:

El *hierro oligisto ó brillante*, que se presenta generalmente en masas ó en filones en los terrenos antiguos, acompañado con mucha frecuencia de *mohsita*, de hierro titanado, de óxidos de manganeso y de silicatos de hierro, y en algunas ocasiones de hierro cromatado, piritas de hierro y cobre, dolomia y carbonato de cal. La densidad de esta especie es 5 á 5,22.

El *hierro micáceo*, que se presenta por lo general en venillas muy delgadas entre las pizarras micáceas, y cuyo carácter es manchar los dedos y el papel de un color violado. Es más ligero que el anterior y su densidad no pasa de 4,8 á 5.

Estas dos variedades son cristalinas.

Los *minerales violáceos*, que manchan como el anterior, pero con ménos intensidad y con un color más rojizo. Ordinariamente vienen mezclados íntimamente con cuarzo y arcilla y alguna vez con caliza y baritina. Es frecuente que sean manganesíferos.

El *hematites rojo*, que se presenta en filones en los terrenos muy antiguos; es frecuentemente manganesífero y siempre arcilloso: se distingue por su testura concrecionada ó fibrosa y por su color rojo más ó ménos violado.

El *hierro oxidado rojo*, que viene en masas compactas y potentes mezclado con arcillas, en los terrenos secundarios, ó en granos redondeados, diseminados en bancos de arcilla. Es muy rara vez manganesífero y con frecuencia fosforoso. Una de sus variedades más arcillosas constituye el *lápiz rojo*.

Estas tres últimas menas, que corresponden, lo mismo que las dos anteriores al óxido férrico anhidro, son amorfas.

La riqueza de esta clase de menas varía entre límites bastante extensos: la variedad de hematites rojo de Lindale Moor, cerca de Ulverstone, llega á tener hasta 98,71 por 100 de óxido férrico, miéntras que el célebre hierro oligisto de la isla de Elba,

sólo contiene 38,80; y hay algunas variedades que no llegan á 35,50.

El óxido férrico hidratado forma la base de las siguientes menas, que proceden de la descomposicion de sulfuros y carbonatos por la accion del agua y de los agentes atmosféricos; por cuya razon se encuentran algunas veces á poca profundidad los criaderos primitivos sin alteracion.

El *hematites pardo*, que existe en masas y filones en los terrenos primitivos y secundarios, formando concreciones de fractura cérea ó fibrosa. Su color más frecuente es el pardo oscuro, como lo indica su nombre. Contiene de 9 á 14 por 100 de agua, y su riqueza no baja nunca de 48 á 50 de óxido férrico anhidro.

El hematites pardo constituye una excelente mena de hierro. La variedad de esta mena, que se encuentra en Somorrostro, en la provincia de Vizcaya, es muy buscada por los fundidores extranjeros, y se exporta en gran abundancia á Francia, Bélgica é Inglaterra. La composicion de esta variedad es la siguiente, segun Mr. Rivot (1).

Peróxido de hierro	75,05
Peróxido de manganeso	1,45
Alúmina	3,74
Sílice	8,76
Agua	11,00
	100,00

La *limonita compacta* es de un pardo más claro que los hematites: contiene raras veces fósforo, azufre y arsénico; pero le perjudica mucho el hallarse frecuentemente en mezcla con sulfato de barita. Sus gangas habituales son la sílice y la arcilla, con las cuales se encuentra íntimamente mezclada en los terrenos jurásicos. La de Terreros (Vizcaya) tiene 65 por 100 de óxido férrico.

Las *limonitas terrosas*, que proceden siempre de la descomposicion de las piritas por las aguas de la superficie: de manera que en penetrando en sus criaderos á alguna profundidad, se

(1) *Traité de Docimasie*.—París, tomo III, página 449.

encuentra la pirita sin alteracion. Su yacimiento principal es en el *lias*.

A consecuencia del modo de su formacion, contienen todas las sustancias nocivas que acompañan á la pirita de hierro. En la superficie presentan un color amarillento ó parduzco, segun que la parte que se considera es terrosa ó compacta. Son casi siempre pobres, y no dan hierro de buena calidad.

La *limonita en granos* forma esferillas ó elipsóides de todas dimensiones; pero por lo comun no pasan del tamaño de lentejas. Examinando atentamente su estructura, se ve que procede siempre de un núcleo de arena ó de caliza, alrededor del cual se han depositado capas concéntricas del mineral, íntimamente mezclado con sílice, arcilla ó marga. Por lo comun no contiene manganeso; pero tampoco azufre, arsénico, ni fósforo. Se encuentra desde los terrenos jurásico y cretáceo, hasta los terciarios. Su riqueza en óxido férrico varía de 31 á 57 por 100.

Las *menas oolíticas*, forman capas potentes y regulares en las calizas de este nombre. Están constituidas por granillos rojos, pardos ó azulados de óxido férrico, unidos por un cemento calizo ó margoso, de color rojizo, á consecuencia del óxido férrico que contiene.

En estas menas existe generalmente una notable cantidad de fósforo al estado de fosfatos de cal, de alúmina y de hierro y suelen contener tambien titano.

El *hierro de aluvion, píceo ó pantanoso*, es de formacion moderna y procede de la disolucion del óxido férrico á que da lugar la oxidacion de las piritas por la accion de las aguas, en el ácido carbónico en exceso que éstas contienen: cuando este ácido carbónico en exceso se desprende, el óxido férrico hidratado se deposita formando el mineral de pantanos. Algunas veces la existencia de estas menas no proviene de esta disolucion, sino que tienen un origen volcánico.

El hierro pantanoso es siempre muy impuro: rara vez contiene manganeso y en cambio hay variedades que llegan á una riqueza de 13 por 100 de ácido fosfórico. Es casi siempre de color pardo oscuro, su fractura no es jamás fibrosa, sino frecuentemente cristalina y su brillo craso y resinoso. La riqueza oscila entre 51 y 72 por 100 de óxido férrico.

Los *ocres* presentan un color amarillo, pardo ó rojo. Se encuentran en capas de poco espesor en los terrenos secundarios y terciarios. Casi nunca presenta utilidad tratarlos como menas; pero encuentran abundante empleo como materias colorantes, principalmente en la pintura. Rara vez contienen más de 28 por 100 de óxido férrico.

Otra de las menas importantes de hierro es el *hierro magnético* (Fe^3O^4), cuyo principal carácter consiste en su acción sobre la aguja imantada. Es compacto, y frecuentemente contiene cantidades notables de óxido férrico anhidro. Su polvo es pardo, y cuando está en roca presenta en muchos casos el color verde. Cristaliza en octaedros muy pequeños, pero bien determinados. Es una mena muy rica: algunas variedades contienen hasta 72 por 100 de hierro, en cuyo caso se componen de igual número de equivalentes de óxido magnético y óxido férrico. Existe en abundancia en España en las inmediaciones de Marbella (término de Ojen), de cuyo criadero se alimentan los hornos altos de Rioverde (Marbella), y de las fábricas *La Consistencia* y el *Angel* (Málaga).

Las célebres minas de Danemora (Suecia), están también abiertas sobre un criadero de esta misma mena.

El *hierro espático* (FeO, CO^2), es otra de las especies mineralógicas que forman la base de menas de hierro. Según su aspecto y su procedencia, se distinguen las siguientes variedades:

Hierro carbonatado espático, que cristaliza en grandes placas, derivadas del romboedro de 107° , de color blanco ó amarillento cuando no está alterado, y pardo ó rojizo cuando sufre un principio de descomposición. Con frecuencia se presenta asociado á la galena, á la blenda, á especies de cobre y á minerales arsenicales que le hacen inaplicable como mena; pero no contiene nunca fósforo.

Su yacimiento más notable es el de Erzberg, en Styria, y no es de ménos importancia el del país de Siegen, que produce una especie de hierro fundido característica.

Cuando está puro, como especie mineralógica, contiene 48,27 de hierro. El de Styria, ya citado, tiene 56,30 de óxido ferroso.

El *hierro espático cristalino de las hulleras* se presenta con abundancia en Inglaterra, en cuyo país se encuentra en masas

muy grandes, y se conoce con el nombre de *black-band*. Es siempre cristalino; unas veces de color pardo negruzco y otras de color más claro, parecido al de las areniscas carbonosas. Casi siempre va acompañado de piritas, lo cual obliga á calcinarle; pero esto tiene la ventaja de que le hace distinguirse mejor de las pizarras con que viene estratificado, y disminuye notablemente su compacidad y su peso.

Contiene tambien con frecuencia manganeso, sílice, alúmina y fósforo. Las mejores variedades del Staffordshire contienen 54,12 de óxido ferroso.

El *hierro espático litoide* es la misma variedad anterior, con la sola diferencia de presentarse amorfa.

Pueden considerarse tambien como menas de hierro las *escorias de forja*, constituidas por silicatos de aquel metal, y que aún siendo de un tratamiento difícil y muy impuras, presentan la ventaja de adquirirse á muy bajo precio, porque no tienen absolutamente ningun empleo en las ferrerías en que se producen.

Su riqueza es muy variable: las más ricas, que proceden del puddlage, contienen á veces hasta 60 por 100 de hierro; mientras que las obtenidas en las forjas catalanas no llegan á 40.

Su empleo como menas tiene el inconveniente de que se reducen con dificultad, porque se funden en la parte alta de la cuba y bajan rápidamente al crisol, sin dar tiempo á que se ejerza sobre ellas la accion de los gases reductores. Además, la parte que se reduce se convierte en un siliciuro, y por consiguiente no se pueden usar cuando es preciso obtener hierros fundidos poco cargados de silicio.

En Inglaterra hacen sufrir á las escorias que emplean como menas, una especie de licuacion, por medio de la cual se separa silicato ferroso tribásico, acompañado de todas las gangas térreas que tenian las escorias, y queda una mezcla de sílice y de peróxido de hierro sin combinar.

Las escorias de base ferrosa son más difíciles de pasar por los hornos altos que las de base férrica, porque son muy fusibles y muy fluidas. Puede evitarse este inconveniente por medio de una calcinacion hecha con las precauciones necesarias.

Bajo el aspecto metalúrgico; las menas de hierro deben divi-

dirse, segun Scherer (1), en menas faciles y dificiles de reducir, ó segun el lenguaje de los fundidores, en *fusibles* y *refractarias*. Las primeras son aquellas que presentan en su estado natural ó despues de una calcinacion prévia, una testura más ó ménos porosa, que, ofreciendo mayor acceso á los gases reductores del horno alto, hace la reduccion y la fusion más fáciles: entre éstas se pueden contar el hematites pardo, la limonita, el hierro de pantanos y el hierro espático, que pierden por la calcinacion el agua ó el ácido carbónico, y se hacen por consiguiente muy porosas, una vez que han desaparecido estos cuerpos de su masa.

El hierro magnético, el hematites rojo y casi todas las variedades del hierro oligisto, son por el contrario menas refractarias que se alteran muy poco por la calcinacion, y en las cuales sólo puede favorecerse la acción de los gases, sumergiéndolas en agua despues de enrojecidas, con lo cual se québrantan y fisuran, y adquieren una testura esponjosa algo parecida á la de las menas fusibles.

III.

OBTENCION DEL HIERRO DULCE POR EL TRATAMIENTO DIRECTO DE LAS MENAS.—MÉTODOS EN FORJAS.—Forjas catalanas y corsas.—MÉTODOS EN OTROS APARATOS.—Método Clay.—Método Renton.—Método Chenot.—Modificacion de Tourangin.

TRATAMIENTO DE LAS MENAS DE HIERRO EN FORJAS.

Método indio.—Como ya se ha indicado en la página 666, la extraccion directa del hierro de sus minerales, viene practicándose por procedimientos más ó ménos imperfectos, desde los tiempos prehistóricos. Algunos pueblos de comarcas poco civilizadas de la India, del Birman, de la isla de Borneo y del interior del Africa, aplican todavía á este objeto métodos que se distinguen por su excesiva sencillez, y que pueden considerarse

(1) *Lehrbuch der Metallurgie*, von D. Th. Scherer.—Brunswick.—1846, página 588.

como la infancia del arte metalúrgico. El Dr. Percy, en la parte correspondiente al hierro, de la excelente obra de Metalúrgia que está publicando desde 1864, y que ya se ha citado diferentes veces, describe detalladamente alguno de estos procedimientos (1), que consisten en su esencia todos ellos, en la reduccion de menas oxidadas muy puras por medio del carbon, en hogares pequeños, alimentados de aire por fuelles movidos á mano; en general consisten estos en pieles de gamo ó de cabra; en la parte que corresponde al cuello del animal, se adapta un tubo hecho con cañas de bambú, y por la parte posterior se deja una abertura alargada, que puede abrirse á voluntad con la mano para admitir el aire y cerrarse cuando se quiere soplar con el fuelle.

La imperfeccion de estos métodos, inaceptables hoy en el estado en que se encuentra la industria en Europa, y los límites á que debe ceñirse un Curso de la índole del presente, aconsejan que no se reproduzcan todas esas descripciones, limitándolas sólo como dato histórico, á la del procedimiento seguido en Orissa (Bengala), que merece una mencion especial por lo mucho que se asemeja al de las forjas catalanas.

Los indios méhales, son los que se dedican generalmente al oficio de fundidores, y forman una clase aparte de las demás y mal mirada por los individuos de las otras castas. El hogar que emplean es una capacidad cilíndrica, hecha de arena ferruginosa mal amasada y sostenida en una especie de armadura formada de trozos de bambú. Algunas veces esta capacidad se estrecha en la parte superior, y sus paredes, que por lo general son de igual espesor en toda la altura, se hacen algo más delgadas en la parte baja.

La altura es próximamente de 90 centímetros y el diámetro interior de unos 30; pero la regularidad de la forma y las dimensiones de estos hogares suelen depender de la habilidad del obrero que los construye ó de la casualidad. En la base del horno hay practicadas dos aberturas: una de ellas en la delantera, de 30 centímetros de altura, y poco más estrecha que el diámetro interior del horno que sirve para extraer la masa de hierro redu-

(1) *Metallurgy. Iron and Steel.*—Páginas 274 á 278.

cido: otra lateral y más pequeña, por la cual corren las escorias al través de un montoncillo de carbon.

Durante el trabajo, la primera de estas aberturas está enlodada con arcilla y no deja más espacio que el preciso para que pase la tobera, que es un tubo cónico de la misma arena ferro-arcillosa que sirve para hacer el hogar, ó algunas veces una simple masa de arcilla, en la que se empotran los tubos de bambú que forman las busas de los fuelles. La plaza de estos hornos está inclinada hácia el bigote que sirve para salida de las escorias, y los obreros retiran éstas con unas tenazas á medida que se enfrían en la citada abertura.

Algunos de estos hornos tienen en la parte superior una meseta inclinada, sostenida por un armazon de bambú, en la cual se deposita el carbon que ha de servir para alimentar el horno.

Una de las partes más ingeniosas de estos aparatos es el fuelle, que consiste en una capacidad cilíndrica de madera dura, generalmente de *manga* (*Mangifera indica*), recubierta con un trozo de piel de búfalo, que forma sobre ella una caperuza cónica; en el vértice del cono hay un orificio por el cual pasa holgadamente una cuerda, cuya extremidad se fija en el interior, atándola á un trozo de palo que no puede salir por el agujero de la piel. La otra extremidad de la cuerda está atada á un vástago flexible y fuerte de bambú, que hace el efecto de un resorte y devuelve al cono su forma cuando se ha oprimido para lanzar el aire que contiene. En la parte de la madera existe un orificio, por el cual sale el viento cuando el fuelle se oprime. Un horno tiene dos de estos aparatos colocados lateralmente; el fundidor se pone de pié sobre ellos, y agarrando cada uno de los vástagos de bambú con una mano, tapa alternativamente cada uno de los agujeros con el talon, y oprime el fuelle correspondiente con el peso de su cuerpo, mientras levanta el otro pié y ayuda al bambú de aquel lado á inflar de nuevo el aparato. De este modo obtiene una corriente casi continua con un pequeño esfuerzo.

Cuando un hogar es nuevo se deseca cuidadosamente con algunas horas de fuego y despues se llena de carbon hasta la mitad, encendiéndole por la parte alta; cuando ya está encendido se acaba de llenar y se da viento: los fundidores indios dan una excesiva importancia á que el horno se encienda de esta

manera, porque, propagándose la combustion de arriba abajo, se conserva siempre en el fondo una capa de carbon apagado. Al cabo de algun tiempo el carbon baja en el horno, y desde entónces se hacen cargas alternadas de mena y de combustible hasta que se ha introducido la cantidad de aquella que se desea, y que varía segun las dimensiones del aparato. En cuatro ó seis horas ha terminado la operacion; al fin de ella se procura activar todo lo posible la corriente de aire y se sacan las escorias por el orificio lateral, ayudándose con un espetoncillo. Despues se quitan las toberas, se desenloda la abertura grande y se saca una masa compuesta de una corta cantidad de hierro maleable, de carbon y de escorias.

Si la operacion se ha conducido bien, el hierro tiene bastante temperatura para forjarse en un trozo medianamente compacto, haciendo escapar de entre los poros del metal, por medio de golpes, una escoria gruesa y viscosa; pero por lo comun, es necesario darle una nueva calda para forjarle.

La circunstancia de tener que desenlodar la abertura de la delantera del horno á cada operacion, hace que se pierdan mucho

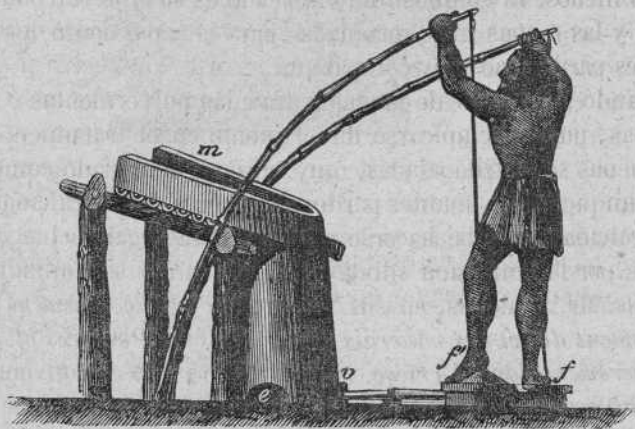


Fig. 89.

tiempo y mucho combustible, de modo que no pueden hacerse más de dos ó tres cargas al dia. La figura 89 representa uno de estos aparatos con sus correspondientes fuelles y el obrero que

les da movimiento: *m*, meseta para la carga; *e*, orificio para la salida de las escorias; *v*, abertura anterior del horno para introducir el viento y para sacar la masa de hierro; *f*, fuelle deprimido; *f'*, fuelle inflado.

Método catalan.—El procedimiento que acaba de describirse ligeramente, es el que, bastante perfeccionado, sobre todo en lo relativo á la construccion de los diversos aparatos, se emplea aún en casi toda la falda de los Pirineos, tanto en Francia como en España, en nuestras provincias vascas y en algunas otras del Noroeste y del centro, con el nombre de *Método catalan*, denominacion debida probablemente á que Cataluña fué la primera region de la Europa occidental en donde se introdujo. Los establecimientos destinados al trabajo del hierro por este sistema, se llaman *forjas catalanas*.

Una forja catalana se compone esencialmente de un hogar bajo y abierto, es decir, de lo que propiamente se puede llamar la forja, de un aparato soplante, (constituido casi siempre por una *trompa*), y de un martinete pesado, para forjar el hierro obtenido. En el caso frecuente de emplear la trompa para dar viento, es necesario disponer de una caída de agua, de 3^m,50 á 3^m,75 por lo ménos. El combustible empleado es siempre carbon vegetal, y las menas más apropiadas para el tratamiento los hematites pardos, no muy compactos.

Cuando se dispone de menas hidratadas pulverulentas ó algo porosas, pueden emplearse directamente en el tratamiento; si las menas son carbonatadas, muy calizas ó demasiado compactas, aunque sean hematites pardos, hay necesidad de calcinarlas, y la calcinacion debe hacerse al rojo; desagregando luego los trozos por la inmersión súbita en agua cuando son anhidras ó silíceas. Mr. François, en sus *Recherches sur le gisement et le traitement direct des minerais de fer dans les Pyrénées et particulièrement dans l'Ariege*, indica que, no sólo es conveniente practicar estas operaciones, sino repetirlas dos ó tres veces; pero sin embargo no se hace así, y á lo sumo las menas sufren una calcinacion sencilla.

Esta se verifica en hornos de mampostería ó de ladrillos, unas veces cuadrados, otras ovales ó circulares, de 1^m,70 á 2^m,30 de altura por 2 metros á 2^m,50 de diámetro interior. En cada uno

de ellos se cargan 200 á 300 kilogramos de mineral, alternando con el combustible, cuya cantidad varía de 6 metros cúbicos cuando es leña seca, á 7 cuando está húmeda. Es necesario, como en casi todas las calcinaciones, evitar que la temperatura se eleve lo bastante para producir un principio de fusión en las menas, porque si esto sucediere resultaría precisamente el efecto contrario al que se busca, que es la desagregación de las menas para que puedan reaccionar mejor sobre ellas los gases producidos en la forja.

La forja ú hogar (*Fig. 90*), consiste simplemente en una cavidad formada por cuatro paredes, tres de las cuales son verticales y la cuarta presenta una convexidad hacia el interior. Está

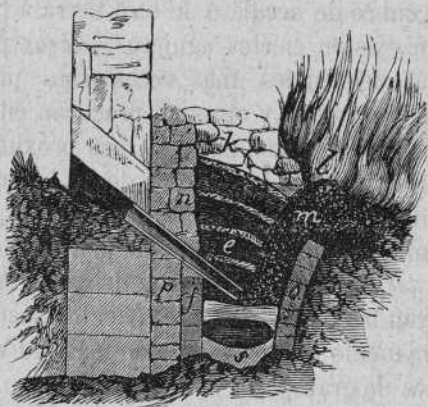


Fig. 90.

arrimada á uno de los muros del edificio en que se halla, y separada de él tan sólo por un pequeño murete, *p*, que recibe el nombre de *piech del foc*.

Las dimensiones de la cavidad son muy variables y en realidad sólo obedecen al capricho del obrero, no obstante la insistencia con que los directores de las fábricas han procurado siempre que se hicieran arreglándose á dimensiones determinadas.

Cada una de las cinco caras de la cavidad tiene su nombre: la que está próxima al *piech del foc*, por la cual penetra la busa

del aparato soplante, se llama *las forjas*; la opuesta, que es la arqueada, el *ore* ó *contraviento*; la que queda á la izquierda, mirando á las forjas, que es en la que se encuentra el agujero para la salida de la escoria, se denomina *mano*, *laiterol* ó *chlo*; la opuesta á la mano, la *cava*, y por último, la inferior, *fondo*.

La *mano* está formada ordinariamente por dos gruesas piezas de hierro, de 15 á 20 centímetros de anchura y 7 á 8 de espesor, llamadas *laiterolas*, que se empotran verticalmente 20 ó 25 centímetros por bajo del fondo y sobresalen de éste un poco más de $\frac{1}{2}$ metro. El espacio intermedio entre ambas, le ocupa otra pieza, también de hierro, llamada *restanca*, que no penetra en el suelo tanto como las otras y que sirve para apoyar las palancas cuando se saca la masa de hierro ó *zamarra*; el resto de la cara se recubre de arcilla ó de otra tierra á propósito. En la parte inferior existen ciertos agujeros ó *chios* para que salgan las escorias, los cuales unas veces están practicados de antemano en las *laiterolas* y otras se practican en los espacios rellenos de arcilla que existen entre la más próxima al *contraviento* y la *restanca*. Sobre las cabezas de las *laiterolas*, descansa otra pieza de hierro bien fuerte, de sección generalmente cuadrada ó trapezoidal, llamada *plia*, que penetra por la izquierda en el *piech del foc* y por la derecha descansa en el terraplen en que se apoyan las piezas del contraviento, sosteniéndose en su posición por medio de una cabeza de martillo vieja ó de una piedra cilíndrica de gran peso, con aros de hierro.

Hacia la parte de fuera de la *plia* se colocan dos ó tres pletinas de hierro anchas, que forman lo que se llama la *banqueta*, la cual inclina unos 10° hacia el interior de la forja.

Las *forjas* ó *porgas*, son unas barras de hierro rectangulares, de 12 y 15 centímetros de sección, que se colocan de plano unas sobre otras en el lado que lleva este nombre y que forman así un muro, cuya altura es la que hay desde el fondo del crisol á la tobera; desde ésta hacia arriba, la cara de las forjas se continúa por un muro de mampostería ordinaria, llamado *paredon*.

La *cava* se distingue de las demás caras laterales de la forja, en que toda es de mampostería unida con arcilla. En lugar de ser vertical como la *mano*, tiene una ligera inclinación de 5 á 8°. La parte inferior dista unos 60 centímetros de aquella, y

su altura es de 1^m,50 á 2 metros. Segun François, algunos prácticos opinan que debe construirse con materiales de tal naturaleza, que permitan al fuego extenderse en la direccion del viento; y es lo cierto que con el trabajo se degrada, sin que por esto se perjudique la marcha de la operacion.

El *ore* ó *contraviento*, *o*, está formado por piezas de hierro en forma de cuñas ó dovelas, que se apoyan unas sobre otras formando una superficie convexa hácia el interior del hogar, y que insisten por sus dos extremos en la mampostería: en algunas ocasiones las superiores se hacen de fundición, sin que esto presente desventaja, porque el calor á que están sometidas no es bastante para fundirlas. La distancia del *ore* á las *forjas* en la parte baja, es generalmente de 61 centímetros.

El fondo del crisol se forma con una gran losa de arenisca, gneis, pizarra micácea y á veces hasta de caliza. Su superficie superior debe ser plana ó ligeramente cóncava, y su tamaño tal, que pueda reemplazarse sin deshacer todo el hogar. Algunas de estas piedras duran tres, seis y hasta más meses si los obreros son hábiles.

En la provincia de Vizcaya las forjas se construyen del mismo modo que las que se acaban de describir; pero varían los nombres de cada una de sus partes. El murete que separa la forja del edificio se llama *bergamazo*; la cara por donde se sacan las escorias *ciarculo*; la opuesta, que corresponde á la cava, *idurigueta*; y *chapas* las dos paralelas al muro á que está arriado el aparato, distinguiéndose con las denominaciones de *chapa de la tobera* y *chapa de la parte de la vena* respectivamente la contigua al bergamazo y la opuesta á él.

El fondo de la forja se llama *cirillo*, y el punto donde se depositan las escorias *ciarlecue*. La restanca se denomina, por el uso á que está destinada, *palanca-aldia*.

El rectángulo que forma la base de la forja, y que, como se deduce de lo que va dicho, es de 60 centímetros por 61, no debe tener sus lados respectivamente perpendiculares y paralelos al paramento del muro en que se apoya, sino que las forjas deben estar 3 centímetros más separadas por el lado de la *cava* que por el lado de la *mano*.

Todo el macizo de la forja se debe construir sobre cimientos

bien sólidos y exentos de humedad. El fondo descansa sobre un lecho de escorias troceadas y de brasca, de 40 á 58 centímetros de espesor, que á su vez se apoya en otra piedra grande, que generalmente es una piedra de molino ya inservible.

En estos aparatos no existe chimenea, y para dar salida á los productos del hogar, se practica en la techumbre del edificio un agujero de 4 á 5 metros cuadrados.

A través de una bovedilla practicada en el *piech del foc* y en el muro del edificio, pasa la tobera, constituida por una plancha de cobre, doblada en una forma semejante á un cono, ó mejor á una pirámide truncada. La base menor de esta pirámide, que forma el *ojo* de la tobera, tiene la forma de un rectángulo, cuyo eje mayor, horizontal, es de 42 milímetros, y el menor, vertical, de 33. En este punto el espesor de la plancha excede de un centímetro y va decreciendo poco á poco hasta el otro extremo, en el cual apenas pasa de 2 milímetros; el ojo está cortado en chaflan, de manera que la parte superior del tubo de cobre avance 1 ó 2 centímetros más que la inferior.

A los 48 centímetros los bordes de la plancha se separan y aún se prolonga la longitud por unos 75, formando sólo en esta parte una especie de canal por la que pasa la busa. La tobera penetra en el interior del horno 22,5 centímetros á contar del paramento formado por las forjas, y esta salida depende de la naturaleza del combustible que se consume; para los carbones fuertes necesita ser bastante mayor que para los carbones ligeros. La inclinacion es de unos 40° con relacion á la horizontal, y generalmente no pasa tampoco por el centro de la forja, sino que se inclina algun tanto hácia la *cava*.

La busa no llega hasta el extremo de la tobera; pero es necesario que no esté tampoco muy separada de él, porque en este caso la tobera se funde, sobre todo cuando la corriente de viento es débil.

La comunicacion del movimiento del aire inyectado por la busa al que la rodea dentro de la tobera, ocasiona una fuerte inyeccion de aire en el interior del hogar por el espacio que media entre una y otra; esta cantidad de aire llega á veces á 2 metros cúbicos por segundo.

El aparato soplante de casi todas las forjas es la *trompa* ó *ron-*

cadera, cuya descripción considero inútil, puesto que debe ser conocida de los que lean estas páginas; y que á mayor abundamiento puede verse detallada en la obra del Dr. Percy, página 285, en la traducción francesa de la misma, por los Sres. Petitgand y Ronna, tomo II, página 445, en la citada de François, en la de Richard, en el *Album de Métallurgie* del Sr. Ibran ó en cualquiera otra relativa á la fabricación del hierro dulce.

Como complemento del material de una forja catalana, se deben citar el martinete y el yunque. El primero se mueve siempre por una rueda hidráulica. El conjunto del aparato es el representado en la figura 91. La rueda hidráulica, *r*, de 2^m,50 á 3^m,50 de diámetro, se mueve por una caída de agua, que se procura que sea lo más alta posible, para que verifique su efecto más bien por el choque que por su peso. En el eje, que es de madera recubierto por un cilindro hueco de fundicion, y atravesado por cuatro agujeros practicados con este objeto, se fijan las *levas*, de hierro forjado *lll*, que ponen en movimiento el martinete.

Este consiste en una pieza de fundicion de hierro, de la forma próximamente de un martillo de mano sin orejas, y de 600

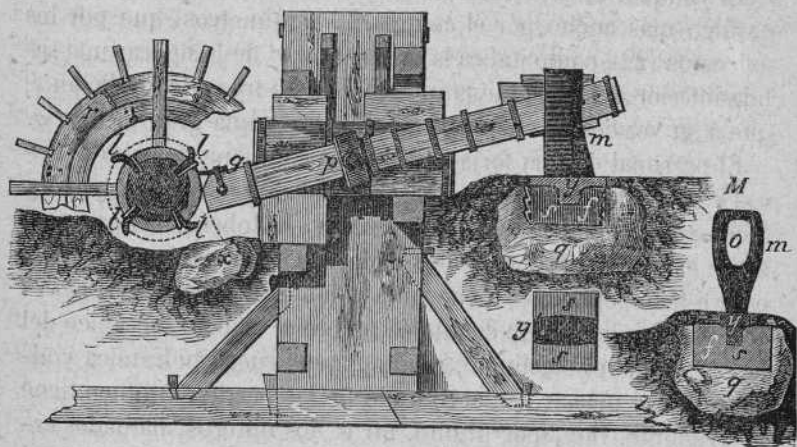


Fig. 91.

á 700 kilogramos de peso, representada en *M* en la figura. Por el orificio *o*, pasa el mango, que generalmente es una viga de haya, de unos 35 centímetros de escuadría media y de 4^m,30 de

longitud, reforzada con cinchos de hierro y provista en la parte del centro próximamente, de un cincho de fundición con dos pivotes, *p*, que, apoyándose en unas muñoneras, le permiten tomar un movimiento circular alternativo alrededor de los citados pivotes.

La parte del mango donde va colocado el mazo se llama la *cabeza*, y el extremo opuesto la *cola*: en esta parte se sujeta con un semicírculo de hierro *g*, una pieza de madera dura, ordinariamente de encina, roble ó haya, que recibe los golpes de las levass y que se puede variar para aumentar ó disminuir, dándole mayor ó menor espesor, la altura de caída del martinete. En la cabeza se fija el mazo por medio de cuñas de encina.

Una armadura sólida, de madera de encina bien acuada, sostiene las muñoneras, que por lo comun son de hierro forjado. Bajo la cola se coloca una piedra, *x*, donde se apoya, para el *cinglado*, una placa de hierro que hace el efecto de un muelle y obliga al martillo á descender de cabeza con más velocidad. Cuando un martinete marcha bien, debe dar de 100 á 125 golpes por minuto.

El yunque, *y*, es de hierro; tiene 70 centímetros de longitud y es algo más ancho por el centro (25 centímetros) que por los extremos (22), como indica la proyección *y'* de la figura; una salida inferior *f*, le permite empotrarse en un trozo de fundición *s*, que á su vez descansa en el hueco hecho en una gran piedra, *q*.

El personal de una forja catalana se compone de ocho obreros y otros dos empleados. El *forjador ó maestro* construye y recompone el horno, vigila la *trompa*, la tobera, las cargas y estira el hierro producido por cada dos operaciones ó *caldas*; para estas operaciones tiene un ayudante. El *segundo ó malle*, está encargado de todo cuanto se refiere al trabajo mecánico del hierro; vigila el martinete, recompone la rueda hidráulica y alterna con el maestro en el estirado de las barras: tambien tiene su ayudante. Hay, por último, otros dos obreros, llamados *escolas*, con sus ayudantes, que se ocupan de la reducción del mineral en la forja y de dar las caldas necesarias para el completo estirado de las barras.

Además hay en las forjas un guarda, encargado de almacenar los productos y de procurar el abastecimiento de las primeras

materias, y un administrador á quien corresponde la parte comercial del establecimiento.

En Vizcaya, el personal es más reducido y se compone tan solo de dos fundidores dedicados exclusivamente al trabajo del mineral en la forja, un *tirador* que se ocupa en estirar el hierro, cuidando además de la máquina y un *aprestador* ó *gazamalle* que prepara la mena y ayuda cuando es preciso á cualquiera de los otros.

La manera de verificar la reduccion del mineral, es la siguiente: se empieza por pesar una carga de 487 kilogramos, que se quebranta bajo el mismo martinete de la forja y se reduce despues á trozos que tengan á lo sumo 5 á 6 centímetros. Se tamina luego por una criba de tela metálica cuyos agujeros tienen un centímetro, y se divide por este medio en dos partes: la que queda en la criba, que se llama *mena* y la que pasa al través de los agujeros, denominada *grillada*, que contiene mucha mayor proporcion de materias terrosas que la otra parte. La grillada y la mena, si el mineral es bueno, tienen próximamente el mismo peso.

Al terminar una operacion queda en el fondo de la forja una corta cantidad de carbon incandescente; las *forjas* están al rojo hasta la tobera y las piezas del contraviento al mismo grado de calor hasta la mitad de esta altura. La *mano*, la *cava* y el fondo tambien están al rojo. Se limpia el hogar de los desechos que han quedado en él y se vuelven á colocar los carbones incandescentes y una cantidad de carbon menudo que se apisona fuertemente con la pala, golpeándole alternativamente de plano para apretarle y de corte para romper los pedazos algo grandes. Así se llega hasta la nariz de la tobera, desde cuya altura se divide la carga en dos partes, colocando paralelamente á las *forjas* una pala ó plancha de hierro, que dista de este lado $\frac{2}{3}$ de la longitud del horno y $\frac{1}{3}$ del lado opuesto. A la izquierda de la pala ó al lado de las *forjas*, se sigue á añadiendo carbon apisonado, y del lado del *contraviento* se ponen tambien algunas paladas que se apisonan más cuidadosamente aún; encima de esta capa de combustible, se vierte, deslizándola por la pared inclinada del contraviento, una medida de mineral, que tambien se comprime. Se agrega despues más cantidad de carbon á la

izquierda de la pala, algunas paladas á la derecha y despues otra capa de mineral, y por último otra carga semejante: concluido esto se inclina la pala hácia el *contraviento*, sobre el cual se amontona la mena formando un lomo, *l*, como indica la figura 90, cuya arista se apoya por uno de sus extremos en la *cava* y por el otro en la banqueta de la *mano*. En el espacio *e*, que queda entre el monton de mena y las forjas, se coloca brasca húmeda y encima carbon menudo hasta la altura del lomo, recubriéndolo todo con más brasca húmeda y apisonada, de manera que forme un monton bien compacto. Una vez terminada la carga, se da viento con toda la presion posible para que la combustion se propague bien, lo cual sucede al cabo de pocos minutos.

La operacion ó *calda* de una forja puede dividirse en cinco periodos:

Primer periodo (73 minutos).—Apénas ha comenzado la corriente de aire, se manifiestan en la parte derecha de la forja una porcion de llamas azuladas de 6 á 10 centímetros de longitud, que deben ser exclusivas de esta parte de la carga: si se presentan en la parte de la izquierda, se pone más cisco húmedo y se comprime el monton. Cuando en la parte derecha no se presentan estas llamas la forja está fria ó la carga mal hecha, y en este último caso hay que volverla á verificar. Poco tiempo despues se disminuye el viento á 36 milímetros de presion y se tapa con arcilla el *chío* por donde han de salir las escorias, agregando carbon en el ángulo de las *forjas* y la *cava*, de modo que forme un talud desde el lomo de la carga *l*, hasta 25 centímetros más abajo.

A medida que el fuego consume el carbon y rebaja por consiguiente la altura de la carga, el maestro añade carbon humedecido y *grillada*, que va estratificando por capas sucesivas, como aparece en la parte *e* de la figura, y que comprime fuertemente con la pala para que no deje paso á los gases y los obligue á pasar por el monton de mineral *m*. Terminada cada una de estas adiciones, rocía con agua las materias, siempre con el indicado objeto. Cada ocho minutos se hace una carga de carbon y *grillada*, y así se continúa durante hora y cuarto próximamente.

Segundo periodo (69 minutos).—Terminado el primer periodo se aumenta la presion del viento á 45 milímetros (lo cual se con-

sigue permitiendo la entrada de mayor cantidad de agua en la trompa), se hace una nueva carga y se rocía bien con agua para impedir un consumo inútil de combustible. Siete cuartos de hora despues de empezada la operacion, se carga, en vez de *grillada*, cierta cantidad de las escorias que se separan de la última *zamarra*, y al cabo de dos horas se abre por primera vez el *chío* ó *piquera*, el cual da salida á unas escorias espesas que se rocían con agua y se vuelven á la forja recubriéndolas con carbon.

Tercer período (42 minutos).—A las dos horas y veintidos minutos de hecha la carga inicial, se aumenta más aún la presion del viento, haciendo subir el manómetro á 63 milímetros y se rebaja un poco la altura del mineral, introduciendo entre su masa y las piezas que forman el *contraviento* un espeton (*la palinca*), y sirviéndose de él como de una palanca para llevar hacia la tobera la parte inferior de la carga; entónces se agrega algo de mena y se continúa añadiendo carbon, grillada y agua, hasta que poco ántes de pasar las tres horas se hacen correr de nuevo las escorias y se deja abierto el *chío*. Cuando la llama que sale por éste se hace blanca y brillante como la producida por la combustion del hierro en el oxígeno, se vuelve á tapar.

Cuarto período (45 minutos).—Poco despues de las tres horas se aumenta otra vez la presion del viento hasta 72 milímetros y se repiten las mismas operaciones que en el tercer período, volviendo de nuevo al horno las escorias demasiado espesas. Durante este período, y especialmente al terminar, el carbon incandescente se recubre de una ceniza amarilla, semejante en su aspecto exterior al azufre, y que persiste sobre los trozos de combustible que se dejan enfriar separándolos del hogar: este fenómeno se verifica, cualquiera que sea la naturaleza del combustible y del mineral empleados y no puede explicarse á qué causa es debido. Los obreros dicen que es azufre; pero esta suposicion es evidentemente absurda, por lo que se acaba de decir.

Quinto y último período (133 minutos).—A las cuatro horas escasas de encendida la forja, se hace tomar al viento toda la presion posible y se cargan alternativamente carbon y mena: el mineral ha desaparecido por completo bajo la capa de carbon y éste arde en toda la superficie del hogar con una llama algun tanto azulada: poco despues se da salida á las escorias y se pro-

yecta por el *chío* la llama, con un ruido semejante al de un trueno lejano. A las cuatro horas y diez y nueve minutos se carga bien de carbon, se hacen correr las escorias que ya son bastante fluidas, y se vuelve á introducir mineral por el *contra-viento*, del mismo modo que en el tercer período. A las cinco horas y media se redondean las aristas que la masa de hierro formada, que recibe el nombre de *zamarra*, tiene del lado de la *mano*, y se introduce en la forja un espeton con el cual se buscan los trozos de hierro que están diseminados en la masa de las escorias y se unen al trozo principal. El conjunto de estas operaciones se llama la *balejada* y se tardan en ellas unos diez minutos: trascurridos éstos se redondea del mejor modo posible la *zamarra* y se arriman bien á ella los trocitos de hierro adheridos á las caras del crisol. A las cinco horas y cuarenta y tres minutos la llama se hace blanca y brillante, lo cual indica que se quema algo de hierro: los obreros dicen entónces que el fuego *rima* y que *se come el hierro*. Se va separando el carbon que recubre la *zamarra*, reuniéndole y apagándole en la banqueta y se introduce bajo aquella por entre las *lateralas* una gruesa palanca de hierro forjado de 7 á 8 centímetros de diámetro, que se apoya en la *restanca* y sobre la cual saltan los obreros para imprimirle de arriba abajo, sacudidas que por el intermedio del punto de apoyo hagan desprenderse la *zamarra* del fondo de la forja. Otras veces se introduce la palanca por el *chío* y se manobra del mismo modo. Una vez desprendida se saca del crisol por cima de la mano. Mr. Richard describe minuciosamente una de estas operaciones (1), que duró seis horas y tres minutos, consumiéndose 547 kilogramos de carbon y 487 de mineral, para producir 151^k,6 de hierro en barras. Además cita los datos de haberse consumido 2.800 kilogramos de aire y haberse agregado en las cargas 51 kilogramos de agua. Según Richard, en una forja que marche en buenas condiciones, 100 partes de mineral deben producir 31 de hierro en barras y 41 de escorias con 30 por 100 de hierro. Según Mr. François, 100

(1) *Études sur l'art d'extraire immédiatement le fer de ses minerais sans convertir le métal en fonte*, par G. Tom. Richard, pág. 254.

partes de mena deben producir algo más de 32 de hierro con un consumo de cerca de 109 de combustible.

Cuando la *zamarra* es buena, debe presentarse en estado de una masa de hierro esferoidal, bastante lisa por la parte exterior y algo deprimida en el punto donde recibe el dardo de viento. Cuando se saca del fuego está al rojo blanco: se deja enfriar un poco y se golpea con el martinete, que la da bastante compacidad, dividiéndola despues en tres segmentos; el central, que se llama la *mazoca*, y los laterales que se denominan *mazoquetas*. Despues se vuelven al hogar en la operacion inmediata, se colocan en el lado delas forjas próximas á la tobera, y cuando están á la temperatura conveniente, se baten de nuevo bajo el martinete, formando barras de las dimensiones oportunas y dejándoles en el primer forjado un extremo mucho más grueso, que se llama *bordon*, y que se estira á las dimensiones del resto de la barra en una calda posterior.

El aspecto de las escorias indica la marcha de la operacion: si esta vá bien, deben ser de un negro azulado y bastante fluidas. Las primeras que salen son muy ricas en hierro, y por esta razon vuelven á las cargas. El trozo del interior de la forja, que se percibe por entre la tobera y la busa, debe presentarse siempre de un blanco brillante.

La teoría de la operacion es la siguiente: Verificada la carga de la forja del modo que se ha dicho, colocando capas sucesivas de mineral menudo y carbon húmedo, bien apretadas en la parte izquierda de la forja, la corriente de aire se ve obligada á atravesar, primero horizontalmente una capa de combustible y despues, convertida por la accion de éste en óxido de carbono, el monton de mineral *m* (*Fig. 90*), sobre el cual ejerce su accion, reduciendo gradualmente el mineral sin que éste llegue á ablandarse lo suficiente para caer al fondo del crisol; y esta reduccion se verifica con tanta mayor facilidad, cuanto más porosos y por consiguiente más permeables á los gases son los trozos de la mena. Cuando esta, completamente reducida en la parte baja y sometida á una temperatura considerable, llega á ablandarse y cae al crisol, las materias terrosas que contiene, la sílice y una parte del óxido de hierro aún no reducido, se combinan para formar escorias y el hierro que procede de la reduc-

ción del mineral se aglutina, formando una masa esponjosa en cuyos poros se mantiene una considerable cantidad de escorias. Parte del mineral cargado bajo la forma de grillada se reduce también, más rápidamente que la mena, por su mayor estado de división, y el hierro producido viene á aumentar la zamarra. Sometida luego ésta á los golpes del martinete, las escorias salen de entre sus poros y el hierro se suelda formando primero las *mazocas* y luego las barras.

Las primeras partículas de hierro reducido que caen al fondo de la forja, proceden de la grillada. El pequeño núcleo que forman, llamado *núcleo de la zamarra*, forma una capa delgada en el fondo del horno y sirve para que se vayan adhiriendo las nuevas partículas metálicas que se van formando en el *contraviento*. Este *núcleo* debe estar colocado en el centro del crisol; pero un poco más próximo á la *cava* que á la *mano*. Si se forma en mal sitio, conviene arrancarle y provocar la formación de otro mejor situado. Cuando se forman dos ó más, no se puede obtener en el curso de la operación una buena *zamarra*.

François considera la carga dividida en varias regiones, segun se indica en la figura 92; pero reconoce que las líneas divisorias entre estas regiones varían entre límites muy extensos, y de un

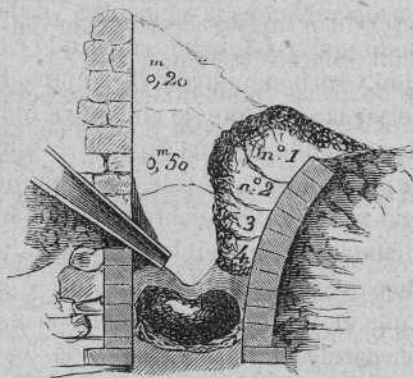


Fig. 92.

modo muy irregular y extraño. En la region Núm. 1, domina la calcinacion; en la Núm. 2, se verifica la reduccion del óxido y la aparicion de películas de hierro metálico; en la Núm. 3, se veri-

fica la escorificacion de las tierras y un principio de carburacion del hierro, que se termina en el Núm. 4, al mismo tiempo que se forman completamente las escorias. En cuanto á la *grillada*, á 20 centímetros por bajo de la superficie del monton, empieza á calcinarse y reducirse, en atencion al mucho mayor contacto que tiene con los gases por su estado de division: á 50 centímetros continúa la reduccion y se empieza la escorificacion, que sigue en toda la parte baja de la forja. Pueden encontrarse detalles mucho más extensos relativamente á esta teoría, en la citada obra de François, página 226 y siguientes.

Las forjas catalanas pueden producir dos clases de hierro: el hierro *dulce* y el hierro *fuerte ó acero natural*. Este último se produce de preferencia: 1.º, cuando se emplea mayor proporcion de carbon y ménos grillada; 2.º, cuando se aproxima más frecuentemente la mena al orificio de la tobera; 3.º, cuando se hacen salir las escorias más amenudo; 4.º, cuando se da una cantidad menor de viento hácia el fin de la operacion; 5.º, cuando se usan carbones muy densos; 6.º, cuando existe en el mineral mucho manganeso; 7.º, cuando se tarda mucho tiempo en formar la *zamarra*, y 8.º, segun algunos prácticos, pero no segun todos, cuando la tobera tiene poca inclinacion y el contraviento mucha. Todas estas circunstancias se comprende fácilmente que deben producir mayor carburacion del producto y dificultar la afinacion ó decarburacion.

El hierro producido en las forjas catalanas es nervioso, duro, muy maleable y muy tenaz, pero poco homogéneo, porque contiene en su masa muchos granos de acero y porque las escorias no se separan perfectamente de la *zamarra* y le hacen algo poroso.

El consumo de carbon en las forjas catalanas es enorme, lo cual recarga extraordinariamente el coste de su fabricacion. Segun los datos suministrados por François, pág. 321, llega de 310 á 324 por 100 de hierro producido.

Sin embargo, este dato está muy léjos de llegar al verdadero consumo: en las forjas vizcainas se consumen por fundicion siete cargas de carbon que pesan próximamente 300 kilogramos (28 arrobas). Teniendo en cuenta el peso de la *zamarra* obtenida y la merma que experimenta al convertirla en hierro

del comercio, se deduce fácilmente que en forjas bastante bien establecidas, el consumo de carbon para obtener 100 kilógramos de hierro llega á la enorme cifra de 463 kilógramos.

En las forjas de la provincia de Vizcaya llaman al martinete *mazo mayor*. La *zamarra*, despues de sometida á su accion, se divide en dos trozos, de los cuales, el inmediato al mango, se llama *tocho* y *guerrigalda* el otro. Entre ambos forman próximamente el peso de 80 á 90 kilógramos (7 á 8 arrobas), y para obtenerlos se emplean de 5 á 6 horas. El mineral empleado á que allí llaman *vena ó mineral de galería*, (porque su explotacion no se hace á cielo abierto como la mayor parte de las que existen en el país) contiene por término medio 67 por 100 de hierro, pero no produce por regla general más que 45. En algunas fábricas donde en lugar de trompa se usan como aparatos soplantes, fuelles ó *barquines*, que están mejor contruidos, aumenta algo el rendimiento de las menas y disminuye tambien el tiempo empleado en cada operacion: la *zamarra*, al convertirse en hierro del comercio, sufre una merma de 15 á 16 por 100 de su peso, lo cual reduce á 38 por 100 el peso de hierro del comercio obtenido en cada fundicion.

MM. Petitgand y Ronna, en una de las numerosas notas de la traduccion francesa de la obra del Dr. Percy (tomo II, página 491), consignan como consumo de carbon para las forjas catalanas establecidas en diferentes países, el siguiente:

En Francia más de.....	3 de carbon para 1 de hierro.
En España.....	4,5 y 5,5 " "
En Italia (Calabria).....	4,25 y 6 " "
En Córcega.....	8 " "

El precio de los 100 kilógramos de hierro forjado es de 47 ^{ps.} en Madrid. En Inglaterra, segun los últimos estados del mercado de metales (6 Abril 75), se vende á 8 libras esterlinas la tonelada de 2.240 libras (19 ^{ps.} el quintal métrico).

En algunas localidades, especialmente en las fábricas de Tri-palda, Prato y Sassello, en la Liguria (Italia septentrional), se ha procurado perfeccionar el procedimiento catalan empleando el calor perdido de las forjas para la calcinacion de las menas. Para esto se construye un horno de reverbero, que en vez de

hogar tiene una campana, por la cual se introducen en él los productos de la combustion de la forja; y al otro extremo una especie de cámara vertical en comunicacion con la chimenea y cuyo fondo está formado por una rejilla. En esta cámara se coloca el mineral en trozos gruesos, como la cabeza ó mayores, y al cabo de algun tiempo se saca y se arroja en depósitos con agua, lo cual le hace frágil y poroso. Por este medio pierde 3 por ciento de su peso. Despues se reduce á grillada y se extiende en una capa uniforme en la plaza del horno, sobre otra capa de cisco de carbon vegetal. Expuesto en esta forma á los gases de la forja, pierde 10 á 12 por 100 de oxígeno; y despues, mezclado con un poco de fundicion de hierro y de hierro viejo, se vierte poco á poco en el hogar, en donde la reduccion termina.

Las ventajas obtenidas de este modo, son poder hacer cinco caldas al dia en vez de cuatro, y ahorrar cerca de 50 por 100 de combustible (1).

Método Corso.—Las forjas corsas difieren de las catalanas en dos condiciones principales. La primera es que en las corsas no existen verdaderos muros que limiten el hogar: la segunda, que la reduccion del mineral ó formacion de la zamarra se verifica en un hogar distinto de aquel en que se caldea para forjarla. Como el procedimiento de forjas corsas, apénas tiene hoy aplicacion más que en la ferrería de Paoli y algunas otras de muy poca importancia, no ofrece interés el entrar en detalles acerca de las operaciones á que da lugar.

La forja está constituida por un macizo de brasca bien apisonada, arrimado á un muro en que está la tobera, y á otro perpendicular, que tiene la misma posicion que la *mano* de las forjas catalanas. A 9 centímetros á cada lado de la tobera se empiezan á construir, con carbones bastante rectos, de 16 centímetros de longitud, unas especies de muros, y ambos se reunen en la delantera por otro murete circular, tambien de carbon, que dista 40 centímetros de la pared donde está la tobera, en el plano vertical en que se halla colocado el eje de ésta. Hacia la parte

(1) *Notices sur les usines catalano-liguriennes, et sur les avantages réellement obtenus en utilisant les flammes perdues, par C. Baldracco.*—*Annales des Mines*, 3.^a série, tomo XII, pág. 143.

superior, este muro se va ensanchando de modo, que forma un cono truncado, de base próximamente elíptica. Alrededor de este cono, pero sin tocarle, se forma con gruesos trozos de mineral un recinto para contener la carga; y en el hueco, formado por el muro de carbon, se pone combustible, bien apisonado para evitar que los gases salgan al exterior por esta parte. La carga, que ordinariamente es de 530 kilogramos de mena, se coloca alrededor del muro de carbon, en el espacio que queda entre éste y el formado por los pedazos gruesos de mineral.

El aire inyectado en el hogar, á través de la masa de carbon que contiene el cono central, se convierte en óxido de carbono y reduce el mineral colocado en la otra parte, verificando al mismo tiempo la calcinacion de los trozos gruesos. Cuando la reduccion está hecha, se retira el hierro mezclado con brasea y se destruye el muro de carbon; volviendo despues la *zamarra* á que allí dan el nombre de *massello* al hogar, modificado de esta manera, y dándole las caldas necesarias para afinarla, forjarla y convertirla en barras.

El tiempo empleado en cada operacion es de ocho horas: cuatro en la reduccion y cuatro en el afino. El hierro producido es de excelente calidad; pero se consumen más de siete partes de carbon por cada una de hierro obtenida, y como estas condiciones económicas son muy malas, en todas partes se abandona el método.

Método ruso en Stückofen.—El perfeccionamiento gradual de los aparatos en que se habia de obtener el hierro dulce por el tratamiento directo de las menas, llevó á los metalurgistas, próximamente hácia fines del siglo xv, á aumentar la altura de las forjas, y á convertirlas en los llamados *Stückofen* ú *hornos de masa*, originarios probablemente de la Styria. La invencion de los hornos altos ha hecho desterrar de casi todo el mundo esta clase de aparatos, que aún se conservan, segun el Dr. Percy, en la Finlandia (Rusia), donde se emplean, produciendo excelentes resultados, simultáneamente con los hornos altos, que tambien se usan en la localidad.

Las menas empleadas en ellos son minerales lacustres, con bastante proporcion de fósforo, razon por lo cual producen en

los hornos altos en que tambien se funden, como se ha dicho, un hierro colado, imposible de afinar en buenas condiciones.

El tipo de los *Stückofen*, descrito por Karsten, consta de una cuba cilíndrica ó prismático-cuadrada, de 3 á 4^m,90 de altura, en la cual se introduce el viento por el mismo punto por donde ha de sacarse posteriormente la masa metálica: la tobera se construye generalmente agujereando una masa de arcilla colocada á 30 centímetros de altura sobre la plaza.

Las cargas de estos hornos, como la generalidad de las empleadas en los de cuba, se hacen alternativamente con combustible y mineral, despues de haber llenado el aparato de carbon encendido. La masa de hierro se va formando en la plaza á consecuencia de reacciones, análogas á las que tienen lugar en las forjas catalanas, y cuando está bien reunido en ella todo el hierro reducido durante la operacion, se destaca del fondo con espeton y se saca para forjarla.

No obstante lo indicado por el Dr. Percy, acerca de la existencia en actividad en hornos de esta especie, tienen en el dia bastante poca importancia para que no sea preciso hacer, relativamente á ellos, más que las someras indicaciones ya expuestas.

La conveniencia de reducir el mineral de hierro á hierro dulce, en una operacion única, ha hecho intentar diversos procedimientos, que, presentando mayores ventajas que las forjas catalanas, bajo el aspecto de la economía en el consumo de combustible y en la mano de obra, pudieran presentar como resultado un hierro dulce de buenas condiciones para los usos á que la industria destina este metal.

Método Clay.—Uno de estos métodos, intentado con este objeto, aunque con poco éxito, fué el de Mr. Willian Neale Clay, que consiste en elegir buenas variedades de hematites pardo, reduciéndolas á trozos del tamaño de una nuez, y sometiéndolas á la temperatura del rojo claro, mezcladas con $\frac{1}{5}$ de su peso de cok, menudos de hulla ú otras materias carbonosas, en una retorta de arcilla, hasta que el mineral se haya reducido. Conseguido esto, se lleva la masa al horno de puddler y se forma nueva *zamarra*, que se cingla y se estira como en el método ordinario.

El hierro obtenido por este procedimiento, que se ensayó en

una forja, cerca de Glasgow, y despues más en grande en Liverpool, era algunas veces de una calidad muy superior; pero no se tenia seguridad ninguna de obtenerle bueno, y en ocasiones resultaba tan quebradizo en caliente, que los obreros no querian forjarle: de modo que, bajo el punto de vista industrial, el método no tuvo absolutamente ningun éxito, tanto por la circunstancia indicada, cuanto por el gran gasto que ocasionaba la rotura de las retortas y la carestía que llevaban consigo la mano de obra y el largo tiempo necesario para la reduccion de la mena.

Vistos estos inconvenientes se pensó en verificar la reduccion dentro del mismo horno de puddler, que habia de servir para el recalentado y la formacion de la *zamarra*; pero si bien por este medio se mejoraron las condiciones de la mano de obra y se evitó el gasto de las retortas, la cantidad de hierro que pasaba á las escorias era tan considerable, que tampoco podia aplicarse el procedimiento, industrialmente hablando.

Esta nueva dificultad se evitó, sin embargo, prescindiendo de tomar como objeto exclusivo del método, la conversion directa de las menas en hierro dulce, y adoptando un procedimiento mixto, que consiste en hacer al mismo tiempo en el horno de puddler el afino de cierta cantidad de lingotes de hierro, y la reduccion de otra de mineral. Algunas forjas inglesas, principalmente en Workington, adoptaron este procedimiento, y la experiencia vino á demostrar que las proporciones más convenientes entre el mineral y el lingote, eran una parte del primero para cuatro del segundo. Para trabajar por este método se buscan hematites bien secos, que se trituran y criban de manera que los trozos no pasen del volúmen de un garbanzo regular: despues se mezclan con 33 por 100 de su peso de menudos de hulla, que se lavan en una legía de cenizas, escogiendo solamente la parte que sobrenada, y añadiendo ademas para 50 kilogramos de mena, que es el peso que se carga de cada vez, 4^k,8 de arcilla, 115 gramos de escorias sódicas y 170 de sal comun, lo cual tiene el doble objeto de hacer las escorias más fluidas y facilitar el laminado de las zamarras.

Se empieza por cargar en el horno la mezcla del hematites con el carbon, la arcilla y las sales alcalinas, y se mantiene durante unos veinte minutos á la temperatura á que éste se en-

cuenta con el registro cerrado : en seguida se amontonan alrededor 200 kilogramos de lingotes de fundicion, y cuando ésta se funde, el puddlage se termina de la manera ordinaria, segun se verá más adelante. Para facilitar el trabajo de la zamarra se suele arrojar sobre la masa, en el momento de extraer las escorias, una corta cantidad (100 á 200 gramos) de salitre, que aumenta su fluidez y permite que se haga más fácilmente el cinglado.

El hierro obtenido por este método es bastante homogéneo y de buena calidad; pero las pérdidas que se obtuvieron en las forjas de Workington fueron tan considerables, que hubo necesidad de pararlas. El Dr. Percy cree que los gastos generales de instalacion, los relativos á ensayos, y otra porcion de los que accidentalmente se producen al adoptar un nuevo método de fabricacion, pesaban demasiado sobre el precio del hierro obtenido en estas fábricas durante los únicos nueve meses que estuvieron en marcha; pero es de suponer que las personas colocadas al frente de aquellos establecimientos, no tuvieran en cuenta esos gastos extraordinarios y accidentales para deducir el precio á que salia el hierro; y esta idea es tanto más verosímil, cuanto que el mismo Dr. Percy, reconoce (1) que las mismas causas que impidieron el éxito en el primitivo procedimiento, habian de influir notablemente en él método mixto, porque la economía de fundicion que resultaba de la introduccion del ematiles en el puddlage, no equivalia al exceso de mano de obra y de combustible que llevaba consigo ésta. Así es que los gastos ocasionados por tonelada de hierro en barras, en las forjas de Workington llegaban á 11 libras esterlinas, 1 chelin y 6 dineros (1.073 rs.) miéntras estuvo establecido el procedimiento Clay, al paso que en una forja del condado de Lancaster se obtenia el hierro forjado á razon de 8 libras esterlinas, 19 chelines y 3 dineros la tonelada (862 rs.)

Método Renton.—Otra de las tentativas hechas con objeto de producir hierro dulce por el tratamiento directo de las menas, fué la propuesta en 1851 en los Estados-Unidos por James

(1) *Iron and Steel*, pág. 332.

Renton y ensayada tambien en Francia en la Villette; pero en ambas partes con éxito poco satisfactorio. Lo mismo que en el sistema Clay, la esencia de este procedimiento consiste en reducir la mena con la llama perdida del horno de puddler, y arrojarla despues de reducida en la plaza de este para aglomerarla y someterla al cinglado; pero las dificultades prácticas que se presentaron para su empleo, hicieron abandonarle muy pronto, lo mismo en los Estados-Unidos que en Francia, donde se tropezó con las mismas dificultades.

Método Chenot.—El procedimiento más realmente industrial entre los que se han ideado despues de las forjas para la obtencion directa del hierro, es el de Adrian Chenot, considerado por algunos de los miembros del jurado de la Exposicion universal de Lóndres, como *el mayor descubrimiento metalúrgico del Siglo*.

El procedimiento Chenot está planteado hoy con resultados favorables en bastantes fábricas, entre ellas en la de Baracaldo, cerca de Bilbao, la de Couillet cerca de Charleroi (Bélgica) y en Hautmont, departamento del Norte (Francia). Lo mismo el inventor que su hijo, han tratado de producir preferentemente el acero fundido; pero se puede considerar el procedimiento como relativo al hierro, puesto que hay necesidad de empezar por la obtencion de éste en estado de esponja, para carburarle despues y fundirle, presentándole al comercio con los caracteres del acero.

La exposicion general del método, tal como la presenta monsieur Grateau, en su *Mémoire sur la fabrication de l'acier fondu par le procédé Chenot* (1), es la siguiente:

«Supongamos un mineral de hierro en roca, de una riqueza media bastante elevada y con muy cortas proporciones de ganga; este mineral, despues de desenlodarle deberá someterse á una clasificacion por tamaños á fin de separar los trozos muy grandes para quebrantarlos de nuevo, y que todos queden reducidos al tamaño de huevos de gallina.

El mineral se mezcla luego con cisco de calor vegetal, en cantidad suficiente para apoderarse de todo el oxígeno del óxido férrico, y reducir de este modo el mineral: debe ponerse un exceso de carbon porque nunca se consigue volatizar por completo el reductivo. La mezcla se carga en una

(1) *Revue universelle des mines par Ch. Cuyner*, tomo 6.^o, pág. 1.

retorta vertical de ladrillos ú *horno de reduccion*, calentada exteriormente; este sistema de calefaccion permite el empleo de cualquier clase de combustible, puesto que no hallándose en contacto con el mineral ni con el hierro producido, no puede impurificarlos. La única condicion á que necesita satisfacer es la de elevar las paredes de la retorta hasta el rojo vivo.

Bajo la influencia de esta temperatura, el carbon mezclado con el mineral, reduce este trasformándose en óxido de carbono y en ácido carbónico á espensas del oxígeno del mineral, y queda una masa esponjosa de hierro, puro, si el mineral era puro, y eminentemente pirofórico; es decir, que si se descarga aun caliente, se inflama en contacto del aire, apoderándose del oxígeno de este para reconstituir el óxido primitivo. Para evitar esta combustion espontánea se hace que la parte inferior de la retorta vertical se prolongue por medio de una alargadera ó *refrigerante* de palastro, en el cual permanece la esponja bastante tiempo para perder sus propiedades pirofóricas, antes de descargarse. Siempre es, sin embargo, susceptible de inflamarse al contacto de un cuerpo en ignicion, un fósforo por ejemplo, y en este caso arde lentamente como la yesca.

La esponja constituye una masa de hierro puro, puesto que puro se supone el mineral; se somete á una clasificacion para separar el carbon no consumido y el mineral sin reducir que puede haber en su masa, y despues se pulveriza.

En estas condiciones la esponja no es más que hierro en un estado grande de division, y es por tanto fácil convertirla en acero.

Fácilmente se comprende que comprimiendo la esponja para quitarle su porosidad y calentándola al rojo blanco fuera del contacto del aire, se puede luego forjar y obtenerla en forma de hierro dulce, si bien este no será completamente puro sino algo acerado.

El aparato empleado en Hautmont, muy semejante al de Baracaldo y á los demás de este sistema, consiste en dos retortas verticales ó espacios prismáticos de 8^m,50 de altura por 2 metros de longitud y 50 centímetros de anchura hechas de ladrillos refractarios y colocadas en un macizo que insiste sobre bóvedas de mampostería; lateralmente á las retortas se encuentran tres hogares, el central de 1^m por 90 centímetros de seccion y los dos de los extremos de 90 centímetros por 75; los productos de la combustion que se verifica en estos hogares, pasan á una série de canales horizontales y verticales, circulan en ellos alrededor de las dos retortas y elevan de este modo su temperatura. Para construir estos canales se necesita emplear ladrillos especiales huecos y con rebordes y ranuras que les permi-

ten enlazarse perfectamente; todos los canales verticales se reúnen en la parte superior del horno en galerías horizontales, desde las cuales se lanzan finalmente á la atmósfera.

La parte alta de la retorta tiene una guarnicion de hierro con una ranura en todo su contorno que permite la colocacion de una tapadera que, con esta disposicion, queda perfectamente fija.

Por la parte inferior, las retortas, que descansan en una fuerte armadura de fundicion de hierro empotrada en los pilares de mampostería que sostienen todo el aparato, se prolongan por medio de una caja de palastro, sencilla unas veces y doble otras, con objeto de que circule en el espacio comprendido entre las dobles paredes una corriente de aire frio; esta caja sirve de refrigerante y en ella se mantiene la esponja el tiempo necesario para que no se inflame espontáneamente al aire. El fondo de la retorta está 2^m,15 por bajo de las regillas de los hogares; el refrigerante tiene una altura de 3 metros y su fondo queda á unos 60 centímetros sobre el piso general del taller, donde hay colocados carriles por los que ruedan wagoncillos de palastro de la misma altura próximamente, en los cuales se recibe la esponja, una vez fria, al hacer la descarga.

Para facilitar esta, las retortas no tienen el mismo ancho en toda su altura, sino que á 2^m,50 sobre su fondo empiezan á estrecharse y vienen á quedar con una anchura de 40 centímetros á metro y medio por cima del espacio prismático, ó sea á 4 metros sobre el fondo; el resto de la altura, es decir, los otros 4 metros, tienen el mismo ancho de 40 centímetros.

A través de la mampostería se colocan unos tubos que penetran en el interior de las retortas y por los cuales pueden salir los gases que se forman en ellas. Todo el horno está reforzado con montantes de hierro colado que se unen unos á otros por medio de un atirantado de hierro dulce.

En la parte inferior de uno de los lados largos del refrigerante, existe una hilera horizontal de orificios por los cuales pueden pasar las barras de una rejilla, que por el otro extremo se apoyan en una banqueta saliente en la mampostería ó penetran en una ranura colocada en la pared opuesta del aparato.

El fondo de los wagoncillos de descarga es móvil y descan-

sa sobre unos rebordes que existen en los lados. Por medio de una cremallera movida de un modo semejante á la del aparato llamado *cric ó gato* y colocada en una escavacion debajo de cada retorta, se puede elevar un platillo que se apoya en la parte inferior del fondo de esta, y que por consiguiente, le hace subir hasta el nivel de la rejilla, cuyas barras—que son 50 y tienen un diámetro de 18 milímetros—se quitan luego. Haciendo bajar el fondo hasta colocarle en su primitiva posicion, la carga descendiendo al mismo tiempo por su peso, ayudada por la forma de la retorta que la presenta cada vez mayor seccion, y de este modo el wagon queda lleno. Entonces se introducen otra vez á golpes por entre la carga de esponja, las barras de la rejilla, se quita el wagon y se procede lo mismo con otro.

La operacion se conduce del modo siguiente. Se empieza por cargar en el horno una cantidad de 3.000 kilogramos de mineral divididos por partes iguales en cada retorta y mezclados con 1.000 kilogramos de carbon vegetal en pedacitos pequeños; esta carga debe permanecer en el horno tres dias y otros tantos en el refrigerante; á medida que se saca una carga de 1.000 kilogramos, 500 de cada retorta, se introduce otra y así se continúa sacando cada veinticuatro horas una tercera parte de la carga total del horno, y reemplazándola por otra cantidad igual de la mezcla de mena y carbon.

De cada carga de 3.000 kilogramos se obtienen al cabo de seis dias empleados en la reduccion y el enfriamiento, 2.200 kilogramos de esponja; y resulta además un residuo de 100 kilogramos de carbon que no se ha empleado en las reacciones y que queda mezclado con el hierro.

El personal empleado es un maestro, dos ayudantes y un muchacho, que están al cuidado del horno durante doce horas. El primer ayudante hace la carga y la descarga; el segundo lleva el mineral, le tritura, etc., y el muchacho se ocupa en examinar las cargas para quitar los trozos que no deben entrar en ellas por ser grandes, contener materias nocivas, etc. El maestro vigila todas las operaciones y ayuda á las que presentan alguna dificultad.

Descargada la esponja, hay necesidad de someterla á una clasificacion que se verifica por medio de un trommel, obte-

niéndose tres productos diferentes, á saber: 1.º Esponja pura. 2.º Esponja mezclada con carbon, que es necesario separar, sometiéndola posteriormente á la accion de un ventilador cuya corriente arrastra las partes más ligeras y deja las más pesadas; y 3.º Carbon con el cual se encuentra generalmente una cantidad de esponja que en las condiciones ordinarias del procedimiento no pasa de 5 por 100 de la cantidad total del producto. Estos dos últimos se separan por medio del ventilador, y mejor todavía, segun Mr. Grateau, por medio de un fuerte iman, generalmente sometido á un movimiento de revolucion, al cual se adhieren las partículas de hierro durante una parte de su corrida, separándose por medio de cepillos ó de otro cualquier modo durante otra parte de la revolucion y recibíéndolas en receptáculos á propósito.

La cantidad de combustible empleado varía muy considerablemente segun que los hornos contengan una sola ó dos retortas; en el primer caso, que era el de la fábrica de Clichy-la-Garenne (departamento del Sena), se consumian por carga 1.300 kilogramos de hulla; en el segundo caso sólo se consumen 1.600 kilogramos para las dos retortas.

Aun cuando la memoria citada de Mr. Grateau hace grandísimos elogios del procedimiento Chenot, tal como acaba de describirse, y hasta le califica de la manera que se ha dicho en la pág. 720, se comprende fácilmente que la clasificacion de las materias por medio del ventilador ó de los imanes y la construccion de los hornos con el gran número de canales que han de existir alrededor de las retortas, no pueden ménos de ofrecer dificultades de consideracion en la práctica; así es que su empleo no se ha extendido mucho en las condiciones enunciadas, y puede decirse que son muy pocas las fábricas (entre ellas la de Baracaldo) en las cuales se emplea sin haberle variado en algunos detalles.

Las retortas empleadas en Baracaldo son un poco más pequeñas que las de Hautmont; no tienen más que 8 metros de altura, 1^m30 de longitud y 60 centímetros de ancho; el refrigerante es en cambio mucho mayor, pues llega á 7 metros de longitud. La carga es de 1.600 kilogramos de mineral por retorta, mezclados con 520 de cisco de carbon vegetal. Para el

caldéo exterior no hacen falta más que 800 kilógramos de hulla por carga, en virtud de la buena calidad del combustible que allí se emplea.

Modificacion de Mr. Ernesto Tourangin.—Los inconvenientes que presenta en la práctica el método de Chenot para la separacion de la esponja y el carbon, las dificultades de construccion de los hornos, etc., han hecho idear otra disposicion del aparato que lleva el nombre de su autor, Mr. Ernesto Tourangin. La variacion principal consiste en emplear como reductivo para el óxido de hierro una sustancia gaseosa, el óxido de carbono, que por su estado no puede quedar mezclada con el metal, una vez terminada la operacion. Esto evita en primer lugar, la construccion de los canales que rodean las retortas en el procedimiento Chenot, y en segundo, el empleo de los ventiladores y de los imanes para purificar la esponja.

La modificacion de Tourangin se ha adoptado en algunas fábricas, y en nuestro país se emplea actualmente en las ferrerías de Usánsolo (término de Galdácano, Vizcaya) de Astepe, en la misma provincia y del Guadazaon en la de Cuenca. En un principio se usó tambien en la ferrería de Védia.

En una memoria escrita por el Sr. D. Julian Bruno de la Peña y presentada á la Asociacion de Ingenieros industriales en Junio de 1862, se describe el aparato empleado en la ferrería de Védia (que despues se apagó) de la manera siguiente:

«El horno se compone de una cuba central, en la cual se coloca la mena que se ha de reducir, y de dos hogares laterales, ó mejor dicho, de dos generadores de gases reductores; estos tienen en la parte inferior, cerca de su fondo, una abertura para dejar paso á una tobera que lanza el aire á su interior, aire que antes de penetrar en la cuba central tiene que atravesar una capa de 0^m,60 á 0^m,80 de carbon en ignicion, de tal modo, que todo su oxígeno se transforme en óxido de carbono, lo que se verifica produciéndose en la parte inferior de los generadores de gas una alta temperatura y ácido carbónico, que al atravesar la capa de carbon que hemos indicado, se desoxida perdiendo calor, de tal modo, que por las aberturas que ponen en comunicacion los hogares laterales y la cuba central, penetrará únicamente una mezcla de óxido de carbono y ázoe, con la temperatura suficiente para dar lugar á la reaccion química que produce la desoxidacion. Los generadores de gases reductores se elevan pasadas estas aberturas casi hasta la parte superior del hor-

no, formando una capacidad que sirve únicamente de depósito de carbon, que se va calentando segun descende, y sustituye al que se consume en la produccion del óxido de carbono. Los generadores de gases reductores deben estar herméticamente cerrados, para obligar á estos á pasar siempre por la cuba central en que se halla la mena que se ha de reducir. En un principio se tapó el tragante de los generadores con una chapa de hierro ó una plancha de fundicion enlodada, mas esta manera imperfecta daba siempre por resultado fugas de alguna consideracion, que producian no sólo una pérdida inútil de óxido de carbono, ó lo que es lo mismo, de combustible, sino que por la naturaleza de este gas molestaban á los operarios que tenian que trabajar en la parte superior del horno, llegando á producir asfixias más ó ménos graves. Hoy, con el sistema empleado, y que no es más que el cierre conocido con el nombre de cerradura hidráulica, se han salvado por completo estos inconvenientes. En la parte inferior de cada uno de los generadores, hay otra abertura á más de la tobera, que durante la marcha está cerrada con ladrillos y barro, y que se destapa cuando se cree conveniente para retirar las escorias, residuo de la combustion del carbon. La cuba central sólo presenta de particular el que á una altura de 0^m,80 de su suelo, se puede colocar una parrilla formada de barras de hierro cuadradas. Tiene en el frente, y en su parte inferior, una puerta de hierro, que se quita para la descarga; y más arriba, en la que corresponde á la parrilla, una hendidura horizontal de un ancho igual á la seccion del horno, y de un alto suficiente para el paso de los barrotes, hendidura tapada durante la marcha con una placa de fundicion. El tragante de la cuba está abierto durante la marcha, pero en algunos casos puede taparse imperfectamente, colocando encima una hoja de palastro. El horno está guarnecido de su correspondiente atirantado; la camisa interior de la cuba, así como las de los generadores de gases, sobre todo en sus partes inferiores, deben ser de material refractario.»

No han sido de consideracion las variaciones que ha tenido el aparato, y el que hoy se emplea en Usánsolo, es casi igual al descrito por el Sr. Peña, sin más diferencia que tener dos toberas en lugar de una en la parte baja de los generadores de gas.

Los hornos de Astepe conocidos con el nombre de hornos Gurlt, presentan algunas diferencias más notables, que se refieren principalmente al modo de hacer la descarga. La regilla, en vez de estar formada de barras sueltas, es de una sola pieza ó de dos que ocupan cada una la mitad de la retorta y que se hallan colocadas á uno y otro lado de esta. No se introducen á golpe sino que se mueven por medio de roscas y manubrios: el fondo

de la retorta le forma un platillo de palastro que puede moverse verticalmente como el que se ha descrito al hablar de la descarga en el aparato de Chenot. De este modo no hay más que separar las rejillas, hacer descender la placa del fondo y recoger en los wagones de palastro la esponja producida.

Los hornos del sistema Tourangin empleados en Riotinto por el malogrado Sr. Cossio para obtener esponja de hierro destinada á la cementacion del cobre, tienen otra disposicion que es ventajosa para hacer que los gases reductores ejerzan bien su accion sobre toda la masa de mineral colocada en la cuba principal del horno. Sabido es que la conversion del ácido carbónico producido en la combustion completa del carbon por el oxígeno del aire, en óxido de carbono por virtud de la presencia de un exceso de carbon incandescente, produce un descenso de temperatura: un efecto análogo se observa en la reduccion del mineral de hierro por el óxido de carbono, en virtud del calórico latente que el oxígeno del mineral absorbe para pasar del estado sólido en que se encontraba en este, al estado gaseoso que tiene en el óxido de carbono. El descenso de temperatura que así se origina y que segun los estudios de Dulong llega á 4,618 calorías por cada litro de oxígeno que se combina con el carbon, produce una disminucion en la presion del gas, á virtud de la cual la corriente gaseosa se dirige de preferencia por los puntos en que el óxido ya se ha reducido, es decir, precisamente por donde no es necesaria; dejando de pasar por aquellos otros sitios en que hace falta para reducir el mineral que aun no ha sufrido su accion.

En virtud de esto, la reduccion se hace con una gran desigualdad y al hacer la descarga hay mucho mineral que no se ha convertido en esponja. Para obviar á este inconveniente, el Sr. Cossio ha dividido la cuba central de sus hornos, que tiene dos metros de longitud, en dos partes iguales por medio de un tabique vertical, que no llega hasta el fondo: tapando alternativamente cada una de estas dos partes, la corriente gaseosa que procede del generador situado junto á aquella parte de la cuba, se vé obligada á atravesar horizontalmente la parte de carga que se encuentra en el mismo lado por bajo del tabique divisorio y de esta manera, sometida toda ella á corrientes cuya direccion

varia á voluntad, ejerce más uniformemente su acción reductiva y convierte en esponja la casi totalidad de la mena.

La fig. 93 representa uno de los hornos del sistema Chenot modificado por Tourangin: *c* es la cuba central que tiene una altura de 4^m,10 por una longitud máxima de 65 centímetros; *g g* son los generadores de gas provistos en su parte superior de las válvulas hidráulicas *v v*; *b* es la banqueta donde se apoyan las barras de la regilla, que se introducen por una ranura prac-

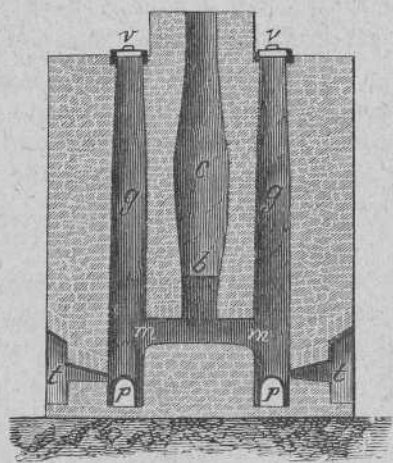


Fig. 93.

ticada al mismo nivel de su cara superior en el frente del horno que no se vé en la figura; *t t* son las tóberas y *p p* las puertas destinadas á sacar las escorias producidas por el carbon al quemarse.

En la parte inferior de la cuba y en el lado opuesto á las puertas *p p* hay otra para la descarga de la esponja. La anchura de todo el aparato, lo mismo en los generadores que en la cuba central, es de 80 centímetros.

Cuando un horno es nuevo se empieza por caldearle, como

se hace con los demas aparatos de la misma especie, dejándolos primero secar al aire libre y quemando luego en su interior astillas, monte bajo, etc., sin cerrar ninguna de las aberturas de que se ha hecho mérito; al cabo de algun tiempo se empieza á cargar carbon vegetal en los generadores y mineral en la cuba, se cierran las válvulas hidráulicas, las puertas de extraccion de las escorias, la ranura para la regilla, etc., y se dá viento por las toberas. La reduccion no se verifica al principio si el horno no ha adquirido en el caldeo preliminar la temperatura suficiente para que el óxido de carbono producido reduzca el mineral; y en este caso hay que tener gran cuidado al acercarse al tragante central, porque se desprende por él una gran cantidad de óxido de carbono cuyas propiedades eminentemente deletéreas son bien conocidas. Cuando la temperatura interior llega de 700 á 800° C. en el tercio inferior del horno, empieza la reduccion en este punto, verificándose en la parte superior de la cuba la calcinacion de la mena y su desecacion si contenía alguna humedad. En la proximidad de los tragantes *m m*, por donde el gas de los generadores penetra en la cuba central, es donde la temperatura llega á su máximo y en este punto es bastante, si la marcha del horno es buena, para caldear el hierro reducido hasta hacerle adquirir el resudado, en virtud del cual, soldándose unas partículas con otras, pierde en gran parte la propiedad de inflamarse espontáneamente al aire; sin embargo, conviene que no se eleve demasiado la temperatura en este punto á fin de no fundir las gangas, lo cual dificultaría notablemente la reduccion del hierro.

Generalmente cada ocho ó doce horas, se hace una descarga de esponja, para cuya operacion se procede del modo siguiente. Los obreros empiezan por destapar la ranura correspondiente á la regilla y por ella introducen á golpes unas barras de hierro de seccion cuadrada y de 3 á 4 centímetros de lado; empezando por las dos extremas y colocando unidas á ellas otras, hasta llegar al centro: dividida de este modo la carga en dos partes, una superior y otra inferior al plano ó piso que forman las barras, se abre la puerta inferior de la cuba, y se dá salida al mineral que resbalando por un plano inclinado de palastro, vá á caer en unos wagoncillos de la misma sustancia cuya cabida es de un

quintal métrico de esponja próximamente: cuando uno de estos wagoncillos está lleno, se cubre la esponja con un poco de carbonilla, se golpea con una pala de plano para darla cierta compacidad y se quita de la proximidad del plano inclinado para sustituirle con otro; cuando se ha terminado de sacar la parte de carga que estaba por bajo de la regilla, se vuelve á cerrar la puerta de descarga, enlodándola cuidadosamente para que no penetre aire, se quitan las barras, se vuelve á tapar la ranura y se hace una nueva carga. El mineral debe estar en trozos de 3 á 5 centímetros de diámetro, para que la accion reductiva de los gases, se ejerza bien en toda su masa.

Con objeto de evitar que durante la descarga penetre en el horno alguna cantidad de aire que oxide nuevamente el hierro reducido ya, se tapa el tragante central con una chapa de palastro y se disminuye el viento lanzado por las toberas á fin de acortar el tiro; de este modo se consigue que la corriente gaseosa salga en parte por la puerta de trabajo. En cada horno se emplean cinco operarios, dos de ellos para partir el mineral.

Para obtener 1.000 kilóg. de esponja se emplean en Usánsolo 1.400 kilóg. de mineral de galería de Somorrostro y 400 de carbon vegetal.

La esponja ya fria que ha de convertirse en tochos y barras, se somete al forjado en forjas catalanas ó en otros aparatos, golpeándola cuando la temperatura es la oportuna.

El hierro que se obtiene por este procedimiento es de muy buena calidad, pero resulta algo caro.

IV.

OBTENCION DEL HIERRO DULCE POR EL METODO INDIRECTO. OBTENCION DEL HIERRO COLADO.—Hornos altos; su construccion y sus diferentes tipos; marcha normal; su teoria; irregularidades y accidentes. Empleo del carbon vegetal y del cok; del aire frio y del aire caliente.

De todos los métodos indicados para la obtencion del hierro dulce por el tratamiento directo de las menas, sólo puede decirse que tienen verdadera importancia industrial el de las forjas y hasta cierto punto el de Chenot, modificado, que ha podido ponerse en práctica con buen éxito en algunas localidades. Pero ni uno ni otro bastan para dar á la industria las inmensas cantidades de hierro que demanda en una escala cada vez mayor. Es difícil, sin embargo, que las forjas catalanas dejen de emplearse, tanto por las condiciones especiales en que se encuentran por lo comun estos pequeños establecimientos, como por la excelente calidad del hierro que producen, muy superior casi siempre, al obtenido por el intermedio del hierro colado. La necesidad de emplear en la fabricacion de un metal de tantas y tan diversas aplicaciones, menas cuya impureza no permitía beneficiarlas en forjas, y la carestía del producto obtenido en estas, hizo nacer en los industriales la idea de carburar el hierro para fundirlo, y afinarle despues separándole de las impurezas con que no habia podido ménos de asociarse para formar el hierro colado; pero no obstante, las forjas catalanas seguirán por mucho tiempo llevando á los mercados su contingente de hierro muy puro, el cual en virtud de esta gran pureza, se venderá siempre en ellos con aprecio.

El método indirecto se funda en la fusion de menas de hierro, que no tienen necesidad de ser tan puras como las emplea-

das en las forjas, en aparatos en los cuales se produzca una temperatura muy elevada respecto á la de aquellas. A consecuencia de esta elevada temperatura, las gangas, muy frecuentemente silíceas, del mineral, se funden y disolverían una gran cantidad de óxido de hierro, si no se agregara un fundente, generalmente la caliza, que convirtiéndose dentro del horno en cal viva, se combina con la sílice y deja libre el hierro; pero á la temperatura á que esta fusion se verifica, el metal reducido en presencia del combustible incandescente y de la sílice, se combina á su vez con cortas cantidades de carbon, de silicio y de algunos otros cuerpos, se hace fusible y viene á separarse de las escorias ocupando por su mayor peso específico, el fondo del aparato en que la operacion se hace. El metal carburado que se llama *hierro colado*, *hierro fundido*, y aunque con ménos propiedad *fundicion* (1) se somete luego á una accion oxidante enérgica, en virtud de la cual se separa de las impurezas que contenia, y convertido de este modo en hierro dulce, se forja y recibe las formas exigidas en el comercio, para llevarse á los mercados.

Se comprende por estas ligeras indicaciones, que el objeto del método indirecto es formar un lecho de fusion en que las gangas de la mena y los fundentes agregados al efecto, estén en las condiciones oportunas para combinarse formando silicatos los más fusibles que puedan obtenerse dentro de ciertos límites determinados por la economía y por las condiciones que se buscan en el producto; y una vez fundidos envuelvan en su paso

(1) La palabra *fundicion* procede, indudablemente, de una traduccion literal de la palabra francesa *fonte* que significa del mismo modo la accion y efecto de liquidar un metal ó una sustancia cualquiera, y el producto de esta accion cuando se trata del hierro carburado que se obtiene en los hornos altos. De los idiomas principales de Europa, sólo en francés y en italiano puede expresarse este producto por medio de una palabra simple: en inglés y en alemán, lo mismo que en español, el carburo de hierro, producto de los hornos altos, se indica por medio de dos palabras ó de una compuesta segun la índole del idioma; y así se dice respectivamente *cast-iron* ó *pig-iron* (hierro fundido ó hierro en lingotes) en inglés; *gusseisen* (hierro fundido) en alemán, de la misma manera que se dice en castellano hierro fundido, hierro colado, y algunas veces *lingote*, áun cuando este nombre genérico que se dá á los metales moldeados en barras de cierto grueso y relativamente de corta longitud, se aplica de preferencia á otros metales, segun la última edicion del Diccionario de la lengua por la Academia Española. En italiano se dá al producto la denominacion de *ghisa*, que equivale á la palabra francesa *gueuse* ó á la española *lingote*.

por el aparato, y recubran luego en el crisol al metal producido, evitando una oxidacion que vendría á dificultar notablemente el procedimiento.

La operacion se verifica en el aparato que ha recibido el nombre de *horno alto*. Un horno alto es una torre circular, sólidamente construida, cuyo hueco interior tiene generalmente la forma de dos conos truncados unidos por sus bases mayores y colocados por lo tanto en posicion inversa el uno del otro; la union entre ambos conos, se hace, ó bien por un trozo de superficie cilíndrica que tiene á veces más de un metro de altura, ó bien sencillamente por una superficie engendrada por la revolucion de una curba tangente á las generatrices de ambos conos; y á veces directamente sin intermedio alguno.

En un principio todos los hornos altos se construian de este modo, dejando distinguir perfectamente cada una de estas tres superficies; despues se ha visto, como era natural, que en la práctica las diferentes zonas del horno alto no podian limitarse con tan rigurosa exactitud por medio de planos horizontales, y se ha dado á muchos de estos hornos la forma de una cuba, cuyo diámetro máximo está hácia la mitad de la altura, y cuyos dos extremos tienen diferentes dimensiones, siendo siempre algo mayor la seccion de arriba, por donde salen los productos de la combustion, que la de abajo, donde se recoge el metal fundido. Esto no obstante, las regiones del horno correspondientes á las superficies cónicas y cilíndricas ó de revolucion, de los hornos primitivos, han conservado sus nombres para poder entenderse con más facilidad. El cono superior, ó la parte del horno que ocupa su lugar, se llama la *cuba*, y su seccion superior el *tragante* ó cargadero; la parte más ancha del aparato recibe el nombre de *vientre*; el cono inferior, cuyas generatrices tienen siempre mucha más inclinacion que las del otro, relativamente á la vertical, se llama los *etalages*; y la *obra* la parte más estrecha, que sigue por bajo de la base inferior de los etalages y que puede compararse al cañon del embudo formado por estos. En esta parte el horno deja generalmente de ser de seccion circular, y forma una pirámide cuadrangular truncada, cuyas bases tienen muy poca diferencia de superficie. La parte inferior de la obra, limitada por tres de estas paredes y por otra más separada del

interior del aparato, que deja entre su vertical y la de la cuarta pared de la obra un espacio por donde pueden salir las materias fundidas, se llama *crisol*; se designa con el nombre de *antecrisol* la parte del crisol que se halla fuera de la capacidad del horno.

En los hornos en que la obra es una pirámide cuadrangular, las toberas son generalmente tres, y están colocadas, una en la pared trasera ó *rustina*, y las otras dos en las laterales ó *costeros*. Cuando sólo tienen dos, la que falta es la de la rustina; pero hay otros tipos de hornos en que la obra es, como el resto del horno, de sección circular, y en estos el número de toberas puede variar de 1 á 5; algunos escoceses tienen hasta 8 y 10. Cuando son tres se colocan generalmente horizontales, y la trasera un poco más alta que las otras, á fin de que el viento que va directamente hácia el antecrisol, no pueda salir fácilmente por él. En algunas ocasiones se inclinan un poco hácia arriba para que el viento suba con más facilidad á través de la carga. Se hacen casi siempre de hierro dulce, aunque modernamente se empiezan á emplear algunas de bronce, y forman un cono truncado hueco, cuya pared es doble, quedando de este modo en el interior un espacio por donde circula agua fría para evitar que una temperatura muy elevada pueda deformarlas. Cuando la obra es circular y las toberas en número mayor de tres, se procura que sus ejes disten entre-sí por lo ménos de 10 á 20 centímetros. Aunque deben estar casi normales á la superficie interior del horno, se procura que los dardos de viento no se encuentren para producir en el interior un remolino de viento que favorece la regularidad de la combustion.

La pared de la obra que corresponde al lado del antecrisol, no llega como las otras al nivel de la plaza del horno, sino que termina por la parte inferior en una pieza de hierro colado, llamada *timpa* (1), sobre la cual se apoya la mampostería, y en cuya parte interior existe generalmente un tubo de hierro dulce, que tiene poco más ó ménos la forma de un serpentín, y por el cual pasa constantemente durante la marcha del horno una corriente de agua fría para refrescarle.

(1) Algunos autores dan á esta pieza el nombre de *templillo*; pero lo más general es designarla con el de *timpa*, y por esta razón se ha conservado el último.

La timpa está sólidamente sujeta á la mampostería del horno con apéndices de hierro dulce, y lleva por la parte de abajo unas colas de milano del mismo hierro colado de que está hecha, en las cuales se sujeta un apéndice de arcilla refractaria que penetra en el interior del crisol y que puede destruirse fácilmente con los espetones, si algun accidente ocurrido en la marcha así lo exige. La timpa debe quedar más alta que el nivel de las toberas, y sólo el apéndice de arcilla es el que debe bajar lo necesario para que el viento no pueda salir del horno sino por la parte superior.

En algunos hornos ingleses, y sobre todo del país de Gales, se coloca en el centro de la timpa una tobera, que sólo se usa cuando hay obstrucciones en el antecrisol.

El crisol está limitado en su parte anterior por una gran piedra empotrada en el suelo ó por un murete de ladrillos refractarios que recibe el nombre de *dama* (del holandés *Damm*, que quiere decir dique), y cuya altura, un poco mayor que la parte baja del apéndice de arcilla adherido á la timpa, no debe, sin embargo, llegar al nivel de las toberas. De este modo, la diferente elevación á que se hallan la parte superior de la dama y la inferior de la timpa, permite que exista en el antecrisol una cantidad de escorias, cuya presión, más fuerte que la del aire que sale por las toberas, impide á este que se lance á la atmósfera directamente por entre la timpa y la dama sin atravesar la carga. También sirve para impedir la salida del aire por esta parte la viscosidad de las materias, y una capa de carbonilla apelmazada que se coloca sobre el antecrisol. Al mismo tiempo, hallándose la parte superior de la dama á un nivel más bajo que las toberas, no es posible que en el momento en que se deje de dar viento, el metal fundido las invada y las obstruya, puesto que antes de subir hasta ellas, desbordará forzosamente por cima de la arista culminante de la dama y correrá por la meseta.

En el centro de la parte más baja de aquella, y comunicando el exterior con el fondo del crisol, existe un agujero ó *piquera* destinado á hacer la sangría cuando el hierro colado ocupa ya todo el espacio de aquel.

Como la salida del metal debe hallarse independiente por completo de la de las escorias que salen durante toda la opera-

cion por encima de la dama y corren por un plano inclinado que se apoya en esta por la parte anterior, existe, perpendicularmente á la dama, una plancha de hierro colado, que se llama plancha de *gentil-hombre*, en la cual se detiene la arena ó la carbonilla conque está construida la meseta y que impide á las escorias caer por este punto y obstruir la piquera.

Los costeros del horno se llaman de la derecha y de la izquierda, segun que están á una ú otra mano del espectador, que, colocado enfrente de la delantera, mira hácia la timpa.

Toda la parte exterior ú obra muerta del horno, que se hace de mampostería ordinaria, descansa sobre cuatro pilares de la misma mampostería, unidos entre sí por medio de bóvedas ó de cerchas de hierro colado que recubren cuatro entradas ó puertas, por medio de las cuales tienen los obreros fácil acceso hasta las toberas y el antecrisol. Cuando la parte superior es de hierro colado, las piezas que la forman se llaman *madrastras*. En otras ocasiones, en vez de pilares de mampostería, existen columnas de hierro colado, que separándose por completo en la parte baja de la *camisa* ó revestimiento interior del horno, permiten circular alrededor del crisol y de la obra.

La forma y las dimensiones interiores de los hornos altos varían muchísimo, no solamente segun la clase de combustible y de mineral que han de emplearse en ellos, y segun que se haya de inyectar el aire frio ó caliente, sino tambien segun los distintos países en que se construyen. Lo más general es calcular todas sus dimensiones, tomando como término de comparacion el diámetro del vientre, que es el que regula la produccion diaria del aparato. Calculado este por la cantidad de hierro colado que se quiere producir ó por la de combustible que se quiere quemar, cantidades que están, como se comprende desde luego, íntimamente relacionadas entre sí, las demás dimensiones de los hornos, evaluadas en el diámetro referido, que llamaremos *d* para facilidad de la espresion, oscilan entre los límites siguientes:

Altura total del horno.....	3,50 á 4,50 <i>d</i> .
Diámetro del tragante.....	0,40 á 0,60 <i>d</i> .
Altura de la obra	0,50 á 0,75 <i>d</i> .

La inclinacion de los etalages varía entre 55° y 66° y es algo mayor cuando el hierro colado se destina al afino, que cuando ha de emplearse directamente en la fabricacion de piezas moldeadas. Su altura varía en casi todos los hornos franceses de 1^m,80 á 2^m,30; pero en los ingleses, belgas y españoles es bastante mayor y pasa ordinariamente de 3 metros.

La inclinacion de las paredes de la obra varía de $\frac{1}{9}$ á $\frac{1}{12}$ de su altura, segun la naturaleza del combustible, y es tanto mayor cuanto más compacto y más fuerte es este.

El crisol tiene una longitud variable entre 1^m,80 y 2^m,30; al nivel de las toberas, su anchura es de 75 centímetros cuando ménos y llega á más de 1 metro, con muchísima frecuencia, y la altura varía entre 50 y 80 centímetros.

Las dimensiones que deben tener los hornos altos, se calculan, como se ha dicho, en relacion con el diámetro del vientre; para determinar este se debe tener presente, si la fuerza de que se dispone para la máquina soplante es limitada, que para cada 8 ó 12 metros cúbicos de aire que se puedan lanzar al horno por minuto (lo cual corresponde á la combustion de 60 á 90 kilógramos de carbon en el mismo tiempo), se debe dar 1 metro cuadrado de seccion al vientre.

En el caso en que se dispone de toda la fuerza que pueda hacer falta, se calcula la superficie del vientre segun los productos que se quieren obtener; adoptada la cantidad de estos, se calcula la cantidad de carbon necesaria para producirlos, y luego, por la cantidad de carbon, la seccion en metros cuadrados, teniendo presente que para producir 100 kilógramos de hierro colado gris, hacen falta 122 de carbon vegetal, y para la misma cantidad de hierro colado blanco, 100 kilógramos del mismo combustible. En los hornos que marchan con cok, la cantidad de combustible varía, no solamente con la naturaleza del producto que se quiere obtener, sino tambien con la calidad del cok empleado; en los hornos grandes del Staffordshire se necesitan de 140 á 150 kilóg. de cok para 100 de hierro colado, y hay otros en Alemania y en Francia, en que el combustible es peor, en que para 100 kilóg. de hierro se queman 275 y hasta 300 de cok. Hay que tener tambien presente, que para una capacidad dada, no se puede aumentar á voluntad el volúmen de

aire inyectado por minuto, porque pasado cierto límite, se llegarían á fundir las menas antes de reducir las y la operacion sería imposible. La produccion normal de un horno es tanto menor, cuanto más gris sea el producto y las menas más pobres y más refractarias. Varía tambien, como acaba de decirse, segun el combustible y es más pequeña en los hornos que marchan con cok que en aquellos otros en que se consume carbon vegetal, porque á igualdad de peso, aquel contiene mucha más cantidad de cenizas, que es preciso fundir para convertirlas en escorias, y que por lo tanto, no sólo aminoran el peso de carbon contenido en el combustible, sino que hacen á este producir ménos efecto útil, por el calor que absorben.

Para calcular las dimensiones de un horno alto que pueda dar en 24 horas una cantidad determinada de hierro colado, debe tenerse en cuenta, además de los datos que se han indicado en los párrafos anteriores, la proporcion que existe entre el volúmen del hueco interior y el producto obtenido, observando lo que sucede en el mayor número posible de fábricas y relacionando únicamente las que emplean primeras materias análogas.

Determinada la capacidad total, que es por término medio de 8m^3 por tonelada de hierro colado gris y de 5m^3 por tonelada de hierro colado blanco si el combustible es cok, y de 5m^3 y 3m^3 respectivamente, si el carbon es vegetal, se fija la altura total del horno, teniendo en cuenta que ha de ser tanto mayor cuanto más difíciles sean de reducir los minerales; la altura de la obra debe ser de $1^{\text{m}},80$ á 2 metros, segun que los minerales sean fusibles ó refractarios para hornos de cok y de $1^{\text{m}},40$ á $1^{\text{m}},70$ en los de carbon vegetal, cuando se quiere obtener hierro para el afino; y deben aumentarse en 20 ó 30 centímetros cuando el hierro colado ha de ser para moldería.

El diámetro de la obra debe ser siempre mayor para los minerales fusibles y para el hierro colado blanco; aumenta tambien á medida que es mayor el volúmen de aire inyectado. Para hierro colado blanco varía de 80 centímetros á 2 metros, y para el gris, de 75 centímetros á $1^{\text{m}},50$, segun que los hornos reciban de 25 á 100 metros cúbicos de aire por minuto.

La diferencia entre el volúmen de la obra y el total del horno dá el volúmen de la cuba y etalages. El vientre debe co-

locarse á la cuarta ó la tercera parte de la altura total; pero á una altura tanto más pequeña sobre la plaza, cuanto más fusibles son los minerales, á fin de que á mayor fusibilidad de estos corresponda ménos inclinacion en los etalages. Fijados estos, como se conocen la base inferior, la altura, y por diferencia entre el volúmen total y el de la obra y etalages, el volúmen del cono truncado que forma la cuba, se deduce fácilmente el diámetro del tragante.

Durante mucho tiempo se ha dado una importancia excesivamente exagerada á la forma y á las dimensiones de los hornos altos, suponiendo que un centímetro en más ó en ménos, en cualquiera de ellas, podia ocasionar que las operaciones tuvieran buen ó mal éxito. En el dia se ha comprendido que muy poco tiempo despues de encendido el horno, y en cuanto han pasado por su interior algunas toneladas de sustancias fundidas, la forma interior se habrá modificado profundamente, dulcificándose los ángulos del perfil, tanto por la degradacion de las partes más salientes, cuanto por la acumulacion de materias en las entrantes, donde siendo menor la temperatura, se solidifican parcialmente las escorias, que descienden resbalando por la pared interior. Así es, que en el dia lo que se procura generalmente, es construir el perfil dándole la forma de una cuba, cuya máxima amplitud se encuentra hácia la mitad de la altura, y que se estrecha mucho más rápidamente por la parte inferior, donde termina en el crisol, que por la superior donde concluye en el tragante. Como tipo de esta clase de hornos sin obra pueden citarse los ingleses; por ejemplo, los de Corngreaves y Russell Hall (Staffordshire), Ruabon (Gales septentrional), etc. En los demas paises aún se conservan claramente marcadas las diferentes partes de los hornos altos, especialmente en aquellos en que el combustible es vegetal.

La fig. 94 representa el horno alto para carbon vegetal empleado en la ferrería de los Sres. Goitia y Compañía, en Beasain (Guipúzcoa), á cuyos señores debo la amabilidad de haberme suministrado cuantos datos he deseado relativamente á los aparatos y á las operaciones de su fábrica. La forma del perfil se aproxima mucho á la que puede considerarse como tipo de los que consumen carbon vegetal. *C* es la cuba; *V* el vientre; *E* los eta-

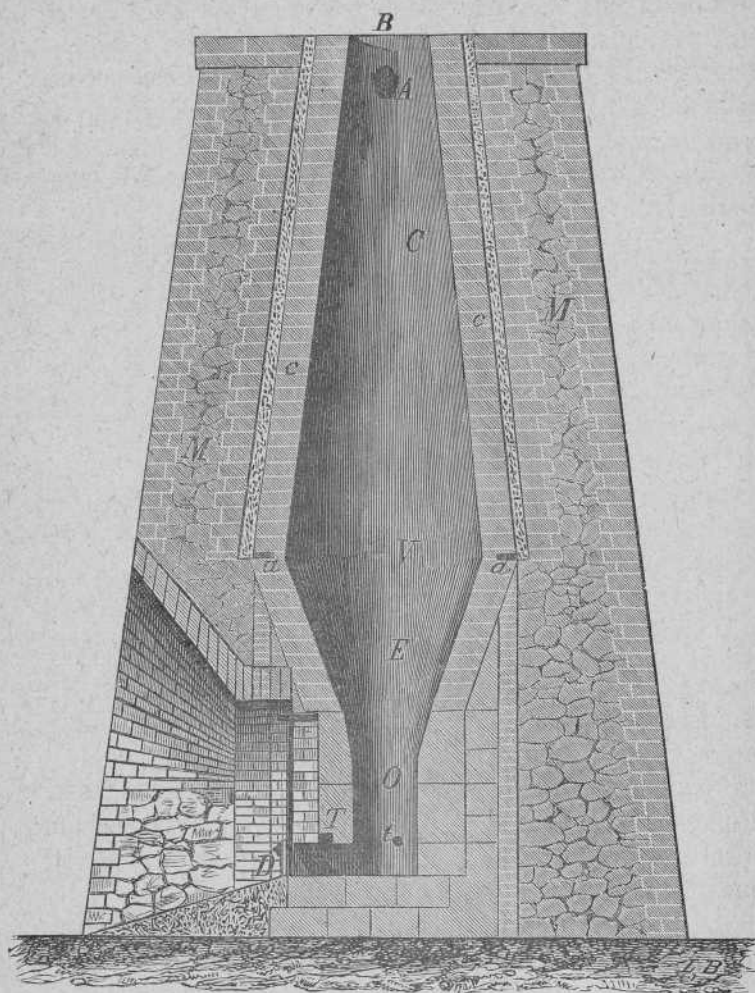


Fig. 94.

HORNÓ ALTO DE LA FÁBRICA DE BEASAIN

(GUIPÚZCOA)

lages; *O* la obra; *c* la camisa hecha de ladrillos refractarios de primera calidad; *a* el círculo de hierro en que descansa; *M* la obra muerta construida de mampostería ordinaria; *t* la tobera; *D* la dama; *T'* la timpa en la cual no se vé el apéndice que impide la salida del viento. En el tragante *B* aparece el aparato *A* de toma de gases que en esta fábrica se destinan á la calefaccion de calderas de vapor y que no se describe porque es conocido desde el curso de Metalúrgia general.

La fig. 95 representa en escala mayor el crisol de un horno alto, para demostrar la disposicion que deben tener la dama y la

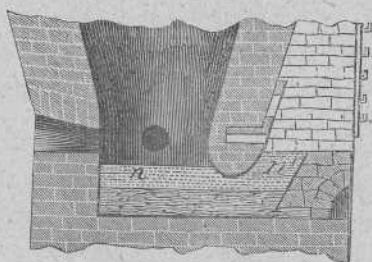


Fig. 95.

timpa á fin de impedir que el viento salga por el ante-crisol. La columna de escorias contenida desde *n* hasta *n'* hace equilibrio á la presion del viento y le obliga á atravesar la carga.

Hay muchos hornos, sin embargo, en que no se encuentran dispuestas así las cosas, y en que el viento no sale por el ante-crisol á consecuencia de la carbonilla que se aglomera en éste y que solidifica en parte las escorias.

La disposicion de la tobera y de la timpa están indicadas en la fig. 96. *T* representa la timpa de hierro colado y *t* el tubo de hierro dulce que está empotrado en su interior y por donde atraviesa el agua para refrescarla. *P* es la tobera, figurada en corte, cuya construccion se comprende sin más esplicaciones.

Las dimensiones y la forma interior de los hornos altos, depende, como ya se ha dicho, de las primeras materias que en ellos se emplean, y hasta cierto punto tambien, del capricho de los fundidores de cada país: generalmente cuando marchan con cok son más elevados que cuando marchan con leña ó con hulla

cruda; en el primer caso, los ingleses tienen desde 13^m,50 hasta 21^m y más; alguno existe de 31^m,50 de altura. Sin embargo, en el día va disminuyendo mucho la tendencia á construir estos hornos colosales, porque resulta demostrado que no aumenta la produccion de un horno en razon directa de su capacidad. En el segundo caso oscila la altura de 10^m,50 á 14^m. Flachet en su exce-

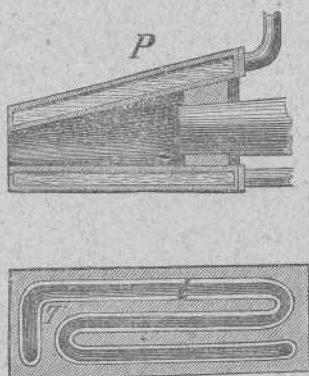


Fig. 96.

lente tratado de la fabricacion del hierro (1) presenta una série de perfiles de hornos franceses, belgas, alemanes, ingleses y escoceses, en que la altura para los que marchan con carbon vegetal varía de 7^m,229 (hornos de la Toscana) á 13^m (hornos del departamento del Mosela), y para los hornos en que se consume cok ó hulla cruda, de 14^m á 16^m,40. Segun dice Flachet en su citada obra, «la altura del horno debe ser suficiente para que los productos de la combustion obren el mayor tiempo posible sobre los minerales y para que la temperatura ascienda gradual y constantemente desde el tragante hasta la obra; porque es preciso que los minerales se trasformen lentamente por grados insensibles y que no lleguen al punto de fusion sino despues de haberse reducido por completo. Este resultado no puede obte-

(1) *Traité de la fabrication de la fonte et du fer envisagée sous le trois rapports chimique, mécanique et commercial.* Paris, 1842 á 1846 ó Liège, 1851.

nerse en hornos de poca altura más que estrechando la obra para que las cargas descendan con mucha lentitud, y resignándose á producir muy poco hierro colado.» Así resulta, efectivamente, que en los hornos de poca altura de Italia, de Silesia y del Hartz, la produccion diaria no llega nunca á 5 toneladas, cuando entre los hornos ingleses de gran elevacion hay alguno, como el de Acklam, en el Durham, que tiene 21^m de altura y produce 300 toneladas semanales (1), y algunos, construidos posteriormente en el mismo distrito de Durham, producen como el de Ferry-Hill 78 toneladas diarias ó sea 546 semanales, con una altura de 31^m50 y un volúmen de 935^m3. En 1871 se construyó en Ormesby, en el distrito de Cleveland, por Mr. Cochran and Co. el horno de mayores dimensiones que se ha conocido nunca; su capacidad llegaba á 121^m3 y tenia 27^m43 de altura y 9^m14 de diámetro en el vientre.

En España la altura de los hornos altos varía de 10^m,50 á 17^m. Esta última dimension es la del horno núm. 3 de la fábrica de Baracaldo, encendido en 1875 con cok y uno de los mayores que hasta ahora se han usado en la península.

Respecto á la forma interior, la tendencia de los fundidores viene siendo desde hace algunos años suavizar los ángulos del perfil, sustituyéndolos con curvas y aun haciendo desaparecer algunas de las zonas que antes se consideraban como indispensables. Basta echar una ojeada sobre los perfiles de hornos que presentan las diferentes obras de metalúrgia del hierro, publicadas de algunos años á esta parte, como por ejemplo las de Karsten (2), Dufrenoy, Elie de Beaumont, Coste y Perdonet (3), Flachet (4), Valerius (5), Jullien (6), Percy (7) y Vathaire (8) para

(1) Percy, *Metallurgie*: traduccion francesa por Petitgand y Ronna. Tomo III, pág. 578.

(2) *System der Metallurgie, geschichtlich, statistisch, theoretisch und technisch.*—Berlin, 1831-32.

(3) *Voyages métallurgiques en Angleterre.*—Paris, 1837.

(4) *Traité de la fabrication de la fonte et du fer.*—Paris, 1842 ó Liège, 1851.

(5) *Traité théorique et pratique de la fabrication de la fonte.*—Paris, 1851.

(6) *Traité théorique et pratique de la métallurgie du fer.*—Paris et Liège, 1861.

(7) *Traité complet de métallurgie, traduit sous les auspices de l'auteur avec introduction, notes, et appendice* para E. Petitgand et A. Ronna.—Paris et Liège, 1865.

(8) *Etudes sur les hauts-fourneaux et la métallurgie de la fonte.*—Paris, 1867.

convencerse en primer lugar de la tendencia que acaba de indicarse á suavizar los perfiles, y en segundo, de la variedad de formas y dimensiones que han presentado los mismos perfiles aún dentro de cada país. Cuando Karsten escribía su obra sobre la Metalúrgia del hierro (1) la cuestion de los perfiles era ya discutida con empeño, y no sólo en cada país ó en cada localidad, sino en cada fábrica se usaban formas distintas, en general todas ellas muy angulosas, de tal modo, que en el párrafo 803 de la segunda edicion de su libro, dice el célebre autor alemán: «La forma de la cuba, la colocacion del vientre, la altura del horno, están sometidas á innumerables variaciones,» y más abajo, en el mismo párrafo añade: «Respecto á los hornos cuyo combustible es el cok, hay que advertir al ménos en dos puntos: 1.º En que deben tener obra; 2.º En que no pueden bajar de 11^m,50 de altura.»

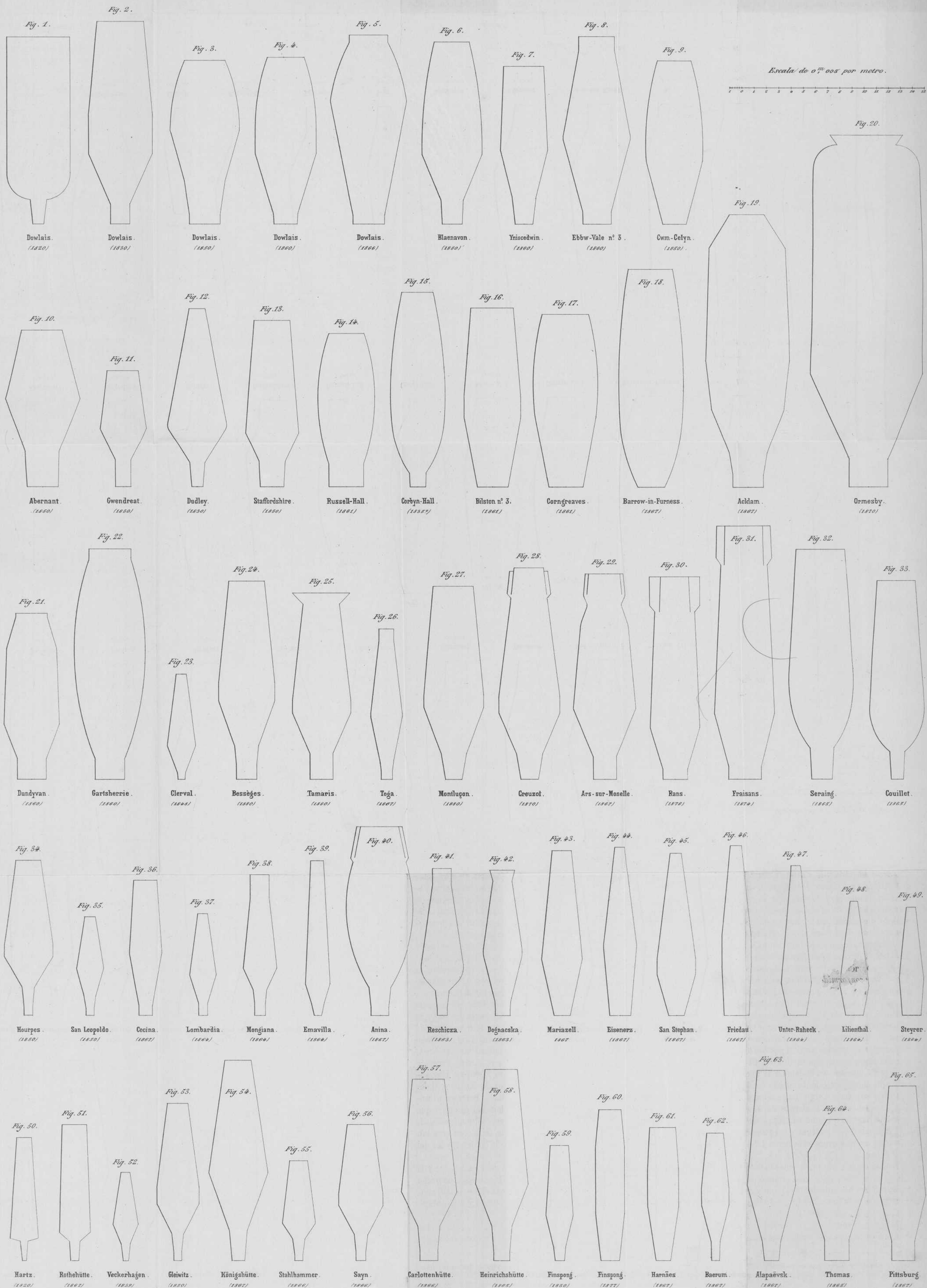
A pesar de esta conformidad que existia en 1826, y á pesar de que en el mismo párrafo dice que «en la Alemania del Norte lo mismo que en Francia los hornos sin obra son extremadamente raros, y probablemente no existe ninguno en Inglaterra,» el horno para cok, construido en Corngreaves (Staffordshire) en 1861, que cita como primer tipo de hornos altos el doctor Percy, y cuyo perfil aparece en la lámina I, figura 9, carece precisamente de obra, y otro tanto sucede con los de Ruabon (Gales septentrional), Cwm-Celyn (Gales meridional), Barrow-in-Furness (Lancashire), los modernos de Dowlais (no obstante que en el que Karsten presenta como tipo de esta última localidad, la inclinacion de los etalages y la existencia de la obra eran tan marcadas, como aparece en la figura 1.ª de la lámina I) y los del Vordernberg.

En cuanto á la altura, la introduccion del aire caliente y el empleo correlativo de la hulla cruda ó de la autracita, ha hecho que se reduzca bastante, hasta el punto de que el horno de Gwendreat (Llanelly-Watney and Co.) sólo tiene 9^m,14 y el de Abernant (Glamorganshire) 10^m,70.

La lámina I representa los perfiles de algunos hornos usados en países extranjeros, desde los más antiguos á los más moder-

(1) *Handbuch der Eisenhüttenkunde*.—Berlin, 1827, y en la traduccion francesa hecha por Culmann (Metz, 1830), pág. 187 del tomo II.

HORNOS ALTOS EXTRANJEROS.

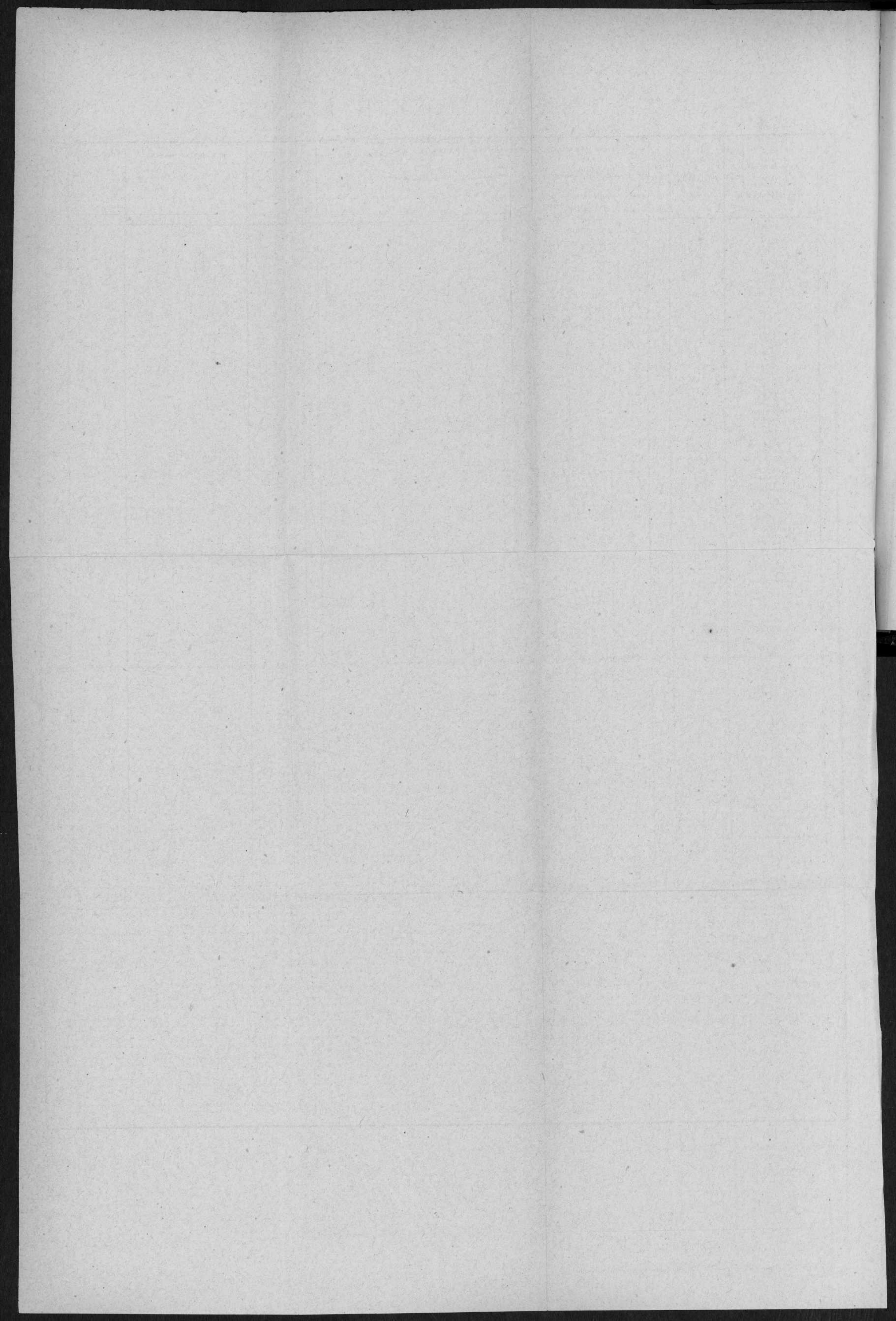


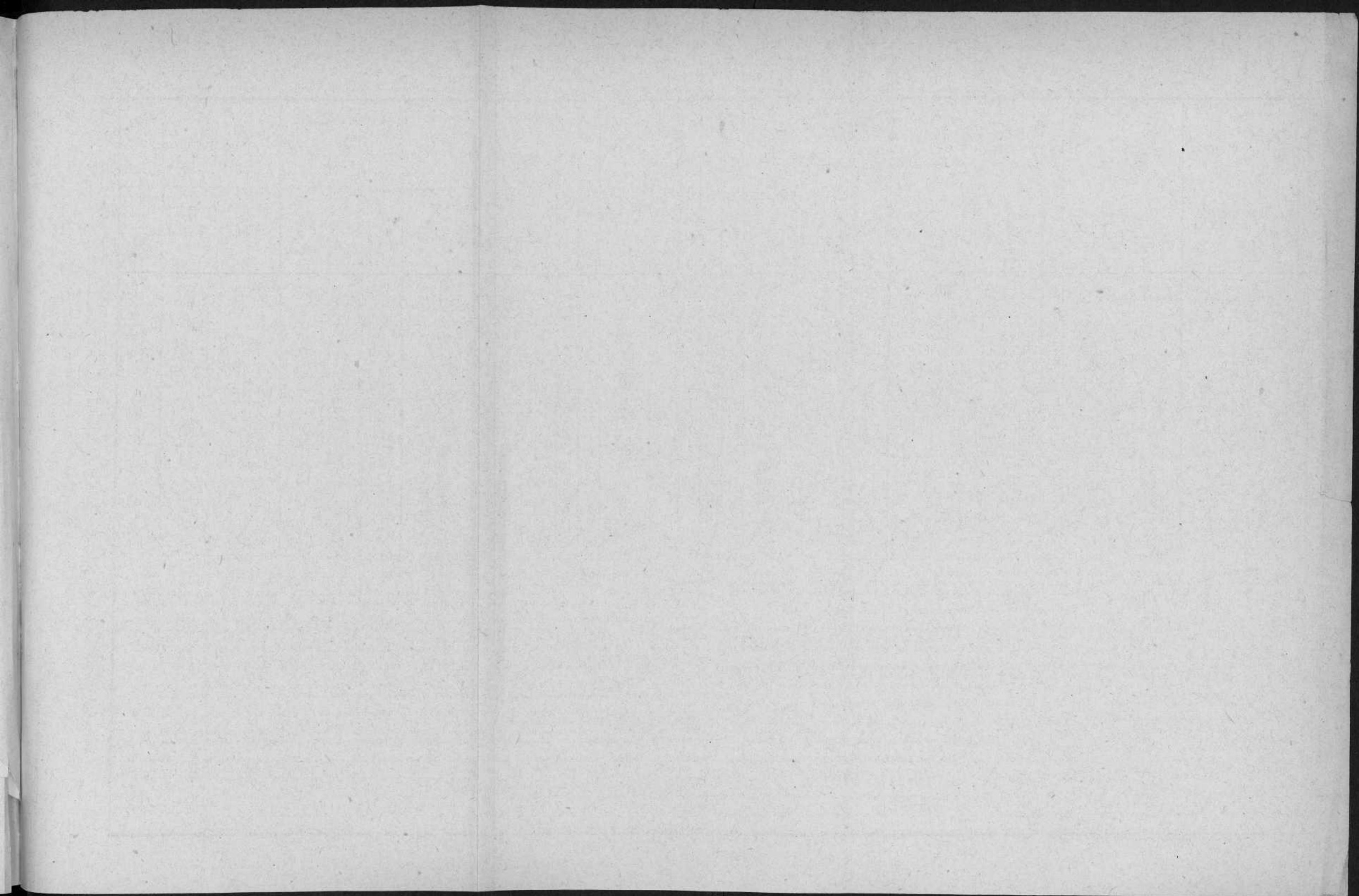
HORNOS ALTOS EXTRANJEROS.

Barinaga.—Curso de Metalúrgia Especial.

Cuadro I.—Exp. de la Lám. I.—Pág. 744.

Número del perfil correspondiente.	HORNOS Y FABRICAS.	SITUACION.	Fecha de los datos.	DIMENSIONES PRINCIPALES. (1)											CAPACIDAD. — met. cúb.	Número de toberas.	AIRE INYECTADO.		CLASE DEL		CANTIDAD DE		OBSERVACIONES.	
				DIAMETRO 3				ALTURAS									Metros cúbicos por minuto. (2)	Temperatura — G. cent. 6. cent.	combustible. (3)	mineral. (4)	com- bustible quemado p. 100 de lin- gote ob- tenido.	hierro colado produci- do en 24 horas. — gs. met.		
				del crisol. — met.	de la obra. — met.	del vientre. — met.	del tra- ganle. — met.	del crisol. — met.	de la obra. — met.	de los etalajes — met.	del vientre. — met.	de la cuba. — met.	TOTAL. — met.											
1	INGLESES.																							
2	Dowlais.	Gales Sur.	1829	0.81	1.23	5.02	5.02	»	1.90	1.96	»	10.67	14.62	237.612	2	?	Frio	Cok.	Espático.	?	120	»		
3	Dowlais.	Id.	1830	1.52	1.52	5.12	3.63	»	1.52	3.96	3.04	7.32	15.84	214.812	3	100?	Frio	Cok.	Esp.	210	80	»		
4	Dowlais núm. 12.	Id.	1859	2.44	3.20	5.48	3.20	0.72	2.64	3.96	»	5.48	12.80	174.420	57	121?	320?	Hulla cruda.	Esp. y hem.	131	310	»		
5	Dowlais.	Id.	1869	1.81	2.00	4.80	3.00	0.80	»	4.70	1.80	5.70	13.00	134.753	54	7	380	Hulla cruda.	Esp.	190	250	»		
6	Blaenavon.	Id.	1839	2.44	2.44	6.10	3.05	0.76	»	8.53	0.30	5.18	14.77	221.214	7	180	325	Hulla cruda.	Esp.	200	500	»		
7	Iniscedwin.	Id.	1839	1.47	1.70	4.81	2.74	»	1.83	3.58	»	8.81	14.22	151.844	3	158	Frio	Cok.	Esp.	270	180	»		
8	Ebbw-Vale, núm. 3.	Id.	1830	1.36	1.91	3.65	3.05	»	2.08	3.69	»	6.55	12.23	85.000	6	46	375	Antracita.	Esp. y hem.	175	100	»		
9	Cwm-Celyn, núm. 2.	Id.	1850	2.28	2.28	5.33	2.74	0.93	»	5.58	0.26	7.82	14.62	160.000	6	120	315	Cok 2/3 hulla 1/4.	Esp.	240	300	»		
10	Abernant.	Id.	1863	2.41	2.60	6.00	2.90	»	»	4.88	»	7.84	12.72	151.779	67	120	315	Cok 3/4 hulla 1/4.	Esp. y hem.	116	400	»		
11	Gwendreath.	Id.	1861	1.20	1.20	3.65	2.44	»	2.80	4.10	»	5.49	12.30	163.415	6	284	350	Hulla.	Esp. y hem.	190	560	»		
12	Dudley.	Staffordshire.	1839	0.76	1.06	4.63	1.22	»	1.85	3.11	»	4.57	9.14	48.702	2	?	?	Antracita.	Esp. y hem.	?	?	»		
13	Staffordshire.	Id.	1850	1.81	2.10	4.25	2.80	»	2.00	2.25	»	9.01	14.00	90.872	3	80	Frio	Cok.	Esp.	350	80	(5)		
14	Russell Hall.	Id.	1861	2.71	»	4.57	2.82	1.82	»	5.33	»	8.75	13.00	120.000	54	7	300	Hulla cruda.	Esp.	275	180	»		
15	Corbyn-Hall.	Id.	1865	1.21	1.29	4.26	2.44	1.06	»	3.91	4.21	6.04	15.22	149.500	5	84	316	Cok 7/8 hulla 1/8.	Esp.	125	230	»		
16	Bilston, núm. 3.	Id.	1861	2.43	»	4.49	3.35	»	»	5.48	»	8.53	14.01	141.000	5	67	311	Cok y hulla.	Esp. y hem.	125	180	»		
17	Corngreaves.	Id.	1861	2.74	»	5.20	3.65	»	»	7.30	»	6.20	13.50	153.310	54	111	315	Hulla.	Esp. y hem.	300	240	»		
18	Barrow-in Furness.	Id.	1869	2.13	»	5.02	3.50	»	»	5.48	»	11.58	17.06	283.330	4	130?	331?	Hulla y cok.	Esp. y hem.	125	380	»		
19	Acklam.	Durham.	1865	2.44	3.00	6.85	2.66	0.90	1.70	7.25	»	11.50	21.35	520.000	3	227	325	Cok 4 a 6 por 100.	Hem.	105	800	»		
20	Ormesby.	Cleveland.	1870	3.00	3.00	9.15	4.89	2.20	»	6.70	»	18.60	27.50	1165.000	3?	281	575	Cok.	Hem.	160	500	»		
	ESCOCESES.																							
21	Dundivan.	Lanarkshire.	1850	2.19	2.19	4.38	2.50	»	1.58	2.74	»	8.72	13.04	108.239	3	162	301	Hulla.	Esp.	230?	260	»		
22	Gartsherrie.	Id.	1860	2.40	2.40	5.51	3.30	1.60	»	7.40	»	9.00	18.00	200.000	7	100	380	Hulla.	Esp. calc.	230	240	»		
	FRANCESES.																							
23	Clerval.	Doubs.	1848	0.44	0.62	2.16	0.67	»	0.44	2.12	»	5.67	8.67	13.380	1	8	185	Veg.	Hem.	145	20	(6)		
24	Bességes.	Gard.	1880	1.61	1.80	4.50	2.80	1.12	1.44	3.52	1.42	8.00	15.50	125.000	9	130	600	Cok 11 por 100.	Hem. y mag.	105	400	(7)		
25	Tamaris.	Id.	1880	1.80	1.80	4.60	2.80	»	2.00	3.20	1.00	7.52	13.72	132.048	9	116	400	Cok 15 por 100.	Hem. p. y ter.	120	370	(8)		
26	Toga.	Corcega.	1867	0.80	1.08	2.50	1.10	0.67	0.80	3.37	0.27	5.67	10.78	26.301	1	43	250	Veg. e.	Hem.	103	140	(9)		
27	Montlucon.	Id.	1879	1.25	2.00	4.75	3.10	»	2.00	3.60	1.00	8.44	15.00	150.000	3	115	500	Cok 18 por 100.	Hem. r. y p.	?	340	(10)		
28	Creuzot.	Saone et Loire.	1879	1.30	2.05	5.00	2.25	»	2.00	3.20	1.25	10.10	16.55	150.000	3	100	340	Cok 10 por 100.	Hem. y esp.	120	300			
29	Saint Benoit.	Moselle.	1877	1.80	1.80	5.00	3.00	»	1.80	3.70	»	8.00	13.50	136.871	5	130	300	Cok 12 por 100.	Hem. y ool.	135	450	(11)		
30	Rans.	Jura.	1878	1.96	1.96	3.92	3.20	0.80	»	3.20	»	9.03	13.08	147.000	7	216	360	Cok 12 por 100.	Hem. y ool.	130	400	(12)		
31	Fraisans.	Id.	1874	2.60	2.60	4.85	3.60	1.00	»	4.15	»	11.76	16.91	222.000	7	216	330	Cok 12 por 100.	Hem. y ool.	150	350	(13)		
	BELGAS.																							
32	Seraing.	Liège.	1867	1.60	1.80	5.00	3.80	»	2.42	3.70	»	11.88	18.00	180.000	2	120	Frio	Cok.	Lim. y hem.	110	400	»		
33	Couillet.	Hainaut.	1867	0.90	1.20	4.50	2.90	»	2.10	3.40	»	10.00	15.50	172.690	2	116	251	Cok.	Hem.	135	320	»		
34	Hourpes.	Id.	1867	0.60	0.95	3.80	2.00	0.60	1.45	2.40	1.00	6.55	12.00	68.276	2	43	Frio	Cok.	Hem.	188	90	»		
	ITALIANOS.																							
35	San Leopoldo.	Toscana.	1840	0.64	0.86	2.10	0.75	0.51	0.95	2.10	»	4.17	7.73	11.210	2	26	160	Veg.	Hem. r.	121	104	»		
36	Cecina.	Id.	1861	1.00	1.00	2.50	1.84	0.70	0.95	4.05	0.30	5.55	10.60	32.758	2	65	250	Veg.	Hem. y mag.	115	130	»		
37	Lombardia.	Id.	1867	0.65	0.70	2.05	0.70	»	0.90	2.20	»	4.85	7.95	11.600	1	9	230	Veg. p. y h.	Hem. y esp.	95	30	»		
38	Mongiana.	Sicilia.	1867	0.80	1.05	2.61	1.42	0.90	1.10	1.60	»	7.40	11.00	25.167	1	6	Frio	Veg.	Lim.	171	35	»		
39	Emavilla.	Piamonte.	1867	0.50	1.00	1.90	0.90	»	1.00	1.50	»	9.60	12.10	18.894	1	11	150	Veg.	Mag.	115	30	»		
	AUSTRIACOS.																							
40	Anina.	Banate.	1867	1.25	1.55	4.90	2.85	0.60	1.55	5.10	»	4.75	12.00	138.970	4	70	135	Cok 9 por 100.	Hem.	130	200	(14)		
41	Reschicza.	Id.	1867	0.70	1.01	3.25	1.39	0.54	1.36	2.05	»	7.59	11.54	41.500	2	43	Frio	Veg.	Mag. y hem.	112	88	»		
42	Dognascka.	Id.	1867	1.17	1.20	3.00	1.33	0.47	0.54	3.92	»	6.41	11.37	41.400	2	62	Frio	Veg.	Mag. y hem.	107	100	»		
43	Mariazell.	Syria.	1867	1.16	»	3.16	1.42	»	»	4.42	»	8.53	12.95	54.172	2	95	260	Veg.	Hem. p. y esp.	230	47	»		
44	Eisenetz.	Id.	1867	1.74	»	2.53	0.68	»	»	5.32	0.16	7.74	13.22	33.540	2	88	185	Veg.	Esp.	?	95	»		
45	San Stephan.	Id.	1867	1.10	»	3.00	0.84	»	»	3.16	1.25	8.22	12.63	46.823	2	22	200	Veg.	Esp. y hem.	226	40	»		
46	Friedau.	Vordernberg.	1867	1.90	»	2.26	0.79	»	»	3.79	2.53													





HORNOS ALTOS ESPAÑOLES.

Barinaga.—Curso de Metalúrgia Especial.

Cuadro II.—Exp. de la Lám. II.—Pág. 745.

Número del perfil correspondiente	HORNOS Y FABRICAS.	SITUACION.	Año de la construcción.	DIMENSIONES PRINCIPALES (1).										CAPACIDAD. — met. cúb.	Número de toberas.	Año á que corresponden los datos.	VIENTO INYECTADO.		Número de cargas en 24 horas	Núm. de cargas entre dos sangrias.	CLASE DEL	CANTIDAD CONSUMIDA POR SEMANA.			HIERRO COLADO PRODUCIDO POR SEMANA.		Observaciones.					
				DIÁMETROS.				ALTURAS.									METROS CÚBICOS POR MINUTO. (2)	TEMPERA- TURA. — Grados cent.				COMBUSTIBLE. (3)	MINERAL. (4)	De combustible. — hect. (5)	De mineral. — qs. m.	De fundente. — qs. m.		Calidad. (6)	Cantidad. qs. met.			
				De la obra.	De la obra.	De la obra.	De la obra.	De los estajos.	De la cuba.	Total.																						
											De la obra.	De la obra.	De la obra.																	De la obra.	De la cuba.	Total.
1	Núm. 1. San Martín.	Beasain.	Guipúzcoa.	1862	0.58	1.11	2.64	1.12	0.42	1.67	2.09	6.97	11.15	28.249	2	1878	50	Frio	40	15	Veg. h.	Hematites.	2800	900	155	Gris de afino	450	(7)				
2	N. 1. Santa Ana.	Boluea.	Vizcaya.	1848	0.55	0.93	2.69	1.00	0.50	1.18	1.68	0.50	6.64	10.50	25.723	2	1875	40	Frio	30	12	Veg. h.	Hem. p.	1452	725	97	G. af.	391	(8)			
3	Santa Agueda.	Castrejana.	Id.	1862	0.55	1.11	2.61	1.00	0.53	1.25	2.09	0.70	7.50	11.40	26.284	2	1874	27	Frio	46	16	Veg. h. y r.	Hem. p.	2375	874	116	G. af.	437	(9)			
4	N. 2. Baracaldo.	Bilbao.	Id.	1861	0.90	1.10	2.85	1.80	0.50	1.20	2.50	0.70	6.88	11.28	43.253	3	1877	45	Frio	33	11	Id.	Hem.	2576	1219	99	G. af. mold.	612	(10)			
5	Araya.	Araya.	Alava (10)	1848	0.53	0.93	2.60	1.00	0.50	1.18	1.68	0.50	6.64	10.50	25.723	2	1880	21 (?)	Frio	41	13	Id.	Hem. p.	1803	936	128	G. af.	483	(11)			
6	Ola-Andia.	Vera.	Navarra.	1845	0.58	1.00	2.35	1.00	0.50	1.10	1.90	0.70	7.10	10.60	21.578	2	1865	41	250	36	12	Veg. h. y r.	Hem. y esp.	1419	882	120	G. y mezc.	420	(12)			
7	Merced.	Gurizeo.	Santander.	1832	0.60	0.60	2.31	1.06	0.17	3	20	6.23	10.00	21.035	2	1874	28	200	28	14	Veg. r.	Hem. p.	1416	736	89	G. mold.	340	(13)				
8	Constancia.	Barbadillo.	Burgos.	1864	0.80	1.00	3.00	1.25	0.42	1.25	2.00	2.75	8.75	14.75	66.259	2	1878	14 (?)	Frio	12	6	Veg. h. p. r. y b.	Hem.	1352	696	5	G. af. mold.	400	(14)			
9	Previsora.	Id.	Id.	1878	0.42	0.84	2.78	0.84	0.42	1.67	1.67	0.84	11.70	28.817	2	1880	8	Frio	20	10	Veg. h. y p.	Hem. r.	780	515	115	G. af.	310	(15)				
10	Gloria.	Tobia.	Logroño.	1870	0.48	1.12	2.37	0.98	0.42	1.53	1.95	0.50	9.20	18.767	2	1879	20	Frio	30	15	Veg. h.	Hem. y esp.	966	5	21	G. af.	154	(16)				
11	N. 3. Pedroso.	Pedroso.	Sevilla.	1847	0.70	1.00	2.25	1.50	0.60	1.50	2.55	0.60	11.45	25.038	2	1868	38	320	5	25	Veg. a.	Mag. y hem.	2032	762	102	G. mold.	387	(17)				
12	N. 5. Constanca.	Malaga.	Malaga.	1843	0.80	0.90	2.85	1.20	0.42	1.55	1.55	1.90	7.30	12.30	42.500	3	1879	41	270	25	12	Veg. y cok.	Id.	2221	738	98	G. af.	417	(18)			
13	N. 1. Concepcion.	Marbella.	Id.	1829	0.86	1.02	3.05	1.07	0.42	1.76	1.53	1.22	6.94	11.45	43.476	3	1877	32	180	20	10	Veg. p. y b.	Mag.	1622	568	66	G. af.	393	(19)			
14	N. 1. Sargadelos.	Sargadelos	Lugo.	1793	0.42	0.62	2.00	0.80	0.42	1.25	1.12	0.78	10.60	14.735	1	1871	27	Frio	31	17	Veg. r. m. a. y c	Hem. y lim.	1124	376	51	G. graf.	180	(20)				
15	N. 2. Sargadelos.	Id.	Id.	1814	0.50	0.65	2.63	1.18	0.55	1.02	1.50	0.54	8.47	20.478	1	1871	43	Frio	40	20	Id.	Id.	1220	450	68	G. af. mold.	987	(21)				
16	N. 1. Mieres.	Mieres.	Oviedo.	1844	0.85	1.30	3.30	2.29	0.42	2.20	2.06	1.60	7.94	13.80	73.832	2	1877	50	200	31	8	Cok 10 por 100.	Hem. r.	3617	2170	922	G. af. mold.	1552	(22)			
17	N. 2. Id.	Id.	Id.	1864	0.99	1.66	4.00	2.50	0.42	2.30	3.59	0.80	9.67	16.36	121.757	2	1877	66	240	44	15	Id.	Id.	6240	3880	2300	G. af.	1470	(23)			
18	N. 3. Id.	Id.	Id.	1877	1.53	1.68	4.80	3.20	0.42	1.80	4.10	1.60	8.20	15.70	166.169	4	1880	100	350	48	12	Id.	Hem p.	8850	6340	3530	G. af.	1716	(24)			
19	N. 1. Duro y C. ^a	La Felguera	Id.	1860	1.25	1.50	4.25	3.00	0.42	3.25	3.50	0.64	13.59	115.820	3	1879	74	250	76	25	Cok 13 por 100.	Hem.	5655	3427	1407	G. af. mold	1544	(25)				
20	N. 2. Id.	Id.	Id.	1860	1.02	1.25	4.00	2.50	0.42	2.00	3.25	0.84	13.59	96.646	3	1879	76	250	76	19	Id.	Id.	5380	3142	1275	Gris.	1544	(26)				
21	N. 3. Id.	Id.	Id.	1875	1.25	1.50	4.60	3.00	0.42	2.00	4.75	0.84	13.59	125.685	3	1879	86	250	56	19	Cok 13 por 100.	Hem.	5064	2891	1247	G. af. mold.	1321	(27)				
22	Vega Id.	Vega.	Id.	1860	1.25	1.35	4.42	2.60	0.42	2.00	3.57	0.84	14.20	113.558	3	1877	86	250	56	19	Cok 12 por 100.	Hem. r.	3480	1314	777	G. mold.	643	(28)				
23	N. 1. Quirós.	Quirós.	Id.	1869	0.85	1.80	3.20	2.30	0.80	1.50	2.00	0.65	10.80	52.073	3	1878	80	400	24	8	Cok 10 por 100.	Id.	4143	1820	790	G. mold.	849	(29)				
24	N. 2. Id.	Id.	Id.	1875	1.02	1.36	3.69	2.30	0.42	2.50	2.65	1.20	8.65	15.00	90.834	3	1877	85	400	24	8	Cok 10 por 100.	Id.	4143	1820	790	G. mold.	849	(30)			
25	N. 2. Pedroso.	Pedroso.	Sevilla.	1870	1.00	1.40	3.36	1.90	0.60	1.50	1.80	1.20	6.60	11.70	58.144	2	1876	49	400	30	15	Cok 15 por 100.	Hem. y mag.	2100	1145	105	G. mold.	1100	(31)			
26	N. 1. Baracaldo.	Bilbao.	Vizcaya.	1859	1.20	1.30	4.00	2.50	0.42	1.60	4.00	1.00	7.40	14.00	98.235	3	1877	75	400	36	12	Cok 9 por 100.	Hem. r.	4381	2991	621	G. y b.	1840	(32)			
27	N. 3. Baracaldo.	Id.	Id.	1873	1.80	2.00	5.00	3.00	0.42	2.50	4.50	5.00	5.00	17.00	212.733	5	1880	147	850	38	19	Id.	Hem.	9000	6761	1498	G. mold.	3530	(33)			
28	N. 1. Trubia.	Trubia.	Oviedo.	1848	1.97	1.40	4.10	1.86	0.42	1.95	3.30	0.81	13.37	82.075	2	1860	68	150	36	18	Cok 10 por 100.	Hem. r. y p.	3745	1150	272	G. af. mold.	525	(34)				

(1, 2, 3, 4) Véanse las observaciones correspondientes al cuadro anterior.

(5) Un gran número de fábricas han suministrado el dato referente a combustible en peso. Como no es conveniente expresarle de este modo, según se ha dicho en la página 757, se ha calculado en volumen considerando que el hectólitro de carbon vegetal pesa 25 kilogramos, el de hulla 80 y el de cok 42.

(6) La calidad de hierro colado se expresa con las siguientes abreviaturas: g. gris; b. blanco; graf. grafitoso; mezc. mezclado; af. para afino; mold. para moldera.

(7) Hay en la fábrica tres hornos iguales. Durante la primavera de 1879 se hizo en uno de ellos un ensayo con viento caliente a 201.°; pero se abandonó al poco tiempo, antes de que pudieran conocerse los resultados. Los datos de esta fábrica, propiedad de los Sres. Goitia y compañía se los debo a mi muy querido discípulo el señor don Tomás Balbás, que tuvo la amabilidad de acompañarme a visitarla.

(8) Hay en la fábrica tres hornos iguales, construido uno en 1848 según aparece en el cuadro; otro en 1854, y el tercero en 1880. Los datos han sido proporcionados por el señor Barandica, su director, que tuvo la bondad de enseñármela.

(9) Los datos relativos a esta fábrica, que visité en el verano de 1879, se los debo a la amabilidad de los Sres. Ibarra y compañía, propietarios de la misma.

(10) El perfil de este horno, según los datos remitidos por su propietario don Leon de Urigoitia es exactamente igual al de Santa Ana de Bolueta.

(11) Se paró este horno en 1895 por efecto de la guerra civil. Los datos relativos a la fábrica tuvo la complacencia de proporcionármelos el Sr. D. Manuel Blandin, su director.

(12) El hierro colado de este horno presenta condiciones especiales de resistencia y se ha usado mucho para la fabricación de cañones. Generalmente marcha sólo con dos toberas.

(13) Está parada hace un año. Debo los datos, que no tienen el carácter de una completa exactitud, al Sr. D. Saturnino Gomez de Cisneros, uno de sus propietarios.

(14) Los datos de esta fábrica me han sido suministrados con la mayor amabilidad, por su director el Sr. D. Javier Grandmontagne.

(15) La pequeña cantidad de fundente empleada, depende de que los minerales contienen mucha caliza.

(16) Los datos de esta fábrica con extensas y atinadas observaciones técnicas acerca de los mismos, tuvo la bondad de remitírmelos el Sr. D. Raimundo Navarro, director que ha sido de la misma.

(17) Hay en la fábrica tres hornos iguales, cuyos datos me fueron suministrados por el ingeniero D. J. Almelones.

(18) Este horno es el primero que se construyó en España de propiedad particular. Actualmente no funciona: pero una de sus campañas ha durado ocho años seguidos, habiendo sido necesario terminarla porque se había corroido completamente la camisa.

(19) Alguna vez ha marchado con viento caliente de 170.° a 220.° para lo cual tiene sobre el tragante un espacio cilíndrico donde se coloca el colector de gases para calentarlo. Debo los datos de estos dos hornos a la complacencia de su propietario el Sr. D. Carlos Ibañez, ingeniero de minas.

(20) Sobre la cuba hay un cargadero de 0,74 m. de altura, cuyo volumen no se ha computado en la capacidad del horno. Marcha sólo con 2 toberas.

(21) Tiene también sobre la cuba un cargadero de 1,8 m. de altura, cuyo volumen no está comprendido en el que aparece en el cuadro.

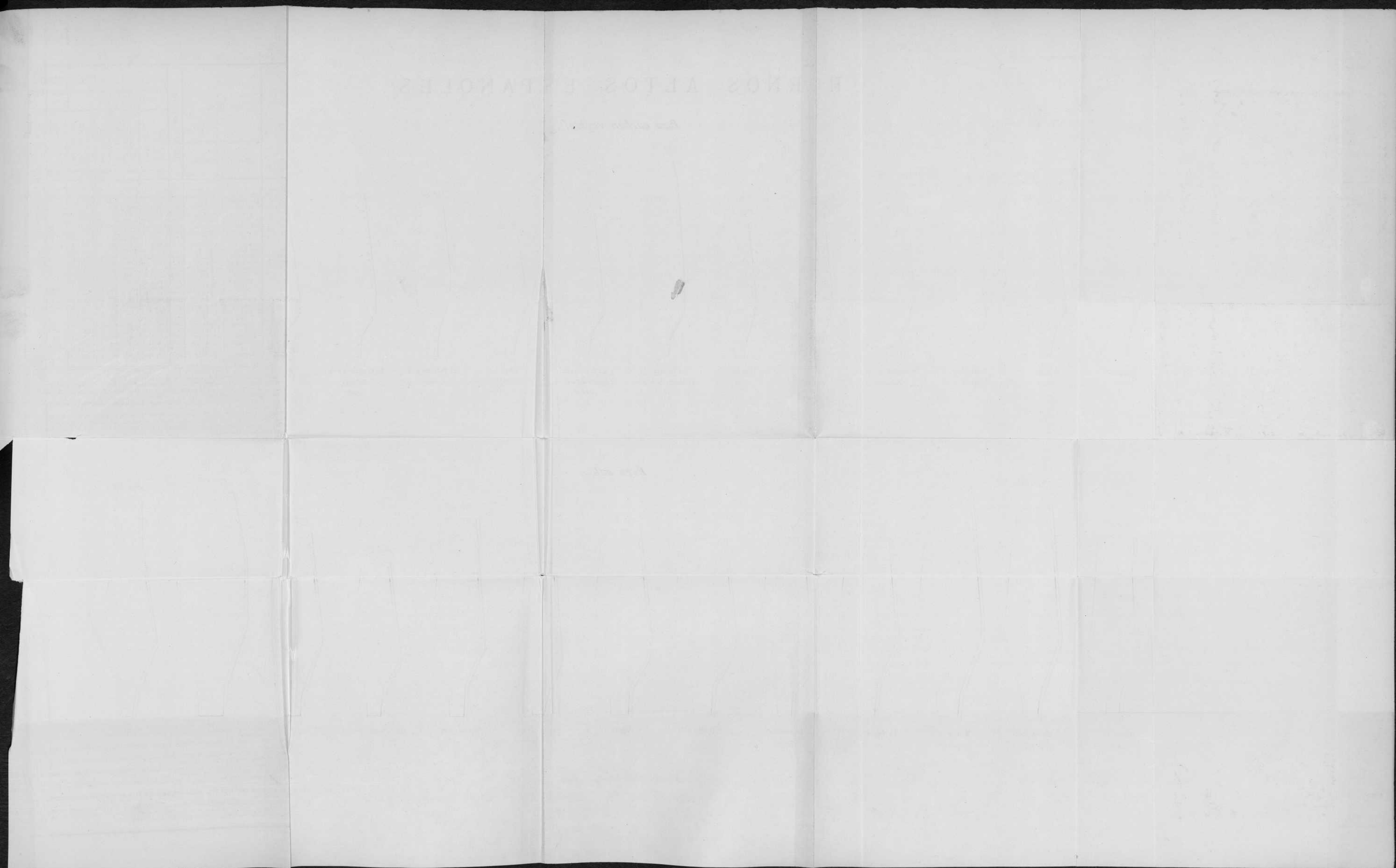
(22) No se ha encendido todavía. Los datos de esta fábrica y la de Vega, pertenecientes ambas a los Sres. Duro y compañía, ha tenido la complacencia de enviármelos el ilustrado ingeniero, D. Gregorio de Aurre, director de las mismas.

(23) Está parado en la actualidad por marchar en mejores condiciones el número 2. Debo estos datos a la galantería de mi antiguo discípulo, hoy distinguido ingeniero de minas don Luis de Adaro.

(24) Los datos relativos a este horno me han sido comunicados por Mr. E. Tiebant director de la fábrica, a quien rindo un tributo de gratitud indicando su procedencia y haciéndole la justicia de manifestar que han sido de los más completos que he recibido.

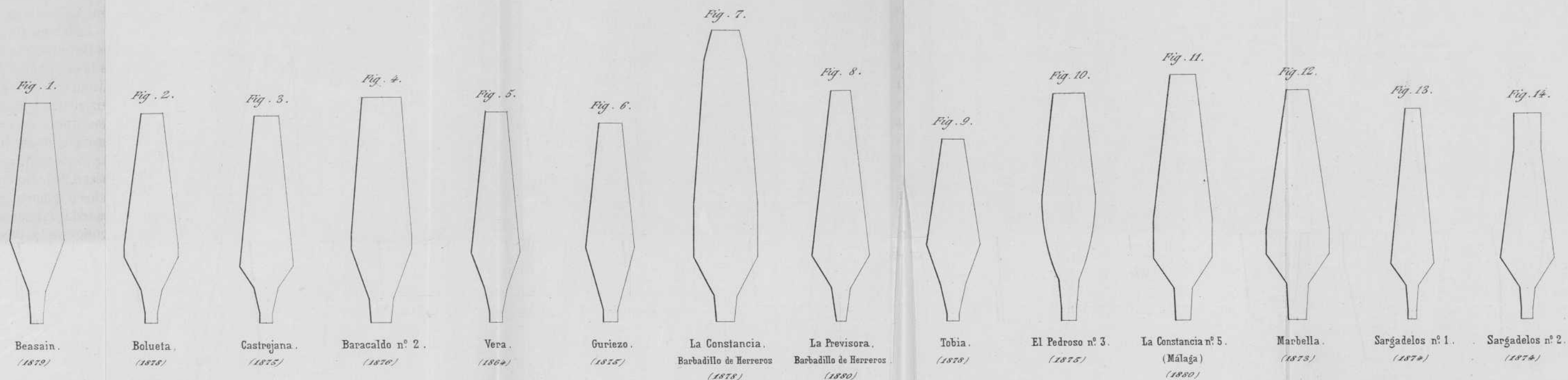
(25) En el día y por circunstancias independientes de su construcción no lleva este horno su marcha normal: los datos estampados en el cuadro, remitidos con la mayor amabilidad por don J. A. Ibarra, son los que corresponden a la marcha normal.

(26) Había en esta fábrica dos hornos iguales designados con los nombres de Daoiz y Velarde. En el año 1873 se han demolido ambos porque la industria particular proporciona el hierro colado que se emplea en la fábrica, probablemente en mejores condiciones de calidad y precio que el obtenido en ella. Los datos referentes a esta fábrica los debo a la amabilidad de su actual director, D. Juan de Lasarte.

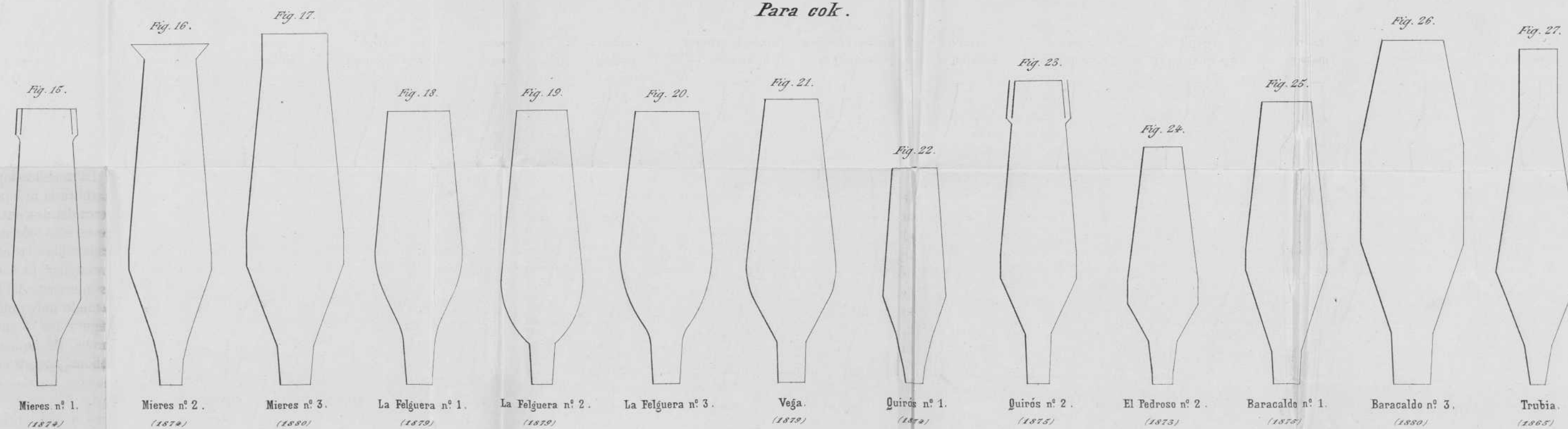


HORNOS ALTOS ESPAÑOLES.

Para carbon vegetal.



Para cok.



Escala de 0^m 005 por metro.



nos, sacados de las obras que se han citado en la nota de la página 743, y en ella pueden verse las dos circunstancias que se han indicado; es á saber: la variedad de la forma y de las dimensiones y la trasformacion que ha sufrido aquella hasta venir á parar á la que hoy se adopta como más racional y de mejores resultados. La esplicacion que acompaña á dicha lámina indica los datos relativos á cada uno de los hornos que en ella aparecen. La escala es de 1:200.

La lámina II representa en la misma escala de la I, los perfiles de hornos de fábricas españolas. Por las fechas que aparecen en la esplicacion de dicha lámina se ve, que en nuestro país, lo mismo que en los demás y especialmente en Inglaterra, se procura suavizar los ángulos de los perfiles, sustituyendo las antiguas líneas quebradas por curvas continuas, cuya forma se aproxima desde luego á la que habian de adquirir los hornos, por consecuencia de su marcha misma, pocos meses despues de encendidos. Sin embargo, puede notarse tambien que los destinados á quemar carbón vegetal, conservan mucho más marcadas todas las zonas, que han desaparecido casi por completo en algunos de los otros.

La modificacion introducida en los perfiles no es ciertamente arbitraria ni hija de la rutina; procede de un estudio detenido acerca del descenso de las cargas en estos aparatos, estudio hecho no sólo teóricamente, sino en virtud de observaciones practicadas sobre las camisas de los hornos cuando estos han cesado de marchar. La accion de las materias fundidas sobre las paredes interiores del horno, no podia ménos de degradar estas de un modo muy notable, dejándolas al cabo de poco tiempo con la figura que se puede considerar como más á propósito para su marcha. Hé aquí cómo se expresa con este motivo Mr. John Gibbons, maestro fundidor del Staffordshire, en un folleto poco conocido, algunos de cuyos pasajes reproduce el doctor Percy en la pág. 476 de su obra, tantas veces citada, sobre el hierro y el acero, y que consignan tambien en su traduccion los Sres. Petitgand y Ronna (1).

(1) Tomo III, pág. 243.

«He tenido frecuentemente ocasiones de seguir de cerca el trabajo de los hornos altos, y las he aprovechado especialmente para *señalar los cambios producidos por el fuego en su forma interior*, en casi todos los períodos, desde el de encenderlos, hasta aquel en que era preciso renovar el crisol y los etalages. La duracion media de los hornos altos del Staffordshire puede fijarse en cuatro ó cinco años; y como durante muy largo tiempo he tenido á mi cargo seis hornos á la vez, me he visto precisado en más de una ocasion á apagarlos con intervalos muy variados, desde tres meses despues de encenderlos, hasta la época en que tenían que apagarse definitivamente. De este modo he adquirido la costumbre de observar con mucha atencion é interés los cambios que sufría la forma del hueco interior. Me decia á mí mismo: la ciencia está escrita con un dedo de fuego en estas paredes, y yo procuraré descifrarla. Y esto me ha hecho encontrar ó idear muchas cosas. Acaso la primera circunstancia que llamó más particularmente mi atencion hácia este objeto, fué la rápida destruccion del crisol y de los etalages verificada durante el primer período de la marcha; en seis meses se puede asegurar, en mi concepto, como un hecho general, que uno y otros se destruyen por lo ménos en la tercera parte de su espesor. Poco más ó ménos, á partir de esta época, porque es imposible fijar los plazos con rigurosa exactitud, la destruccion continúa más ó ménos lentamente hasta que los etalages han desaparecido en su totalidad ó en alguna parte del contorno; esto es lo que se puede llamar la muerte natural del horno, y cuando sucede, es preciso apagarle.

.....
Me pareció entonces (por consecuencia de la rápida destruccion que se verifica al empezar el trabajo) que si yo hacia de antemano el hueco que el horno hace por sí mismo de un modo más brusco, podria probablemente preservar una parte considerable del crisol y de los etalages, porque es evidente que, pasado cierto periodo, los estragos del fuego, si no se detienen por completo, al ménos disminuyen de un modo muy notable; esperaba, dejando libre el espacio que el fuego abre violentamente, atenuar su destructora influencia; nada perdía por ensayarlo. Dispuse los sillares del crisol con todo el intervalo que permitian los pilares del horno, los corté per la parte superior en diagonal desde las toberas hasta su union con los etalages, de modo que viniesen á formar poco más ó ménos el mismo ángulo que estos, y pude convencerme de que mis cálculos eran exactos. El horno duró mucho tiempo, el crisol no necesitó reparaciones tan pronto como antes, y además encontré la ventaja de *obtener la carga normal y la produccion media, muchos meses antes de lo ordinario*. Tal fué la primera mejora; tal vez alguien antes que yo habrá hecho lo mismo ó cosa parecida, pero lo ignoro; seguramente no tengo la menor intencion de atribuirme lo que no me pertenece, y si cometo una trasgresion de la ley del *suum cuique*, es sin saberlo.»

El mismo Mr. Gibbons ha propuesto también ensanchar la parte alta de la cuba, para acumular en aquella region del horno una cantidad de calor bastante á provocar reacciones químicas que antes no se observaban; y para conseguir estos objetos ha construido en Corbyn-Hall un horno cuyo perfil aparece en el núm. 8 de la lamina I, que segun las cifras indicadas en su folleto, producía de 33 á 37 por 100 más que los del perfil antiguo.

A este mismo propósito dice tambien Vathaire en su obra citada (1): «Puede decirse que prácticamente la distincion entre hornos altos con obra y hornos altos sin ella, es ilusoria. Supóngamos, en efecto, dos hornos altos, uno con obra y otro sin ella; al cabo de un mes de marcha, uno y otro se habrán degradado hasta tomar una forma comun, y por lo tanto, habrá sido inútil hacer consideraciones sobre el estrechamiento de la obra que debia producir hierros colados á mayor temperatura con ménos combustible; si el perfil no se mantiene por medio de cajas de agua, la forma será la que corresponde á las condiciones de marcha y no la que se haya querido dar al aparato.»

La construccion de los hornos altos está sujeta á las reglas generales de la construccion de los demas hornos; pero sus grandes dimensiones, la elevadísima temperatura que han de sufrir y su coste considerable, hacen necesario que se observen las precauciones que exige la estabilidad de estos aparatos con mucha más escrupulosidad que en los de dimensiones más pequeñas. Deben construirse sobre un terreno bien firme y en lo posible exento de humedad: cuando lo primero no puede conseguirse, se asientan las mamposterías sobre un emparrillado sostenido por pilotes; pero en la generalidad de los casos y cuando el terreno no es extremadamente compresible, es suficiente poner como cimientó una buena capa de hormigon hidráulico perfectamente apisonado de una altura de 50 á 80 centímetros.

Los cimientos deben tener una superficie tal que excedan en 25 ó 30 centímetros por cada lado á la superficie de la base del horno. Cuando los tubos de conduccion del viento han de pasar

(1) Pág. 187.

por ellos, se reservan ciertos canales abovedados con este objeto. Estos canales deben tener de 1^m,50 á 2 metros de altura y 1^m á 1^m,10 de ancho, quedando las claves de las bóvedas á 1^m ó 1^m,20 de la plaza del horno.

La parte baja de este se construye unas veces de piedras á media labra, otras de ladrillos, y en algunas ocasiones de sillares completamente labrados; las bóvedas para las toberas y para el trabajo y la sangría, se hacen lo más estrechas que sea posible para no disminuir mucho la resistencia del aparato. Sin embargo, cuando los hornos tienen una base de mucha superficie, se construyen en los pilares unos pasos tambien abovedados que ponen en comunicacion unas con otras las bóvedas de las toberas y la de trabajo.

Es inútil construir todos los pilares de la parte inferior del horno de materiales refractarios, pero conviene que los empleados en la parte interior de la bóveda de trabajo, tanto en la bóveda propiamente dicha como en los muros que la sostienen, sean medianamente refractarios para que puedan resistir bien el calor á que están sometidos, sobre todo, durante las sangrías. No pueden, por consiguiente, construirse de margas, calizas, pizarras que estallan al fuego, etc. Las areniscas y los ladrillos son de muy buen empleo, especialmente las primeras, que necesitan ménos mortero para formar la mampostería.

Siempre debe dejarse en el centro de cada pilar una chimenea ó hueco vertical, por el cual se activa muchísimo la desecacion cuando se ha terminado la construccion de la obra muerta del horno. Entre estas chimeneas y los pasos de una bóveda á otra, hay canales de comunicacion cuyo objeto es favorecer igualmente la desecacion del aparato.

Al terminar la construccion de la basa del horno, se coloca, apoyándose en la mampostería de esta, el círculo de hierro colado que avanza al interior y sobre el cual debe apoyarse á su tiempo la camisa. Este círculo, que es de cuatro trozos, de anchura un poco mayor que los ladrillos que ha de sostener, y de 8 á 10 centímetros de espesor, se coloca todo lo bajo que sea posible para separarle de la pared interior de los etalages, que están sujetos á gran deterioro, bien cuando ocurren accidentes, bien cuando el horno lleva mucho tiempo de marcha. Despues

de colocado el círculo de hierro colado, se continúa la mampostería, dejando en hueco toda la parte que corresponde á la vertical del mismo y en la que ha de construirse posteriormente la camisa, para lo cual se dá á la parte interior la seccion circular por medio de una cercha giratoria cuyo eje de rotacion coincide con el eje del horno.

Cerradas las bóvedas, se ponen en comunicacion unas con otras las chimeneas del centro de los pilares por medio de un canal circular del que parten otros canales horizontales que desembocan en la parte interior y en la exterior, con objeto de favorecer la desecacion y se coloca el atirantado de hierro, tanto el paralelo á las caras de la basa como el oblicuo.

La basa cuya altura es próximamente la tercera parte de la total del horno, se termina con una cornisa; y desde este punto hácia arriba se construye una torre, por punto general de seccion circular, y algunas veces cuadrada, cuyo paramento interior, construido de ladrillos medianamente refractarios, con un espesor de 30 á 40 centímetros, forma la *camisa exterior*. El resto de la torre se construye de piedras á media labra ó de ladrillos ordinarios, dejandó en el interior de la obra canales circulares que se comunican entre sí y con el interior y el exterior por medio de otros verticales y horizontales respectivamente. Otras veces todo el horno tiene la forma exterior de un cono truncado, como sucede en la fig. 94, y en este caso no se distingue la basa de lo demás de la mampostería.

En otras ocasiones se da á los hornos la forma que tiene el de Russell Hall (Staffordshire), designándose en este caso con el nombre de *cubilotos* (ing., *cupola furnaces*). Los *cubilotos* son cilíndricos en su parte exterior y están formados por una pared delgada de ladrillos, recubierta en la generalidad de ellos por placas de hierro unidas con clavos y redoblones ó reforzadas con gran número de aros del mismo metal. El espesor de las paredes, incluyendo la camisa, no puede ser menor de 60 centímetros si se quieren evitar grandes pérdidas de combustible.

Cuando los hornos son todos ellos de mampostería, se refuerzan tambien con cinchos de hierro poniendo uno en cada hilada de ladrillos ó de sillarejos, segun el material empleado en la construccion.

Concluida la cuba, se construye sobre el tragante una pequeña chimenea del mismo diámetro y del espesor de un ladrillo cuya altura no escede de 4 á 5 metros y en cuya parte inferior se dejan tres ó cuatro aberturas abovedadas para hacer las cargas. El peso de la chimenea no debe cargar sobre la camisa del horno, y para evitarlo se dispone sobre la parte superior de la cuba á la altura del tragante un bastidor de hierro colado cuyo diámetro es igual al de la camisa exterior y que, por consiguiente, hace que el peso insista sobre esta y no sobre la interior. Las piezas que forman este bastidor se llaman *madrastras*.

La facilidad que hoy se tiene para hacer las cargas, hace inútil el construir sobre la plataforma superior del horno una cabaña donde los cargadores puedan resguardarse de la intemperie; construcción indispensable en los hornos antiguos en que los obreros no podían separarse de la plataforma. Sin embargo, en los cubilotes es necesario ensanchar la parte alta á fin de que los obreros tengan el espacio suficiente para las operaciones de carga, y para ello se construye en esta parte una especie de balcón ó cornisa, sostenida por jabalcones de hierro colado.

Terminadas las construcciones exteriores del horno, que constituyen lo que puede llamarse la obra muerta, se dejan secar al aire libre durante 15 ó 20 dias; despues se aprieta el atirantado y se hace fuego en los hogares de desecacion ó en los de las bóvedas de las toberas colocadas en los extremos de un mismo diámetro, cada una de las cuales se comunica con dos de las chimeneas de los pilares. Al principio se dejan abiertos todos los canales de humedad, y al cabo de algunas semanas se van tapando los inferiores para obligar á los productos de la combustion á circular por la parte alta, cerrando del mismo modo los correspondientes á las partes más secas para que los gases se dirijan siempre á las más húmedas. La desecacion completa de un horno alto, especialmente si es de la forma ordinaria y de mampostería todo él, exige algunos meses.

Cuando toda la obra muerta está bien seca, se empieza á construir la camisa por la cuba, apoyándose la primera hilada en el círculo de hierro colado dispuesto para este objeto. Para arreglar el perfil se usa la misma cercha que sirvió para la camisa exterior, reduciendo naturalmente las distancias al eje en una

cantidad igual al espesor de la camisa. Los ladrillos deben ser semi-refractarios y su longitud debe ir disminuyendo desde el vientre al tragante: en los hornos destinados á marchar con cok se dan 50 centímetros á los de abajo y 30 á los de arriba; y en los de carbon vegetal 33 y 22 respectivamente; las juntas se toman con arcilla refractaria tamizada y desleida en agua, y deben hacerse lo más delgadas que sea posible. A medida que la fábrica se vá elevando, se tapan los canales de humedad que terminan en la parte interior. Entre las dos camisas se reserva un espacio de 10 á 15 centímetros, que se rellena con escorias troceadas, con arena gruesa ó con otros materiales refractarios, cuyo principal objeto es permitir que la camisa interior se dilate sin que se ejerza gran presion sobre la exterior.

En algunos puntos, especialmente en el horno alto de Brazezy (costas del Norte, Francia), se ha tratado de construir las camisas de los hornos altos con arcilla refractaria apisonada entre la camisa exterior y una cimbra de tablas, cuya forma es la del perfil interior; pero no obstante que Flachet indica que esta disposicion ha dado resultados satisfactorios, y que es muy económica, no se usa en ninguna parte.

Las *madrastras* en que descansa la camisa interior del horno se encuentran siempre á un nivel más bajo que el del vientre, para que queden luego cubiertas con la mampostería de los etalages y preservadas del fuerte calor á que de otra manera estarían sometidas. Sobre ellas se eleva la camisa formando un cilindro vertical hasta un poco más abajo del vientre; llegada á este punto, se forma al hacerla un resalto hácia el interior que constituye el principio de los etalages, y despues cuando al construir estos se llega al plano horizontal que termina el resalto por la parte inferior, se colocan los sillares ó los ladrillos de modo que dejen el menor hueco posible y éste se rellena con arcilla refractaria.

En otras ocasiones, como sucede en Beasain, el círculo de hierro en que se apoya la cuba, *a a* (Fig. 94), está á la misma altura del vientre, pero tiene un diámetro interior bastante mayor que el que debe tener el vientre, para que resulte siempre fuera de la accion del fuego. Y entonces los etalages llegan á esta parte y se unen con la cuba, teniendo cuidado, como en el caso anterior,

de dejar entre ambos el menor espacio posible, que se rellena tambien con arcilla.

Cuando se ha terminado la cuba, se quita la cercha central, se repasan bien las juntas, se limpia cuidadosamente toda la parte interior y se procede á construir el crisol cuyos materiales, que se tienen ya preparados, consisten en ladrillos ó piedras refractarias. Los cimientos en que reposa el crisol, deben presentar un espacio hueco que comunica con el exterior por medio de canales de humedad y que se cubre con algunas planchas de hierro colado sobre las que se apisona una capa de arena seca de 20 á 30 centímetros de altura. Encima de esta arena se colocan las piedras ó los ladrillos de plano que han de formar la plaza teniendo el mayor cuidado, especialmente en el último caso, de tomar bien las juntas. Se baja luego del centro del tragante una plomada y se trazan las líneas que han de seguir los muros de los costados y la trasera. Generalmente no se emplean más que tres piedras, una para cada lado, en los crisoles de dimensiones ordinarias. Para la construccion de la obra se emplean ocho piedras que se colocan en dos hiladas; pero si hay posibilidad de evitar juntas estableciendo solo una hilada de cuatro sillares, es conveniente hacerlo.

La obra convendria hacerla de seccion circular como todo el resto del horno; pero á fin de facilitar la construccion, se hace casi siempre de seccion cuadrada en la parte inferior y octogonal en la superior, donde debe unirse á los etalages. Es muy esencial elegir para la construccion de estas partes del horno, en que la temperatura ha de ser sumamente alta, materiales eminentemente refractarios y hacer juntas muy delgadas y cuya longitud no esceda de 40 á 50 centímetros. Entre la camisa y la parte superior de los etalages, debe dejarse un hueco de algunos centímetros para evitar que la dilatacion pueda comprometer la estabilidad de aquella.

La timpa se debe colocar de manera que pueda reemplazarse con facilidad sin destruir el horno; y cuando toda esta parte está construida, se procede á la desecacion antes de colocar las toberas, la dama y sus accesorios.

La dama es siempre, como ya se ha dicho en la pág. 735, una gran piedra ó una pieza de hierro colado cuya cara interior, que

tiene una inclinacion de 60° está recubierta de arcilla ó de ladrillos refractarios. Su forma varía segun la naturaleza del hierro que se quiere obtener; lo más conveniente es hacerla simétrica por ambos lados para que pueda volverse cuando el uso la ha inutilizado por uno de ellos. La dama está sostenida por dos montantes de hierro colado, cuyas cabezas se apoyan en otra pieza de la misma sustancia. En uno de ellos hay una entalladura correspondiente al sitio en que ha de colocarse la piquera, y un saliente para que en él se apoye la placa de gentil-hombre.

Las bóvedas de las toberas se hacen al construir la basa del horno; debajo se colocan al hacer la mampostería unas piezas de hierro colado destinadas á colocar en ellas las toberas de agua. La cara en que descansa la tobera se llama *plano*; la abertura exterior que es naturalmente la más ancha, se llama *pabellon* y la interior *hocico*. La parte más estrecha por donde el viento sale, se llama el *ojo* de la tobera y su diámetro se proporcióna al que ha de tener la busa. Las toberas se colocan dentro de los espacios destinados para ellas, rellenando los huecos con arcilla refractaria. En general se hacen de palastro; pero recientemente se han ensayado en la fábrica de Mieres, toberas de bronce que han producido un éxito muy satisfactorio por el poco deterioro que sufren en la marcha y la larga duracion que por consiguiente alcanzan (1). Todas las empleadas hasta el dia han durado más de dos años y alguna ha estado sirviendo más de treinta y tres meses.

Cuando el terreno lo permite se construyen los hornos cerca de una colina ó elevacion, en la que puedan reunirse los materiales que han de constituir las cargas. Para evitar el derrumbe de las tierras se construye del lado del horno un muro de revestimiento que debe distar de él 3 ó 4 metros. Desde la colina

(1) El metal de que están fabricadas las toberas de la fábrica de Mieres se ha analizado en la Escuela de Minas, obteniéndose el resultado siguiente:

Cobre.....	84.465
Estaño.....	12.902
Zinc.....	2.420
Indicios de hierro, arsénico y antimonio, y pérdida.....	0.213

100.000

al horno se establece un puente de servicio lo más ligero que sea posible, para que pese poco sobre la torre de aquel y que se deja sin unir fuertemente á ella para que no padezca con las dilataciones y contracciones que esta sufre, segun el aparato está encendido ó apagado. En el caso de haber varios hornos próximos, pueden establecerse del mismo modo entre unos y otros puentes de servicio, siendo preferible á hacerlos de mampostería, construirlos con cerchas de hierro dulce ó de hierro colado que se empotran por sus extremos en la mampostería, pero dejándolas bastante holgadas para que no sufran por los movimientos de los hornos. No es conveniente colocar varios de estos en un mismo macizo, como se hace generalmente con los de otras clases, porque la parte de las mamposterías colocada entre unos y otros, sometida á muy diferentes esfuerzos, en virtud de la distinta marcha que forzosamente han de llevar los aparatos, se destruye con gran facilidad.

Delante de los hornos se construyen cobertizos para evitar que el hierro colado quede á la intemperie despues de hechas las sangrías. En estos cobertizos se colocan gruas cuyos brazos se alcanzan, por medio de las cuales se trasportan con gran facilidad los hierros obtenidos y las escorias. Los cobertizos deben tener preferentemente armaduras de hierro, porque haciéndolas de madera hay gran riesgo de que se produzcan incendios. La altura de los arranques no debe ser menor de 6 á 8 metros.

Marcha de los hornos altos.—Terminada la construccion de un horno, hay que proceder á secar la camisa y las construcciones interiores con las mismas precauciones que se han empleado en las exteriores, precauciones mucho mayores que las necesarias en los hornos de las demás clases, en atencion á las grandes masas de mampostería que hay que desecar primero y elevar despues á la temperatura necesaria para que se produzcan las reacciones. Para conseguirlo, se empieza por tapar las toberas y por construir á la entrada del ante-crisol un hornillo en el que se quema leña, arreglando el tiro por medio de la mayor ó menor abertura que se deja en el tragante. A fin de evitar el deterioro de la timpa y de las paredes del crisol y de la obra, se cubren durante esta operacion con ladrillos puestos de plano,

ó se enlucen con una mezcla de agua, cal y escorias machacadas que se vitrifica fácilmente por el calor y protege las partes cubiertas con ella de la acción de las llamas.

A medida que las mamposterías se van secando, se aumenta la temperatura añadiendo más combustible, y cuando ya están bastante secas, se quita el hornillo y se llenan de carbon, el crisol y la obra, aumentando gradual y paulatinamente la altura de este combustible en el interior del aparato hasta que todo él esté completamente lleno de carbon encendido. Cuando se ha llegado á este punto, deben empezar á hacerse las cargas; pero comenzando por hacerlas ligeras; es decir, compuestas de $\frac{1}{6}$ del peso de carbon, de mineral y $\frac{2}{3}$ del peso de este, de fundente, aumentando las proporciones poco á poco hasta hacer cargas normales. No debe darse viento hasta despues que el mineral se presenta en el crisol.

Este método de desecacion y calefaccion de los hornos es el más económico, porque puede hacerse con el combustible más barato que se encuentre; pero en algunas fábricas, una vez terminadas las construcciones interiores del horno, se llena la obra de carbon, encendiéndola por el crisol y arreglando el consumo de combustible y la elevacion progresiva de este en el interior del horno, por medio de la mayor ó menor abertura que se deja en el tragante. Cada dos dias se introducen por debajo de la timpa unos cuantos espetones que se apoyan en la pared del lado opuesto y sostienen la carga de carbon, y se limpia el crisol de las cenizas que contiene por debajo de la regilla formada de este modo. Una vez limpio se quitan los espetones y se deja que el carbon llene otra vez el crisol. Cuando el combustible ha llegado al tragante, se pueden empezar á hacer las cargas.

En algunas localidades de Inglaterra, por ejemplo, en la fabrica de Ebbw-Vale (País de Gales), se verifica de un modo más sencillo la operacion de encender un horno. Se colocan en el crisol de 500 á 1.000 kilogramos de leña, que ocupan generalmente una altura de 90 centímetros á 1^m20, y enseguida unas 6 á 6,50 toneladas de cok, encima de las cuales se hacen cargas regulares de cok y de caliza y una carga muy pequeña de mineral. Cuando se ha llegado así hasta la tercera parte de la altura del horno, se da fuego á la leña y se aguarda á que la su-

perficie de la carga esté incandescente. Se cargan entonces de nuevo cok, caliza y mineral hasta que se llega á los dos tercios de la altura, aumentando la proporcion de la mena respecto del combustible y el fundente de modo que al llegar al final de esta segunda carga la proporcion sea la normal; y por último, cuando el fuego ha llegado á la superficie de esta, se hace la tercera, ya en las proporciones normales, hasta el nivel del tragante. Llegado este caso se empieza á dar viento, pero no en la cantidad ordinaria, sino solamente las dos terceras partes, y se continúa así durante dos ó tres días aumentando gradualmente la cantidad hasta introducir el volumen de aire que corresponde á la marcha regular del horno, que puede considerarse ya como completamente establecida.

Las variaciones que pueden hacerse en el modo de encender los hornos, segun el combustible que se queme en ellos, son de muy poca consideracion, y puede decirse que casi no existen; pero en todos casos hay que proceder muy gradualmente y con mucha prudencia, porque la duracion del aparato depende en gran parte del modo conque ha sufrido los primeros efectos de la dilatacion. Al cabo de veinticuatro ó treinta horas de haber empezado á dar viento, se puede hacer la primera sangría.

Durante la operacion de encender un horno pueden producirse entorpecimientos que dependen de diversas causas, pero en general, de no haberse llevado con las suficientes precauciones la desecacion, que no estando bien terminada, rebaja mucho la temperatura y hace que esta no sea la conveniente cuando empieza á cargarse la mena. En este caso resultan en los etalages, la obra y el crisol, obstrucciones que imposibilitan absolutamente el trabajo y que pueden remediarse á duras penas, disminuyendo la cantidad de mena y aumentando la de fundentes ó poniendo estos más fusibles; por ejemplo, escorias de una buena marcha.

Tambien ocurren accidentes por mala colocacion de las toberas, en cuyo caso se deteriora muy rápidamente la timpa y hay necesidad de reemplazarla, deteniendo para ello la marcha del horno.

Los indicios de mala marcha son la produccion de *fundicion blanca*, la de escorias muy pastosas y el oscurecimiento de las

toberas El fundidor debe observar con gran atencion su aparato y procurar que los inconvenientes que se presenten, se corrijan pronto para no dar lugar á que se hagan de gran consideracion.

El personal afecto á un horno alto varía mucho segun los países: en Inglaterra suele componerse de tres obreros: un fundidor, un ayudante y un cargador, además de los empleados en partir el fundente, trasportar el carbon, etc.; en Francia ya se eleva el personal á 9 operarios, 1 maestro, 2 ayudantes, 2 cargadores, 1 escoriero y 3 destinados á los trasportes y otras faenas; en España varía mucho, y mientras hay fábricas como la de Bolueta, donde se reduce á 2 maestros, 1 pesador y 2 cargadores, hay otras como la de Mieres, en cuyo horno núm. 2 se emplean 1 maestro, 1 ayudante, 2 escorieros, 2 lingoteros, 3 cargadores, 1 pesador y 5 obreros para trasportar las materias y para otras faenas. Este personal trabaja doce horas y es relevado por otro igual que trabaja otras doce, mientras descansa el primero.

Las cargas de los hornos se regulan siempre por la cantidad de carbon, que es próximamente constante para hornos de las mismas dimensiones, variando las cantidades relativas de mena y de fundente, segun la naturaleza de una y otro. Por regla general, en Francia é Inglaterra el carbon no se pesa, sino que se mide, á fin de que entre siempre la misma cantidad en la carga, cualquiera que sea el grado de humedad que contenga. La carga media de carbon en Francia, segun Flachet, es de 5 hectólitros de carbon vegetal, ó de 8 á 10 de cok; en España los hornos que marchan con carbon vegetal reciben en cada carga 300 á 350 kilogramos generalmente; hay algunos de pequeñas dimensiones como el de Bolueta (Vizcaya), que sólo tiene 2^m60 de diámetro en el vientre en que la carga no pasa de 160 kilogramos.

Las cargas de cok para los hornos que marchan con este combustible varían en España de 700 á 900 kilogramos, formando tambien excepcion los de la Felguera, en que la carga es de 500 kilogramos de cok para todos ellos.

Casi todas las fábricas españolas aprecian el combustible al peso, no obstante la conveniencia recomendada por todos cuantos

se han ocupado de estos asuntos de que se aprecie en volúmen por la razon antedicha de no disminuir su cantidad cuando está muy húmedo. En las condiciones de humedad ordinarias se ve que la carga es de unos 10 hectólitros de carbon vegetal ó de 20 de cok; es decir, próximamente doble de la empleada en Francia y casi igual á la de algunos hornos ingleses y suecos. En Inglaterra las cargas varían mucho, aún para hornos de la misma capacidad.

Es de gran importancia que los combustibles empleados en los hornos altos sean *homogéneos*; es decir, que próximamente tengan la misma densidad y la misma fragilidad; nunca deben mezclarse carbones tiernos y frágiles con otros fuertes y duros; especialmente, porque necesitando unos y otros diferentes cantidades y diferente presion de viento para su combustion, los unos se han consumido cuando los otros apenas han empezado á arder.

La cantidad de mena y de fundente que se ha de introducir en el horno varía para un mismo aparato, segun la naturaleza de ambas sustancias. Debe procurarse que la composicion de la mena sea constante; es decir, que represente en cada carga el término medio de las que se introducen en el horno durante una campaña. Los fundentes se cargan del mismo modo. Con frecuencia se cargan las primeras materias por medio de vasijas que sólo contienen una pequeña parte de la que necesita introducirse de cada vez en el horno; pero es muy preferible arrojar de una vez por el cargadero toda la cantidad de combustible de mena y de fundente que corresponde á una carga.

Está debe hacerse cuando los materiales que contiene el horno han descendido 1^m á 1^m30 por bajo del tragante. Cuando llegan á esta altura se echa en el aparato, primero el carbon y despues la mezcla de mena y de fundente, ó bien la mena antes y el fundente despues; es indiferente verificar la carga por uno ó por otro lado del cargadero; lo único que hace falta es repartirla uniformemente sobre la columna de materias que contiene el horno, para que cada carga forme una capa de igual espesor en todo él; es tambien oportuno verificar la carga sucesivamente por toda la perifería del tragante para que no se deteriore la camisa por unos puntos más que por otros, como sucede cuando

se vierten siempre las cargas por una misma parte. La regularidad en la introduccion de las cargas influye tambien mucho en la marcha; y para esto se han ideado en algunos hornos aparatos que avisan automáticamente por medio de una campanilla, cuando la carga ha descendido al punto conveniente para hacer una nueva.

La cantidad de fundente que corresponde á cierta cantidad de mena, necesita determinarse con gran cuidado segun la naturaleza de los minerales, de los fundentes y del producto que se quiere obtener.

El objeto de agregar el fundente en los hornos altos como en los demás, es formar con los cuerpos extraños al óxido de hierro que contiene la mena, un silicato fusible á la temperatura que puede obtenerse en el aparato; por lo tanto, debe ponerse la menor cantidad posible, puesto que el precio á que resulta el hierro colado es tanto mayor, cuanto más fundente se emplea, toda vez que hay que comprar éste y que se necesita elevar su temperatura al grado preciso para fundirle. Esta consideracion, sin embargo, no puede tenerse en cuenta más que en los hornos que marchan con carbon vegetal, cuyas cenizas no ejercen influencia nociva en la calidad del hierro colado que se obtiene. Cuando el combustible es cok, que siempre es más ó menos sulfuroso, es necesario que las escorias sean siempre básicas, porque solo así puede obtenerse un lingote con poco azufre.

Para determinar el lecho de fusion es necesario por lo tanto analizar detenidamente los minerales, ver los elementos terrosos que contienen y su cantidad, y deducir luego la clase y cantidad de elementos que deben agregárseles para producir un silicato fusible, tanto más fusible cuanto más blanco ha de ser el hierro colado que se trata de producir.

Cuando los minerales tienen ganga silícea únicamente y no se dispone como fundente barato más que de caliza, no se puede aumentar la cantidad de esta más allá del límite necesario para que las escorias resulten con 48 á 50 por 100 en la marcha de lingote gris y de 46 en la de lingote blanco; y aun para llegar al límite de 50 es preciso disponer de viento con una gran presion. Cuando en los minerales existen gangas que son ya por sí silicatos,—como la arcilla, el feldespato, etc.,—ó cuando se puede

emplear como fundante la dolomia, ú otra sustancia que tenga más de una base, la escoria resulta mucho más fusible; y por consiguiente, se puede liquidar la ganga adicionando menor cantidad de materias. Respecto á la adicion de otros fundentes térreos ó alcalinos, es en general imposible á causa de su elevado precio.

Debe, por tanto, procurarse que el lecho de fusion esté formado de manera que produzca una escoria fusible, cuya composicion sea la de un silicato doble ó triple. Cuando las bases de las escorias son más de tres, es decir, cuando alguna de las tres más frecuentes, que son la alumina, la cal y la magnesia se reemplaza en parte por otra base térreo-alcalina ó alcalina, la fusibilidad del silicato aumenta siempre. La siguiente tabla en la cual aparecen la composicion y las propiedades de algunos silicatos, simples y dobles, y que se ha extractado de la que presenta Vathaire en su obra ya citada, *Etudes sur les hauts fourneaux et la métallurgie de la fonte* (1), designa como *muy fusibles* aquellos silicatos que se liquidan al calor de los hornos de porcelana; como *fusibles* los que se funden en un horno de viento cuya temperatura puede llegar en dos horas á 150° del pirómetro de Wedgwood; como *poco fusibles* los que sólo se liquidan á la temperatura de fusion del hierro, y por último, como *refractarios*, los que resisten á este grado de temperatura.

SILICATOS SIMPLES

SILICATOS DE CAL			
FÓRMULA	COMPOSICION EN 100 PARTES		OBSERVACIONES
	Cal.	Silice.	
12CaO, SiO ²	88.5	11.5	Refractario.—Queda pulverulento.
6CaO, SiO ²	78.0	22.0	Id. Id.
4CaO, SiO ²	70.3	29.7	Id. Id.
3CaO, SiO ²	64.2	35.8	Poco fusible.
3CaO, 2SiO ²	47.2	52.8	Fusible.—Pétreo y cristalino.
CaO, SiO ²	37.8	62.2	Fusible.—Porcelánico. Raya el vidrio.
3CaO, 4SiO ²	24.4	75.6	Poco fusible.—Vidrio trasparente poroso.

(1) Páginas 36 y 37.—Paris, 1867.

SILICATOS DE MAGNESIA

FÓRMULA	COMPOSICION EN 100 PARTES		OBSERVACIONES
	Magn. ^a	Silice.	
6MgO, SiO ²	72.2	27.8	Refractario.—Se combinan sin fundirse.
3MgO, 2SiO ²	56.5	43.5	Refractario.—Se combina medio fundido.
3MgO, SiO ²	40.1	59.9	Poco fusible.—Fusion incompleta.
MgO, SiO ²	30.0	70.0	Poco fusible.—Sólido; raya el vidrio.

SILICATOS DE ALUMINA

FÓRMULA	COMPOSICION EN 100 PARTES		OBSERVACIONES
	Alúm. ^a	Silice.	
2Al ² O ³ , SiO ²	64.3	35.7	Refractario.—Se aglomera sin fundirse.
Al ² O ³ , SiO ²	52.6	47.4	Id. Id.
Al ² O ³ , 2SiO ²	35.7	64.3	Id. Id.
Al ² O ³ , 3SiO ²	27.0	73.0	Refractario.—Se reblandece y se aglutina.

SILICATOS DOBLES

FÓRMULA	COMPOSICION EN 100 PARTES			OBSERVACIONES
	Cal.	Mag.	Silice	
3CaO3MgO, 2SiO ²	35.5	25.5	39.0	Muy fusible.—Granudo, ligeramente transluciente.
3CaO3MgO, 4SiO ²	25.3	18.3	56.4	Muy fusible.—Sacaroide ó lamelar.
CaO2MgO, 2SiO ²	17.3	25.2	57.5	Muy fusible.—Lápideo, transluciente.
2CaO MgO, 2SiO ²	33.5	12.1	54.4	Muy fusible.—Lechoso, cristalino.
CaO3MgO, 3SiO ²	9.3	20.3	70.4	Fusible.
CaO MgO, 2SiO ²	19.8	14.0	66.2	Fusible.—Granudo, opaco.
2CaO MgO, 4SiO ²	21.2	7.7	71.1	Fusible.—Duro, opaco y lápideo.
CaO2MgO, 4SiO ²	10.9	15.8	73.3	Fusible.—Trasluciente, granudo cristalino.
3CaO Al ² O ³ , SiO ²	Cal.	Alum	Silice	Fusible.
3CaO Al ² O ³ , 2SiO ²	46.3	27.8	25.9	Fusible.
3CaO Al ² O ³ , 3SiO ²	36.8	22.0	41.0	Muy fusible.—Blanco porcelánico; buena escoria de horno alto con carbon vegetal.
3CaO Al ² O ³ , 4SiO ²	26.1	15.7	58.2	Muy fusible.—Blanco, transluciente. Es escoria de horno alto con carbon vegetal.
3CaO Al ² O ³ , 6SiO ²	20.2	12.1	67.7	Fusible.—Lápideo, blanco.
2CaO2Al ² O ³ , 3SiO ²	26.0	31.3	43.7	Muy fusible.—Opaco, granudo.
3CaO3Al ² O ³ , 4SiO ²	19.9	35.8	44.3	Fusible.—Opaco, granudo.
CaO Al ² O ³ , 4SiO ²	10.5	19.0	70.5	Fusible.—Opaco, sacaroide.
6CaO Al ² O ³ , 3SiO ²	47.3	14.2	38.4	Fusible.—Duro y transluciente. Es una buena escoria de horno alto.
3MgOAl ² O ³ , 2SiO ²	Mag.	Alum	Silice	Muy fusible.—Lápideo opaco.
3MgOAl ² O ³ , 4SiO ²	29.3	24.8	45.9	Id. Id.
	20.0	17.0	63.0	

Conocida la composicion de las menas y de los combustibles, cuyas cenizas influyen tambien notablemente en la formacion de las escorias, deben elegirse los fundentes de modo que en el lecho de fusion existan todos los elementos necesarios para que las escorias resulten con una composicion correspondiente á la de un silicato fusible.

Los carbonatos de cal ó de cal y magnesia, que son muy abundantes, y por consiguiente muy baratos, son los empleados más generalmente como fundentes para las menas de ganga arcillosa ó silícea. Ambos se designan con el nombre de *castina*.

Los minerales cuya ganga es caliza, necesitan como fundente arena cuarzosa, que tambien es abundante y barata, ó cuarzo en trozos. Cuando no existe alumina en las gangas, lo cual es raro, conviene emplear como fundente, en vez de cuarzo, arcillas ó areniscas carboneras que contienen alumina.

Claro es que los álcalis y el espato fluor son los fundentes universales, y su empleo es conveniente siempre; pero su elevado precio hace que tengan aplicacion muy raras veces, y sólo cuando lo permiten circunstancias de localidad muy especiales.

Las escorias de los hornos altos (1) deben corresponder á uno de los tres tipos siguientes:

- 1.º Silicatos dobles de alumina y cal.
- 2.º Silicatos dobles de alumina y magnesia.
- 3.º Silicatos triples de alumina, cal y magnesia.

Las más frecuentes son las que corresponden al primer tipo, y entre ellas las más fusibles, aquellas en que el oxígeno de la sílice es igual ó doble al que contienen todas las bases reunidas; y respecto á las proporciones de una y otra base, las más convenientes para la fusibilidad del silicato resultante son de 23,5 de alumina para 76,5 de cal.

(1) A diferencia de todos los demás productos que forman por su fusion las gangas de los minerales y los fundentes que se agregan en las parvas, los obtenidos en los hornos altos, no se llaman en francés *scories* sino *laitiers*. En castellano no se hace nunca esta distincion, cuya razon no se me alcanza, y que tampoco tiene equivalente en la generalidad de los otros idiomas. Los franceses, cuando se trata de la fusion de las menas de hierro, llaman *scorie* al silicato ferroso, sumamente rico en metal, que se forma cuando el horno no marcha bien á consecuencia de la disolucion del óxido ferroso, que no ha tenido tiempo de reducirse, en el silicato formado por las gangas y los fundentes.

Las escorias correspondientes al segundo tipo son menos fusibles, porque los silicatos de alúmina y magnesia son siempre más refractarios que los de alúmina y cal correspondientes; conviene, sin embargo, tener en cuenta, cuando pueda presentarse el caso de formar escorias de este tipo, que siendo el equivalente de la magnesia mucho más pequeño que el de la cal, se necesita menos cantidad de aquella para saturar la misma cantidad de sílice.

Respecto á las escorias del tercer tipo, bastará indicar como ya se ha dicho antes, que son siempre más fusibles que las correspondientes de dos bases.

Pueden considerarse como un buen tipo de escorias para hornos que trabajan con carbon vegetal, las de Hamm, cuya composición es la siguiente:

	Para lingote gris.	Para lingote blanco.
Sílice.....	49.57	47,39
Magnesia	15.15	10,22
Alúmina	9.00	6,66
Óxido ferroso.....	0.04	0,06
Óxido manganoso...	25.84	33,96
Azufre.....	0.80	0,00
Pérdida.....	0.00	0,71
	100.40	99,00

Para hornos que trabajan con cok se pueden considerar buenos tipos de escorias los siguientes: el 1.º de la fábrica de Bességes (Gard) y el 2.º de la de Dowlais (País de Gales).

	Para lingote gris.	Para lingote blanco.
Sílice.....	35,40	41,85
Cal.....	48,00	30,99
Magnesia.....	0,50	4,76
Alúmina.....	15,00	14,73
Óxido ferroso.....	indicios.	2,63
Óxido manganoso ..	»	1,24
Azufre.....	1,80	»
Sulfuro cálcico.....	»	2,07
Potasa.....	»	1,90
	100,70	100,17

Sin embargo, no es preciso imitar siempre la composicion de estas escorias para obtener en los aparatos buena marcha. Antes bien en cada fábrica se producen escorias especiales, cuya composicion no se parece á la de las otras, y que sin embargo, corresponden á márchas excelentes. La composicion, sobre todo en la parte relativa á los cuerpos que entran en pequeña cantidad, depende en cada caso de la naturaleza de los minerales y de la pureza de los fundentes que se agregan.

La cantidad de materias que pueden pasar por un horno alto en veinticuatro horas, aumenta para un mismo aparato con la temperatura, y la cantidad de viento inyectada: sólo está limitada por la cantidad máxima de combustible que se puede quemar en el aparato y por la necesidad de que las cargas no descendan con tal velocidad que no permanezcan bastante tiempo en el interior para que se verifiquen las reacciones oportunas. Si las cargas son más de las correspondientes á la temperatura del horno, se producen obstrucciones; si descenden demasiado deprisa y no dan lugar á las reacciones, la operacion es perdida.

Segun Flachat, cuando los minerales y los combustibles son de igual naturaleza, para hornos de la misma altura las cargas son proporcionales á la superficie de la seccion en los vientres y para hornos de igual seccion la cantidad de materias introducidas debe ser proporcional á las alturas, cuando no son muy grandes las diferencias en los perfiles. Pero la naturaleza de los minerales hace que las variaciones en la marcha descendente de los minerales sean muy grandes y oscilen estos límites tan separados como 46 centímetros por hora, en el horno de Clerval (Doubs) y 1^m89 en el de San Leopoldo (Toscana), ambos alimentados con carbon vegetal.

El número de sangrias que se hacen en 24 horas, varía con la capacidad del crisol y con la produccion del horno; generalmente no son ni ménos de dos ni mas de seis en dicho tiempo, y puede asignarse el número tres como el más frecuente, tanto para los hornos de cok como para los de carbon vegetal. Sin embargo, en estos últimos se suelen hacer las sangrías con alguna ménos frecuencia. Es más conveniente apreciar el número de sangrías, no por el número de horas de marcha, sino

por el de cargas hechas y así se hace en muchas fábricas, tanto de España como del extranjero, siendo fácil comprender que las sangrías deben estar relacionadas de preferencia con las cargas, si bien estas, suponiendo buena y normal la marcha, deben hacerse con intervalos fijos. El apreciar el número de sangrías por el de cargas, siempre tiene la ventaja de evitar fracciones, porque, por ejemplo, en la fábrica de Bolueta donde se hacen 30 cargas al día, resulta que haciéndose como se hace una sangría por cada 12 cargas, corresponden dos sangrías y media á las 24 horas.

La cantidad de hierro colado obtenido en cada sangría, es muy variable y depende, como es natural, de las dimensiones del horno; en los de carbon vegetal oscila entre 2.000 y 2.800 kilogramos y en los de cok entre 4.000 y 8.000, habiendo algunos de estos en que se hacen pocas sangrías en las cuales llega á 25.000 kilogramos.

La operacion de sangrar un horno alto es mucho más importante que la sangría de un horno de cualquiera otra clase, tanto por la gran cantidad de metal fundido que se va á extraer del aparato, cuanto por la elevadísima temperatura á que este se encuentra. Para hacerla, se empieza por detener el viento y se abre luego el ante-crisol por bajo de la timpa. En seguida se rompe con un espeton la arcilla que obstruye la piqueta y se deja correr el metal; cuando salen las escorias que estaban encima, se las detiene en una depresion circular en la que se pone de antemano un trozo de hierro redondo más estrecho por arriba donde tiene una argolla, que por abajo. Cuando se han solidificado, se levantan de una vez por medio de una grua.

Hecha la sangría se limpia el crisol dando viento de nuevo; inmediatamente sale por bajo de la timpa y por la piqueta una llama espesa blanco-amarillenta, acompañada de chispas y de humos blancos que se condensan en la bóveda de trabajo cubriéndola de una capa blanquecina. Despues se tapa la piqueta con una bola de arcilla refractaria que se apelmaza á golpes con un atacador de hierro y sobre la que se coloca por dentro una chapa del mismo metal.

El aspecto del metal en la sangría, indica con bastante aproximacion su calidad; cuando es lingote blanco, hay muchas

chispas que no se presentan cuando es gris. Para recogerle, cuando no se trata de moldear con él desde luego algunas piezas, lo cual es expuesto por la inseguridad que se tiene siempre de la calidad del producto, se forma con arena una capa bien lisa, que presenta una ligera pendiente hácia el lado opuesto al horno; en esta arena se practica á partir del horno y en direccion proximamente normal á la pared del antecrisol, una reguera *r* (*Fig. 97*), que termina en la piquera; de esta parten otras regueras *a a a* perpendiculares que comunican con una série de

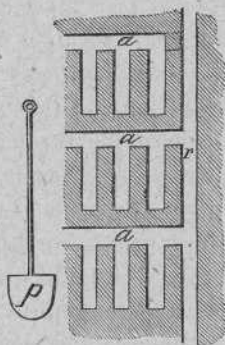


Fig. 97.

depresiones del tamaño que han de tener los lingotes, paralelas á la reguera principal y comunicadas con cada una de las otras por la parte que mira al horno, en la forma que indica la figura. Las divisiones de arena que separan unas de otras las depresiones para el hierro deben ser bastante gruesas para resistir la presión del metal fundido; cuando se hace la suelta de éste, se mantienen tapadas las extremidades de las regueras transversales *a a* más próximas al horno, haciendo que se llenen primero los huecos de la parte más lejana; llenos estos, se coloca en la reguera principal una pala *p* de hierro, contra la cual se amontona la arena y se abren sucesivamente las regueras más y más próximas al horno. Terminada la sangría se arrojan sobre los lingotes algunas espuelas de arena á fin de hacer ménos molesto para los obreros el calor que radian aquellos.

He aquí los términos en que describe la operacion de sangrar un horno alto, un librito de esos que modernamente se dedican á popularizar los conocimientos científicos ó industriales, y que expone con tanta claridad como exactitud esta operacion y todas las demas cuestiones de que se ocupa (1).

«La *sangría* se verifica con intervalos regulares de 4, 6, 8 y 10 horas: más ó menos segun las dimensiones y la marcha del aparato. Cuando se hace de noche ofrece un espectáculo notable, casi imponente.

Al pié del horno se encuentra el cobertizo de la fundicion, elevado, extenso, sombrío y lleno de máquinas de fantásticas formas. El suelo socavado y removido á cada paso, está constituido por una arena negra que apaga el ruido de las pisadas. Acá y allá se han escavado fosos, en los cuales esperan el metal algunos moldes medio enterrados; otros moldes contenidos en bastidores de hierro colado se hallan esparcidos por el suelo en aparente desórden. En algunas partes, objetos que proceden de una sangría anterior, recién sacados de los moldes, aparecen negros y apagados; sin embargo, aún están muy calientes ¡cuidado con ellos! Más allá se ve una batería de enormes calderos provistos de sus largos mangos de hierro. Altas gruas alargan sus descarnados brazos por cima de las cabezas, destacándose apenas de las sombras en que se pierde la armadura del taller. A derecha é izquierda cuelgan por todas partes gruesas cadenas, ganchos de hierro, aparejos, garruchas y cables metálicos que marchan oblicuamente no se sabe dónde..... y todo esto se ve confusamente, porque las débiles y escasas luces repartidas por el taller, no bastan á disipar las tinieblas. Vagas sombras discurren de un lado á otro entre aquellos objetos extraños; son los operarios que concluyen de preparar presurosamente los moldes destinados á la operacion.

En el fondo del cobertizo se divisa el fuerte muro que sirve de base al horno. En él se abre la bóveda cerrada por la timpa. Aproximándose se oye el sordo ronquido de las toberas. La escoria líquida corre por cima de la *dama* formando un arroyito

(1) C. Delon.—*Le fer, la fonte et l'acier*.—Paris, 1876.

de lava fundida, que traza una serpiente de fuego y va á apagarse en una especie de foso, escavado en el suelo, solidificándose allí en forma de una masa súa y vidriosa. A la luz rojiza que proyecta, puede verse á los operarios alinearse bajo la bóveda de la piqueta con sus grandes espetonos y sus ganchos de hierro, disponiéndose á la sangría.

Llega el momento. El viento cesa en las toberas, y hay un instante de silencio y de espectacion para el que asiste como curioso á aquella maniobra. El maestro golpea repetidamente con su espeton sobre la arcilla que obstruye la piqueta, endurecida con el calor como si fuera un ladrillo. A medida que ahonda más el agujero, se ve irradiar de él una luz más viva; penetra al fin la punta y el hierro colado se precipita al exterior formando un chorro delgado con un brillo que deslumbra. El operario, arrostrando la elevada temperatura que despide, agranda el agujero, revolviendo en él su espeton, y entonces el hierro fundido forma un arroyo, una cascada de fuego, cuyo brillo no puede resistir la vista. A sus ardientes rayos todo aparece súbita y fantásticamente iluminado; la bóveda se muestra enrojecida como la boca de un horno, y gruas, máquinas, cadenas, salen de pronto de la oscuridad, manifestándose con grandes líneas de luz y dibujando unas sobre otras sus extrañas siluetas.

El chorro de hierro colado incandescente marcha por una reguerita á una enorme caldera de hierro batido, revestida interiormente de una capa gruesa de arcilla refractaria que protege sus paredes contra aquel espantoso calor; esta caldera tiene en vez de asas ó mangos, dos grandes brazos de hierro terminados en forma de T. Los operarios cogen estos brazos con los ganchos que terminan unas cadenas; rechina la grua, ruedan los engranages, las cadenas se atirantan y elevan la caldera; gira la grua sobre su tejuelo, y la abrasadora carga camina lentamente por el aire hasta que llega al punto donde se encuentra el molde que ha de recibir su contenido. Si es preciso trasportarle á los extremos de un taller muy espacioso, las gruas se la pasan de unas á otras; llegada á su destino, los obreros la hacen inclinarse suavemente, y si su fuerza muscular no basta para ello, siempre hay á mano un gancho, una cadena y un torno para conseguir el objeto. El hierro colado se vierte entonces en el

molde de arena por los orificios en forma de embudo, que el operario ha dejado en él: llena gradualmente el espacio hueco, y cuando va á salirse, la caldera se levanta y se trasporta á la parte superior de los otros moldes que deben recibir su contenido. Durante este tiempo otras calderas se llenan bajo el chorro de hierro colado, hasta que el horno se ha descargado por completo. Otras veces, cuando se trata de objetos de muy grandes dimensiones, se entierran los moldes en el suelo á corta distancia del horno, y el hierro fundido corre directamente al molde por medio de una reguera de hierro batido, recubierta de arcilla, que sostienen los ganchos de las gruas.

Por todas partes empiezan á elevarse de los moldes llenos, llamas azuladas de óxido de carbono que se desprende y viene á quemarse en la superficie de la arena. Mientras que se hace el moldeo se ha vaciado el crisol; el manantial de fuego se ha agotado y los obreros ensanchan y agrandan el agujero para permitir que corra el resto de las escorias. Vuelve á darse viento, y dardos furiosos de llamas salen por bajo de la timpa y por la piquera. Un operario, resguardándose lo mejor posible detrás de los pilares de la bóveda y protegiéndose la cara con el brazo levantado, agita en el orificio su espeton para limpiar el crisol; el dardo de llama que pasa entre los espectadores y los operarios, envuelve aparentemente á estos últimos, que iluminados por aquella luz rojiza, y moviéndose presurosa y trabajosamente con sus espetones, rojos por la punta, en la mano, se representan como los diablos cornudos de las consejas atizando el fuego de la caldera infernal... De pronto vuelve á detenerse el viento, la llama cesa, los fundidores separan las escorias y tapan la piquera con una bola de arcilla que atacan fuertemente golpeándola con barras de hierro. Ha terminado la sangría; vuelve á oírse el ronquido de las toberas y el horno continúa su marcha.

Cuando el horno no debe producir objetos moldeados directamente, sino *lingote*, las cosas pasan de una manera distinta y más sencilla. No hay necesidad de calderos, ni de moldes, ni de gruas; el suelo del taller, que es de arena, se nivela convenientemente y se abre en él una série de regueras que afectan la forma de una gran parrilla; el chorro de hierro, conducido

por un canalizo de pendiente suave, llena sucesivamente estas regueras, empezando por las más distantes, y en pocos momentos el suelo del cobertizo se trasforma en una parrilla de fuego que irradia un terrible calor. A medida que el lingote empieza á solidificarse, se recubre con arena amontonada, y despues, cuando está casi frio, los operarios le rompen de trecho en trecho con grandes mazas de hierro, recogiendo los trozos así formados para someterlos á nuevas trasformaciones.»

Conocidas ya las formas de los hornos, sus dimensiones, las cantidades de las diversas sustancias que en ellos se introducen y el personal que se emplea en las operaciones, falta indicar detalladamente el modo de llevar estas á cabo, tomando para ello como ejemplo la ferrería de Beasain (Guipúzcoa) propiedad de los Sres. Goitia y compañía, cuyo horno alto aparece representado en la fig. 94 (1), y cuyos propietarios, como ya he dicho, han tenido la amabilidad de prestarse á facilitarme cuantos datos he deseado relativamente al trabajo de sus hornos.

Concluida la construccion del horno alto, y despues que se ha dejado secar durante el tiempo que lo permitan las necesidades de la fábrica, se procede á darle fuego. Para esto se cierra por completo la delantera con un muro de ladrillos, en el cual se deja un agujero de un decímetro cuadrado; y á fin de evitar que el crisol se deteriore por la accion brusca y muy directa del calor, se revisten la plaza y los costeros con ladrillos puestos de plano sobre ellos; se cierran herméticamente las aberturas de las toberas y se arrojan por el tragante unas cuantas brazadas de virutas y un poco de carbon que debe llenar la obra y los etalages. Se introduce luego por el agujero del muro de la delantera un espeton hecho áscua que inflama las virutas, y en virtud del tiro natural determinado por la forma de la cuba, que sirve en estos momentos de chimenea, se enciende poco á poco el carbon. Enseguida se llena toda la cuba de combustible y se tapa el tragante con una chapa de hierro que tiene una pequeña abertura, reduciendo tambien la seccion del orifi-

(1) La descripcion que sigue está copiada casi textualmente de la que tuvo la bondad de enviarme mi inteligente y querido discípulo el Sr. D. Tomás Balbás, hoy ilustradísimo ingeniero, al servicio de aquella provincia.

cio que existe en el muro provisional, de modo que no quede más que un agujero de 2 ó 3 centímetros de diámetro.

Se mantiene el horno en esta disposicion durante el dia, y cuando llega la noche se cierran ambos orificios, volviéndolos á abrir á la mañana siguiente, y reponiendo en el horno el carbon consumido, cuya cantidad viene á ser de unos 8 hectólitros por veinticuatro horas. Estas operaciones se repiten del mismo modo durante quince dias, al cabo de los cuales se destapa del todo el orificio inferior, y se introduce por él una barra que se enrojece más ó ménos segun la temperatura del aparato, dando á conocer por su aspecto si esta es la bastante para comenzar lo que se llama el *emparrillado*.

Llegado el momento oportuno para esta operacion, se colocan sobre el bastidor de la delantera unos garfios, y en estos se apoya una fuerte barra de hierro que queda á un nivel poco más bajo que la parte inferior de la timpa; entre esta y la barra, apoyándose en la última, se coloca una série de espetones ó barras largas que llegan á la trasera y dejan en la parte anterior una porcion de su longitud, bastante para poder colocar sobre ella unos cuantos lingotes de hierro, que sirvan de contrapeso al carbon que descansa sobre la parte introducida en el horno. Se derriba despues el muro que se habia construido en la delantera y se limpia el crisol de las cenizas que se han acumulado en él por la combustion del carbon en los primeros quince dias. En la colocacion de la regilla y la limpieza del crisol se emplea una media hora.

Abierta ya la entrada del aire al interior de la cuba por el ante-crisol, la combustion del carbon se aviva notablemente y las paredes del horno van adquiriendo la temperatura elevada que hace falta para las reacciones; así se mantiene el aparato durante dos horas, y transcurridas estas se quita el emparrillado, se vuelve á tabicar la delantera y se hace la primera carga de mineral y fundente, que consiste en 150 libras de mena y 35 de castina, dejando el horno cerrado durante tres horas más.

Al cabo de las tres horas se vuelve á destapar el crisol y á poner el emparrillado y así se continúa haciendo la limpieza del crisol y volviendo á dejar que descendan las materias cargadas cuatro veces al dia, y reponiendo por el tragante el carbon que

se consume y el mineral que descende, cuya cantidad se vá aumentando respecto á la de combustible, hasta llegar á la carga normal, sin más precaucion que la de hacer que el lecho de fusion sea siempre básico al principio, á fin de que las primeras escorias sean bien líquidas y no produzcan obstrucciones en el crisol. A los 6 dias se presenta ya á la altura de las toberas la primera carga de mineral y hay que empezar á dar viento. En este instante se puede ya decir que el horno ha entrado en su marcha normal y el personal destinado á él ocupa diariamente su puesto. Consta este de un maestro y su ayudante, cuyos jornales son respectivamente 11 y 10 reales y de un cargador que está en la parte alta. Además de este personal peculiar de cada horno, hay otro comun á los tres de la fábrica, que consiste en un capataz y seis peones, que conducen al pié del montacargas el carbon, el mineral y el fundente, pesando antes los dos últimos y midiendo el carbon. Este personal trabaja 12 horas y es relevado durante las 12 siguientes.

Cuando llega el momento de empezar á soplar, el maestro y el ayudante limpian por última vez el crisol de las cenizas que hay en él, colocan la dama y la placa que la recubre, echan en el antecrisol carbon encendido hasta el nivel de esta, destapan las toberas y ponen en los agujeros unas busas pequeñas por las que introducen viento á la cuarta parte de la presion ordinaria. Cada dos ó tres horas quitan el cisco que hay en el antecrisol, remueven con rodillos las materias líquidas para que no se adhieran costras á la plaza ni á los costeros, y al cabo de 12 ó 14 horas hacen la primera sangría, que generalmente es de hierro colado blanco.

A medida que vá pasando tiempo, se van sustiuyendo las busas con otras de mayor diámetro, y aumentando la presion del viento progresivamente, hasta que al cabo de ocho dias, el horno recibe toda la cantidad de aire que puede recibir á la presion normal que le pueden comunicar los fuelles, que es la de 4 centímetros de azogue.

A medida que baja la carga, se arrojan por el tragante nuevas cantidades de combustible, mena y fundente, calculando si el descenso ha sido bastante á producir el hueco preciso para otra carga, por la introduccion de una varilla acodada con la cual se

toca la parte superior de las materias que hay en el horno. Cuando toda la varilla queda dentro del hueco, hay en este el espacio necesario para una carga que se compone de 10 hectólitros de carbon vegetal, en su mayor parte de haya, (que se echan primero) de 675 á 750 libras de mena, que se echan despues extendiéndolas por toda la superficie de la seccion transversal de la cuba por medio de una pala, y de 100 á 125 libras de fundente. En la marcha ordinaria se hacen 20 cargas cada 12 horas.

Al cabo de cierto tiempo, se presenta de cuando en cuando en el agujero de salida de las escorias un chorro de hierro fundido, lo cual indica que el crisol está lleno. Entonces los obreros igualan con un rastro la carbonilla que cubre el antecrisol, y colocan encima de ella una plancha de hierro sobre la cual golpean con un mazo para que la masa adquiera más cohesion é impida la salida de las materias por debajo de la timpa, y en seguida proceden á la sangria. En esta fábrica, los moldes para los lingotes no están colocados de la manera que indica la fig. 97, sino que las depresiones en que estos han de formarse, comunican directamente con la reguera principal que viene de la piquera. Su entrada se mantiene cerrada con un poco de arena que se vá quitando primero de los más distantes del horno y luego de los más próximos, á medida que se llenan aquellos. La fig. 97 duplicada indica claramente esta disposicion.

El maestro golpea con su espeton en la arcilla que tapa la piquera y cuando ya se presenta en ella un punto brillante que indica queda un espesor muy pequeño, que taladrar, quita de la reguera la arcilla que ha caido, é introduce á golpes en el agujero un espeton con punta acerada por un extremo y reborde para golpear en el otro. Cuando ha pasado completamente la arcilla, dá golpes en el reborde por la parte del horno para sacar el espeton, que una vez fuera, deja correr el hierro. Agranda luego el agujero con una barra larga y delgada que se revuelve con fuerza en diversos sentidos

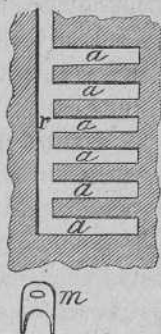


Fig. 97 duplicada.

dos, y mientras tanto, los demas obreros van quitando con largas pértigas de madera la arena que tapa la entrada de los moldes, comenzando, como ya se ha dicho, por los más lejanos al horno. Al final de la operacion, á consecuencia de haber bajado mucho el baño metálico, empiezan á salir escorias con el metal, y entonces clavan en el suelo transversalmente á la re-
guera una pieza de hierro *m* cuya forma está representada en la fig. 97 duplicada. La escoria que viene sobre el hierro colado, choca contra la parte alta de esta chapa y se desparrama en el suelo del taller mientras el metal pasa por la escotadura inferior.

En la fábrica de Beasain no se detiene el viento para hacer la sangría, como se ha dicho que sucede en otras fábricas, sino que durante ella se sigue soplando; de manera que cuando se ha vaciado el crisol por completo, el viento que sale violentamente por la piquera arrastra la escoria adherida y limpia perfectamente el crisol, á lo cual se ayuda volviendo á agitar en el orificio la barra conque se agrandó en un principio. Cuando está bien limpio se tapa otra vez con una pelota de arcilla refractaria que se comprime con un atacador.

Si el hierro colado es gris llega á los moldes perfectamente líquido, apenas despidе chispas al solidificarse y toma una forma cóncava despues de sólido. Si es picado ó mezclado, despidе bastantes chispas y sus superficies se presentan planas y á veces algo cóncavas, rugosas y con algunos poros. Cuando es blanco arroja muchas chispas, presenta al solidificarse una superficie marcadamente cóncava, y si procede de un enfriamiento del horno, se cuaja tan pronto, que apenas llega á los moldes más distantes de la piquera.

Cuando el metal se ha solidificado se arrojan sobre él algunas paladas de arena para que el calor no incomode á los obreros; y poco despues se quitan los lingotes, se llevan al almacén, se humedece la arena, y se vuelven á preparar los moldes para la sangría siguiente.

Cada 14 ó 15 cargas se hace una sangría.

La sangría saca del crisol las sustancias líquidas que contiene, y poco á poco va este llenándose otra vez con las materias que se funden en el interior del horno y que suelen empezar á rebosar por cima de la dama dos horas despues de terminada

la sangría. Hasta que llega este momento salen por los intersticios que deja la carbonilla del antecrisol, no obstante la compacidad que le da la plancha de hierro de que antes se ha hecho mérito, algunas llamas, que cesan tan luego como las materias líquidas llegan al nivel de la timpa. Entonces el maestro quita con un garfio la plancha de hierro y revuelve con un espeton la masa de carbonilla empapada de escorias que hay en él, limpiando perfectamente no sólo la superficie, sino tambien los rincones del ante-crisol á uno y otro lado de la dama. Toma despues un gancho de escuadra plana y remueve con él las escorias, que en el caso de hallarse bastante fluidas, empiezan á correr por la escotadura que tiene la plancha de la dama; pero ordinariamente no sucede así, y hay que arrojar sobre ellas unas paladas de carbonilla para darlas compacidad y conseguir que el viento no salga por debajo de la timpa.

Al cuarto de hora introduce otro garfio de la misma forma que el anterior, pero bastante más largo para poder llegar á todos los puntos del crisol; tantea con él las paredes y separa las incrustaciones que pueden haberse formado. Si no ceden al garfio, las arranca con un espeton, cuya punta forma un bisel acerado, golpeando en caso necesario, ó con el espeton sobre las materias adheridas ó sobre este con un mazo; trae al antecrisol la escoria, y al cabo de cinco minutos de trabajo muy penoso, vuelve á echar carbonilla en el ante-crisol, dejando únicamente libre la parte próxima á la escotadura de la dama, por donde corre la escoria, que se desparrama luego sobre el suelo del taller, en el cual ocupa más ó ménos extension, segun que la mezcla es más ó ménos fusible. Cuando está ya sólida se arrastra con un garfio á un lado, se rompe en trozos y se lleva en carretillas forradas de palastro á los vaciaderos.

Si por el contacto con la dama se enfría la escoria, solidificándose y entorpeciendo la salida del resto, se arranca con un garfio.

A veces, á consecuencia de algun cambio brusco en la composicion de los minerales, de un enfriamiento ó de cualquiera otra causa, las escorias se espesan y no corren por sí; en este caso el maestro ó el ayudante, que alternan en este trabajo, las sacan con el garfio largo cada dos horas, ó más á menudo si se acumulan en gran cantidad.

El capataz encargado de los tres hornos de la fábrica, inspecciona durante la marcha el estado de las toberas, da las órdenes oportunas para estudiar la composición de las cargas, si esto es necesario, y ayuda al maestro y ayudante de cada horno en las operaciones más penosas, especialmente si en alguna de ellas ha ocurrido algún accidente que dificulte ó varíe la marcha normal.

Accidentes de los hornos altos.—La marcha de los hornos altos exige obreros inteligentes y prácticos que han de verificar todas las operaciones con mucha atención y esmero, sin lo cual se producen frecuentes y desastrosas perturbaciones, que obligan á apagar el horno cuando no se remedian pronta y enérgicamente. Causas al parecer insignificantes y que nada ocasionarían en aparatos de otra especie, bastan á producir alteraciones de consideración en estos.

El accidente que se observa con más frecuencia es la detención de las materias en la parte alta ó media del aparato, á consecuencia de un descenso de temperatura. Este fenómeno se presenta preferentemente, como es natural, en aquellos hornos cuyos perfiles presentan ángulos bruscos, etalages muy anchos y obras y crisoles muy estrechos; sin embargo, se produce también á veces en hornos de perfil regular. La consecuencia más común en estos casos, cuando el enfriamiento no llega á ser de tanta consideración que imposibilite la marcha, es la caída de las materias repentinamente, lo cual deteriora de un modo muy notable el aparato.

Cuando en un horno se detienen de este modo las materias, bien en su contacto con algún punto de las paredes, bien comunicándose de un lado á otro, la marcha se perturba, la producción de las escorias es muy irregular, su color y su cantidad varían en cortos intervalos, de tal manera, que tan pronto se presentan escasas y blancas como abundantes y negras, y además se producen de tiempo en tiempo caídas repentinas de grandes cantidades de carga. Para remediar estos inconvenientes se debe procurar que la temperatura del horno aumente cuanto sea posible, dando mayor cantidad de viento, cargando más combustible y ménos mena, y en último caso, y cuando ninguno de estos medios ha producido resultado, dejando descender

las cargas hasta el nivel de la obstruccion, y procurando que la llama actúe directamente sobre ella. Si está cerca del tragante basta dejar descender la carga; si está muy baja hay necesidad de rellenar inmediatamente la cuba de combustible y de una carga todo lo más pobre que sea posible, dando viento á poca presion y con las busas muy cerradas.

En el caso de que ninguno de estos medios produzca el resultado de fundir el cuesco que se ha formado, es preciso parar el horno.

En Beasain, cuando se llega á formar un lobo de tales dimensiones que impida el descenso de las cargas y el ascenso del aire, se rompe la delantera del horno, sacando de él por la abertura practicada las materias incandescentes que se enfrian con agua arrojada por una bomba, á fin de que los obreros puedan acercarse á ellas. Libre el horno del combustible y el mineral que contenia, se procura separar el lobo de las paredes y del suelo con auxilio de fuertes cuñas, y cuando se ha logrado este objeto, se le deja caer sobre dos grandes vigas y se arrastra fuera sobre rodillos. Despues se reconstruye la parte destruida del horno y se empieza una nueva campaña.

En alguna ocasion en que se ha formado un lobo en el crisol, se ha conseguido fundirle rompiendo las piedras que forman la timpa, haciendo las sangrías á este nivel y disminuyendo luego muy notablemente las cargas de mineral respecto á la cantidad de carbon; pero este medio, que es ciertamente muy cómodo y origina pocos gastos, no siempre da buenos resultados, y casi siempre hay necesidad de parar el horno.

En los primeros dias de marcha todos los hornos altos se revisten de una capa de espesor variable, dura é infusible que protege la mampostería contra la corrosion de las escorias en la parte donde ésta ejerce una accion más destructiva; es decir, desde la mitad de los etalages hasta el fondo del crisol. Esta capa se compone de una mezela de carbon, grafito, granallas de hierro colado y escorias que se han hecho refractarias por un exceso del elemento que domina en el lecho de fusion. Este revestimiento es conveniente hasta cierto punto, puesto que segun se acaba de decir, protege el horno y aumenta su duracion; pero no conviene que adquiera un espesor excesivo, en cuyo caso,

reduciendo las dimensiones del hueco interior, disminuye la producción; además, si esto sucede, la misma marcha del horno llega á destruirle y se producen desprendimientos de grandes bloques que obstruyen la obra y el crisol y originan dificultades en la marcha. Para procurar que los hornos se revistan de esta manera, conviene que marchen á elevada temperatura y con escorias poco fusibles.

Otro de los accidentes que pueden ocurrir en los hornos altos y que produce casi siempre desgracias personales y pérdidas de mucha consideración, es el de las explosiones, cuya causa es casi siempre la rotura de una tobera y la caída del agua que por ella circula, al crisol en medio del metal y de las escorias fundidas, produciendo casi instantáneamente una cantidad considerable de vapor. En muchos de los casos la rotura de la tobera se ocasiona por la elevación de la plaza á consecuencia de solidificarse en ella las materias; el metal fundido llega entonces con facilidad á las toberas, las quema y se produce la fuga de agua que determina la explosión del horno.

Debe tenerse, pues, gran cuidado de evitar que la plaza se eleve para no correr el riesgo de producir aquel desastroso efecto.

El Dr. Percy indica en su obra, entre los accidentes de los hornos altos, el envenenamiento por los gases; pero este es un hecho sumamente raro y para el cual es preciso que concurren circunstancias muy especiales, como la de existir habitaciones próximas á los hornos y en disposición de recibir los vapores que se escapan de ellos, bien por el tragante, bien á través de grietas de la mampostería. El mismo Dr. Percy sólo cita en su obra pocos casos, en los cuales concurrían las circunstancias indicadas; sin embargo, conviene tener presente, que escapándose de los hornos altos cantidades considerables de óxido de carbono, deben adoptarse toda clase de precauciones para evitar que pueda llegar á respirarse este gas eminentemente venenoso antes de que se haya diluido en la atmósfera hasta el punto de no ser nocivo.

Puede considerarse también como uno de los accidentes que ocurren en los hornos altos, el que se produzcan escorias que contengan entre sus bases gran cantidad de óxido de hier-

ro (1). La causa de este defecto en la marcha, defecto muy sensible puesto que ocasiona una gran pérdida del hierro que el mineral contiene, y en ocasiones la pérdida total, porque todo él pasa á las escorias sin que se produzca cantidad alguna de hierro colado, procede siempre de un enfriamiento en el horno, el cual puede á su vez ser ocasionado 1.º por falta del combustible necesario; 2.º porque las toberas tengan pequeñas fugas, que sin dar lugar á explosiones, enfrien el aparato precisamente en la obra donde necesita tener mayor temperatura; 3.º porque á consecuencia de detenciones en el descenso de las cargas y de las caídas que son consiguientes, llegan delante de las toberas grandes bloques de materias aglomeradas y medio fundidas, que requieren mucha temperatura para fundirse y la absorben á expensas de la que habia de desarrollarse en el resto del horno; y 4.º porque las cargas descendan irregularmente; en cuyo caso las materias colocadas en el punto por donde el descenso es más rápido, llegan á la obra del horno sin reducirse y allí se escorifican, mientras que en el punto en que descenden con más lentitud, se consume el combustible que vá mezclado con ellas y cuando llegan á la parte baja, no tienen el necesario para que la temperatura llegue al grado preciso.

Cuando el horno lleva una marcha fria, las escorias son más duras y de color negro ó rogizo; son muy líquidas y no se estiran en hilos como las de la buena marcha; además se coagulan repentinamente y sin pasar por el estado pastoso. Así que el fundidor advierte este defecto, debe procurar corregirle aumentando la temperatura por medio de la adición de mayor cantidad de combustible y de un aumento en la presión del viento: pero en general se presenta después del período de marcha fria, otro en que se produce ya alguna cantidad de hierro que no se carbura y que permaneciendo mezclado con las escorias disminuye su fluidez y dificulta su salida por cima de la dama; mientras

(1) Los franceses distinguen, según se ha dicho en la nota de la pág. 762, en los hornos altos las escorias que se producen ordinariamente en la buena marcha, á las cuales llaman *laitiers*, de las que tienen entre sus bases una gran cantidad de óxido de hierro á las cuales llaman *scories*. A consecuencia de esto, algunos autores designan con el nombre de *marche en scories*, el defecto de marcha fria en que se producen este género de escorias.

dura este accidente, el cuidado del fundidor debe dirigirse á dar salida fácil á las escorias, para evitar que elevándose su nivel en el interior del horno, lleguen á obstruir las toberas. Al cabo de más ó ménos dias, segun la gravedad del defecto, se consigue con buenos operarios, volver el horno á su marcha normal.

Es casi imposible indicar los signos que caracterizan la buena marcha de un horno alto; en cada aparato estos signos son diferentes de los que se observan en los demas, porque varían naturalmente con los lechos de fusion, las dimensiones del hueco, la clase de combustible, etc. Pueden, sin embargo, indicarse los siguientes, que son los mismos que consigna Flachat en su obra tan repetidamente citada.

1.º La llama del tragante debe ser viva, ligeramente azulada, y sin humo.

2.º La llama que se presenta en la timpa debe ser débil y salir poco á poco; pero tambien debe ser clara y sin humo.

3.º Las toberas deben presentarse claras, limpias y muy brillantes. Deben percibirse por ellas los trozos de combustible y de mineral que componen las cargas.

4.º Las escorias deben ser vitreas, bien fundidas, ligeras y homogéneas; deben correr con facilidad hasta mucha distancia del horno, solidificarse lentamente pasando por el estado pastoso y mantenerse mucho tiempo rojas.

5.º El descenso de las cargas se debe hacer con regularidad y de un modo continuo, no por sacudidas.

6.º La calidad del hierro colado debe ser la que se busca, manifestándose siempre bien fluido, muy caliente, homogéneo y puro despues de enfriarse.

Seria imposible en un curso de la extension del presente, indicar todas las variaciones que pueden existir en la marcha de los hornos; obras especiales sobre la materia dedican á ello algunos volúmenes y en esas obras y principalmente al frente de los hornos, es donde pueden aprenderse estos detalles, que no es posible dar cuando hay necesidad de repartir el tiempo y el espacio entre otros muchos objetos, y sólo queda el necesario para presentar ideas generales que sirvan de base á un estudio más detenido.

Teoría de los hornos altos.—Las transformaciones que

sufren las materias introducidas en los hornos altos para salir por la parte baja convertidas en escorias y en hierro colado, y por el tragante constituyendo productos gaseosos diversos, han ocupado durante mucho tiempo la atencion de los químicos que aun no han encontrado explicacion plausible de todos los fenómenos que allí se verifican. La dificultad, ó mejor dicho, la imposibilidad de recoger muestras de la carga á diversas alturas de la cuba, ha hecho que casi todos los estudios versen sobre las transformaciones que experimenta la columna ascensional de gases que atraviesa el horno en sentido contrario al que llevan las materias sólidas y líquidas. Por medio de tubos de porcelana que tienen su embocadura á diferentes alturas, se pueden tomar muestras y analizar el estado de la columna gaseosa en sus diversas zonas; y como se comprende fácilmente, los cambios experimentados por esta, corresponden á otros que tienen lugar en la carga.

Ebelmen ha hecho, sin embargo, algunos experimentos en el horno de Clerval, directamente sobre las cargas, colocando el mineral con el fundente y el combustible necesarios en una campana cónico-truncada de palastro fuerte, que terminaba por la parte superior en un anillo, al que se unia una cadena. Por la parte de abajo la campana estaba cerrada por un disco tambien de palastro, que podia abrirse por medio de una charnela y cerrarse con un pasador; y tanto el disco como la superficie de la campana estaban atravesados por una multitud de orificios, al través de los cuales podian penetrar los gases en el interior y ejercer su accion sobre la parte de carga que allí habia, haciéndola sufrir las mismas transformaciones que el resto. El aparato se colocaba entre la carga y se dejaba descender con ella; y cuando la longitud de la cadena que quedaba fuera indicaba que habia llegado á cierta profundidad, se tiraba de ésta y se guardaba el contenido de la campana en frascos cuidadosamente tapados para analizarle despues.

El resultado de todos estos estudios, hechos por Ebelmen, es el siguiente:

1.º En la parte superior de la cuba, hasta y 2^m,50 por bajo del tragante, la temperatura no pasa de 250°; las sustancias introducidas en el horno pierden en esta zona el agua higrométrica y

parte de la que contienen combinada; pero no se produce ningun otro fenómeno que afecte á la composicion de las sustancias; los gases, pues, contienen como elementos esenciales, agua en vapor y ácido carbónico.

2.º En la segunda zona, cuya temperatura llega ya á unos 400°, y cuya extension puede fijarse desde 2^m,50 á 4^m,35 por bajo del tragante, empieza la reduccion del óxido férrico de la mena; pero la trasformacion se hace tan lentamente, que en esta parte sólo abandona el óxido la quinta parte del oxígeno que contiene, convirtiéndose en su mayor parte en óxido magnético.

3.º En la tercera zona de la cuba (de 4^m,35 á 5^m en el horno de Clerval, es decir, á 70 centímetros sobre el vientre), se desprende el ácido carbónico de la castina usada como fundente y de la mena cuando la ganga es caliza. Como la trasformacion del ácido carbónico sólido de los carbonatos en ácido carbónico gaseoso absorbe una gran cantidad de calor que pasa al estado de calor latente, la temperatura en esta parte del horno disminuye mucho y á esta circunstancia atribuye principalmente Ebelmen la poca energía con que se verifica la reduccion en las zonas superiores.

En esta zona continúa la conversion del peróxido de hierro en hierro magnético, y comienza á convertirse alguna parte de este en óxido de batiduras; pero aún más lentamente de lo que se ha efectuado la reduccion anterior.

4.º En la parte inferior de la cuba y en el vientre, es donde empieza la formacion del óxido ferroso. La temperatura en esta zona es mucho más elevada; la castina se ha convertido toda ella en cal cáustica y empiezan á presentarse partículas de hierro metálico y á fundirse los cuerpos que más fácilmente se liquidan.

5.º En la zona inmediatamente inferior, es decir, en la parte baja de los etalages y en la obra, es donde tienen lugar las reacciones más enérgicas.

Cuando los minerales son difícilmente reducibles, llegan á la zona de fusion en estado de óxidos, y allí se combinan con la sílice de las gangas pasando á las escorias en estado de silicatos. El carbon empieza á ejercer su accion sobre el hierro metálico, que combinándose con él, se funde y cuando las sustancias todas han llegado á una altura que no pasa nunca de 30 centíme-

tros por cima de las toberas y que en muchas ocasiones no llega ni con mucho á este nivel, es decir, en la parte baja de la obra, las materias fluidas van cayendo al crisol, donde se depositan poco á poco por orden de sus respectivas densidades.

Dos graves dificultades se presentan para darse cuenta de la trasformacion que experimentan las sustancias en el interior del horno alto. Todas las reducciones que se observan en la parte superior de la cuba, y la carburacion que se verifica en la obra, dependen de la accion del carbon, cuerpo sólido á todas las temperaturas conocidas, sobre el óxido férrico ó el hierro, que son igualmente sólidos á la temperatura que en el aparato existe; puesto que si bien el hierro se funde, es tan solo despues de haberse carburado; y estos hechos indudables, puesto que se han observado siempre, están en contradiccion con el antiquísimo axioma químico, segun el cual los cuerpos no se combinan á ménos que uno de ellos se encuentre en estado fluido. *Corpora non agunt, nisi soluta.*

Para explicar el hecho de la reduccion por la intervencion de un agente gaseoso, ha ideado Le Play una teoría que durante mucho tiempo ha sido admitida, y á la cual no puede en realidad hacerse más que una objecion seria.

Segun Le Play, la reduccion de un óxido sólido por medio del carbono tambien sólido ó sea lo que se llama la *cementacion* de un óxido, se explica de la siguiente manera: Por muy herméticamente que se haya cerrado la vasija en que los cuerpos estén colocados, es imposible que entre los intersticios que dejan entre sí las partículas de ambos si están en polvo, y aún en los mismos poros de uno y de otro, no exista una cantidad de aire, tan pequeña como quiera suponerse, pero cantidad al fin apreciable, que contendrá como todo el aire atmosférico, los $\frac{21}{100}$ de su volúmen de oxígeno. En presencia del carbon, y á la temperatura elevada á que el aparato tiene que hallarse, si la cementacion se ha de verificar, este oxígeno se trasforma en ácido carbónico, conservando su mismo volúmen; el ácido carbónico, rodeado de una masa muy grande relativamente á la suya de carbon incandescente, se trasforma en óxido de carbono, duplicando su volúmen, y el óxido de carbono resultante en contacto con el óxido de hierro, reduce este y vuelve á convertirse en

ácido carbónico, conservando el volúmen que entonces tenia; resulta ya, por consiguiente, un volúmen de ácido carbónico, doble del que tenia el oxígeno que empezó la série de reacciones que van indicadas.

El ácido carbónico formado, vuelve á reducirse á óxido de carbono por medio del carbon; el óxido de carbono á sobreoxidarse por medio del oxígeno contenido en la mena, y el volúmen á duplicarse cada vez que el ácido carbónico se trasforma en óxido de carbono; de manera, que por insignificante que quiera suponerse la primitiva cantidad de oxígeno que sirve de base á toda esta série de reacciones, como en cada conversion de ácido carbónico en óxido de carbono el volúmen se duplica, se comprende fácilmente que pronto puede llegar á constituir la cantidad necesaria, para explicar que todo el oxígeno que el mineral contuviera, se haya separado del metal para unirse al carbon que con él se halla mezclado. Y todo esto sin necesidad de contrariar en lo más mínimo el antigua axioma *Corpora non agunt...* puesto que en todas las reacciones indicadas interviene siempre un cuerpo al estado gaseoso.

La explicacion de la cementacion del metal por una teoría análoga, ofrecia desde luego un gravísimo inconveniente. Así como colocados en las circunstancias oportunas, el aire atmosférico y el carbon, el ácido carbónico y el carbon, y el óxido de carbono y un óxido metálico, por ejemplo, el óxido férrico, se observa la conversion del oxígeno del aire en ácido carbónico, la del ácido carbónico en óxido de carbono y la del óxido de carbono en ácido carbónico, que se han indicado en los anteriores párrafos, no habia podido conseguirse la cementacion de los metales, es decir su carburacion, por medio del óxido de carbono ni del ácido carbónico. La imposibilidad, pues, de adoptar una teoría semejante á la de Le Play para explicar esta clase de cementacion, ha conducido á Mr. Laurent á suponer que á la temperatura elevadísima que se obtiene en la parte baja de los hornos altos, el carbon llegaba á vaporizarse, y ya en estado gaseoso se combinaba con el hierro recientemente reducido y en pequeñas partículas; es decir, en las condiciones más favorables á la combinacion, produciendo el carburo de hierro que constituye el hierro colado.

La teoría de Mr. Laurent, ingeniosa sin duda alguna, tiene otro inconveniente de mucha consideracion, y es que para explicar el hecho de la cementacion, de acuerdo con el axioma de los antiguos químicos, necesita acudir á una hipótesis que no se ha podido demostrar por ningun medio; es decir, á la existencia del vapor de carbono que no ha podido obtenerse aisladamente nunca. Esta consideracion, y tambien la de que en uno y en otro caso, esto es, en la cementacion del óxido férrico y en la cementacion del hierro metálico, una vez verificadas las reacciones sobre la capa superficial de cada trozo, no podia admitirse la accion del gas en el interior, especialmente en el segundo caso en que no aumenta por las reacciones la porosidad de la sustancia, antes al contrario, debe hacerse más compacta por la acumulacion del carbono al hierro, han conducido á Gay Lussac á deducir, que no era dable considerar en lo sucesivo como un axioma el de los antiguos químicos, y que si bien el estado sólido era el ménos favorable á las reacciones, estas pueden verificarse cualquiera que sea el estado de los cuerpos que en ellas intervienen.

Experimentos bastante recientes de Mr. Margueritte, que no datan más que de hace 15 ó 16 años, parece que demuestran la carburacion ó cementacion del hierro por la accion del óxido de carbono; pero en todo caso, siempre quedaría á la teoría de Le Play la objeccion de que una vez carburada la primera capa del metal, sólo podría propagarse por contacto la carburacion hasta el centro de la masa, puesto que la cementacion industrial del hierro, como se verá más adelante, se verifica sin llegar á la temperatura necesaria para liquidar al acero obtenido.

Mr. Caron ha publicado posteriormente á la memoria de Mr. Margueritte otra serie de experimentos que parecen probar que el óxido de carbono puro no cimenta el hierro; y segun este autor, la cementacion se debe á la formacion de cianuros alcalinos, que se originan por las reacciones entre el carbono, el nitrógeno del aire y los álcalis de las cenizas que el carbono contiene; de tal manera, que segun sus experimentos, el carbono puro no es apto para cementar, porque carece de los álcalis que harian falta para formar los cianuros alcalinos.

Se comprende perfectamente por estas ligeras indicaciones,

que si bien han sido muchos los estudios emprendidos y llevados á cabo para explicar las reacciones de los hornos altos, en el dia aún el hecho necesita muchos más, para poder hallar una explicacion que no se preste á objeciones.

Empleo del aire caliente en los hornos altos.—En 1819 Mr. Neilson, director de la fábrica de gas de Glasgow concibió la idea de aplicar á los hornos altos aire, que en vez de hallarse á la temperatura ordinaria de la atmósfera, como se habia hecho hasta entonces, tuviera una temperatura elevada, que facilitando la combustion del carbon, permitiera una marcha más regular y produjera un calor más elevado, es decir, mejores condiciones para producir hierro colado gris. Los primeros ensayos tuvieron poco éxito, sin duda por la imperfeccion de los aparatos empleados para calentar el aire, pero habiéndose corregido muchos de sus defectos algun tiempo despues, empezaron á obtenerse resultados muy satisfactorios, aumentando notablemente la produccion, disminuyendo el gasto de combustible, y segun algunos, mejorando tambien la calidad del producto; aunque este último extremo es ciertamente muy dudoso.

El principal efecto del aire caliente es aumentar la combustion en la parte baja del horno y disminuirla en la parte alta, lo cual depende de que por el primero de estos efectos ha perdido una gran cantidad de su oxígeno y, por lo tanto, de su propiedad comburente. El aire, para combinarse con el carbon, necesita estar á una temperatura por lo ménos de 240° , que no puede adquirir sino á espensas de la que tiene el horno en su parte baja, y estando algun tiempo en contacto con las materias muy calientes que en el interior de aquel se encuentran; durante este tiempo ha ascendido á cierta altura por cima del nivel de las toberas, de modo que solo en una zona algo superior á este nivel, es donde la combustion y la elevacion consiguiente de la temperatura, adquieren mayor incremento. Cuando el aire se introduce en el aparato, á la temperatura de 200° ó 220° , es decir, próximamente á la que es precisa para determinar la combinacion del carbono del combustible y del oxígeno del aire, la combustion se verifica inmediatamente, y la conversion del oxígeno en ácido carbónico impide luego que se queme más combustible que el necesario para reducir el óxido de hierro que contienen las menas.

El resultado del aire caliente es, por lo tanto, muy beneficioso para obtener una fusion rápida en la obra del horno y una reduccion tan perfecta como sea posible obtenerla en la parte superior y media de la cuba, á fin de que cuando las menas lleguen á la zona de fusion, no pasen á formar escorias combinándose con la sílice de las gangas y de los fundentes; y tanto más útil es su empleo, cuanto más refractarios y más difíciles de reducir son los minerales. En el caso de que estos sean fusibles y reducibles con facilidad, al aire caliente permite aumentar la proporcion de minerales respecto al combustible, y disminuir al mismo tiempo la de fundentes, realizando de este modo una economía de combustible que llega en algun caso segun parece al 35 pór 100 del empleado con el aire frio.

Tambien facilita el aire caliente el empleo de ciertos combustibles que no podian utilizarse antes de su introduccion en la metalúrgia. La hulla y la leña, arden mucho mejor y producen mejores resultados con aire caliente que con aire frio; la antracita no puede emplearse absolutamente más que en hornos que marchen con aire caliente.

En cuanto á los productos obtenidos, todos los autores reconocen que el empleo del aire caliente favorece la obtencion de hierro colado gris; pero hay muchos, y muchas personas prácticas, que dicen que este hierro es poco tenaz, y que dá muy mal resultado empleándolo para objetos de moldeo.

Y se comprende realmente que favoreciéndose con el aire caliente la combinacion del carbono con el hierro y la disolucion de aquel cuerpo en el carburo formado, pueda llegar el caso en que la cantidad del carbono disuelto sea tal, que altere las propiedades del producto obtenido. Segun el cuadro que presenta Mr. Flachat en su obra, el principal efecto del aire caliente es disminuir la cantidad de carbono combinado, conservando la misma próximamente, la de carbono libre.

No hay para qué entrar en el presente curso en la descripcion de los aparatos empleados para calentar el aire; en el curso de Metalurgia general se han descrito detalladamente, indicando las condiciones á que deben satisfacer. Generalmente están compuestos de una série de tubos metálicos de diferentes formas, por los cuales circula el aire frio, y que están colocados

en hornos ó estufas á propósito para calentar su superficie exterior; y en otras ocasiones se reducen á un hogar que atraviesa el aire lanzado por los fuelles, mezclándose con los productos de la combustion que en él se verifica.

No es posible precisar los límites entre que oscila la temperatura que debe tener el aire para proporcionar el mejor efecto posible. Flachat indica los dos límites 150° y 300° como los extremos de la temperatura que el aire adquiria en los diferentes establecimientos en que se empleaba este sistema en la época en que escribió su libro; pero añade inmediatamente que no es posible saber á qué temperatura empieza á hacer buen efecto ni á qué otra dejaria de ser beneficioso su empleo para comenzar á ser perjudicial, porque si bien la economía de combustible aumenta casi en razon directa de la temperatura del aire inyectado, cuando ésta es muy alta puede alterarse de una manera sensible la calidad del hierro obtenido. Posteriormente, y desde hace diez ó doce años, se ha llegado en algunas ferrerías inglesas hasta una temperatura de 600° centígrados.

El empleo del aire caliente influye naturalmente algo en la forma de los aparatos. Puesto que la facilidad de la fusion y la cantidad de productos aumentan con su empleo, se comprende que los hornos que marchen con aire caliente deben tener la obra algo más ancha, los etalages más inclinados, á fin de que sea más rápido el descenso de las cargas y al mismo tiempo deben tener tambien el tragante más abierto, puesto que en este caso, disminuyendo la temperatura en la parte alta de la cuba, no hay que tener grandes precauciones para evitar pérdidas de calor. En cuanto á la carga no conviene hacerla más grande y ménos frecuente, porque el gran enfriamiento que resulta en el aparato á consecuencia de la introduccion de una cantidad muy considerable de materias, compensa con mucho la ventaja que resulta de hacer cargas ménos amenudo.

Productos gaseosos de los hornos altos.— Los gases que se escapan por el tragante de los hornos altos, contienen en su masa algunos elementos combustibles no quemados todavía, y llevan una temperatura sumamente elevada que puede aprovecharse para ciertos usos y especialmente para la calefaccion del aire inyectado en los mismos aparatos.

Si se examinan los diferentes análisis de los gases que salen de los hornos altos, insertos en las obras y en las memorias relativas á estos estudios, se verá que la cantidad de óxido de carbono contenido en ellos varia en lo general de 20 á 28 por 100 en volúmen; y la de hidrógeno de 2 á 6, aunque se hallan números que se diferencian bastante de estos en algunos casos particulares. Ambos gases pueden quemarse mezclándolos con la cantidad suficiente de aire atmosférico y producir una temperatura que en casi todos los casos basta para la obtencion del vapor que puede necesitarse en las fábricas como fuerza motriz y para la calefaccion del aire que se inyecta en los aparatos. En la mayor parte de los establecimientos siderúrgicos se utilizan hoy los gases que se escapan del horno con el doble objeto de producir vapor y de calentar el aire.

Los aparatos empleados para recoger los gases son de dos especies: los primeros se llaman de *tragante abierto* y los segundos de *tragante cerrado*.

Pueden citarse como tipos de los primeros los colocados en los hornos altos de Dundyvan (Escocia) y de Veckerhagen (Hesse electoral). El primero representado en la fig. 98, consiste en

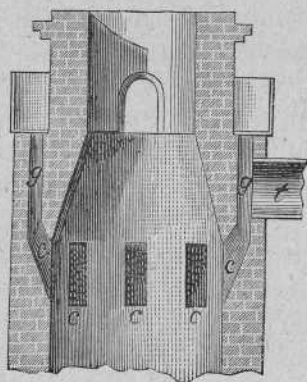


Fig. 98.

una serie de conductos de seccion rectangular ó circular, *c c c*, colocados en la parte alta de la cuba, con una fuerte inclinacion hácia el interior de ésta, á fin de que las materias que se cargan

en el horno no puedan introducirse en ellos. Todos estos conductos desembocan en una galería circular g colocada alrededor de la cuba por la parte de fuera, que comunica con un tubo t que los conduce á los aparatos en que han de quemarse, absorbiéndolos en virtud del tiro que produce una elevada chimenea.

El aparato de Veckerhagen está dispuesto de un modo algo distinto. A una distancia de $1^m,80$ por bajo del tragante, se ensancha la cuba del horno de manera que su diámetro aumenta en 30 centímetros. El ensanche no se verifica repentinamente por medio de una seccion horizontal, sinó que durante tres ó cuatro hiladas, los ladrillos van separándose cada vez más del círculo que les corresponderia ocupar, si la cuba del horno siguiera en la direccion que primitivamente traia desde los etalages, como indica la fig. 99. Cuando al cabo de las tres ó cuatro

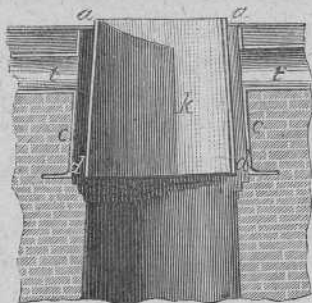


Fig. 99.

hiladas la distancia d entre el círculo que ocupan los ladrillos por la parte interior y las generatrices prolongadas del cono que forma la cuba ha llegado á 15 centímetros, es decir, cuando se ha aumentado en los 30 centímetros indicados el diámetro de la seccion del horno, se continúa la cuba formando un cono c paralelo al que deberia haberse construido si no se hubiese colocado el aparato de toma de gases. Esta parte de la cuba está revestida interiormente por un cono de hierro colado, de cuya superficie lateral parten tres conductos $t t t$ que comunican con unas galerías, por medio las cuales se han de conducir los gases á los puntos en que deben utilizarse. En cada uno de estos conductos existe un registro que permite interceptar su comunicacion con

la galería, de modo que puede hacerse á voluntad que los gases salgan por todos ellos ó por los que se quiera.

En la parte interior, y formando la prolongacion de la cuba de mampostería refractaria, existe otro cono, tambien de hierro colado, *k*, que dista del primero los 15 centímetros que se han indicado.

Un anillo plano *a a* de la misma materia de los conos, los pone en comunicacion por la parte alta, cerrando el espacio anular que queda entre ambos é impidiendo que los gases acumulados en él puedan salir por otro punto que por los conductos laterales.

La longitud del cono interior es de 1^m,60; y por consiguiente queda entre su circunferencia inferior y el punto en que empieza á ensanchar la cuba, un espacio de 20 centímetros de altura por el cual pasan los gases, que, como es sabido, ascienden preferentemente por la proximidad de las paredes al espacio anular en que se recojen para conducirlos á los diversos aparatos. En Veckerhagen, uno de los conductos está destinado á tomar los gases para quemarlos en el aparato de calefaccion del viento; otro para producir vapor en una máquina de seis caballos destinada á dar movimiento á diferentes mecanismos, y el tercero para carbonizar la leña destinada á la fundicion.

Un aparato muy semejante á este es el que se emplea en la fábrica ya citada de Beasain.

En la generalidad de las fábricas no se emplean para tomar los gases, aparatos de *tragante abierto*, sinó que por el contrario se usan los de tragante cerrado, que evitan la necesidad de aspirarlos por medio de chimeneas, ventiladores, etc.

Algunos de estos aparatos de tragante cerrado consisten en tolvas, generalmente de forma de un tronco de pirámide cuadrangular invertido, cerradas por arriba y por abajo con chapas de corredera. Estas tolvas se colocan encima del tragante, de modo que le cierran por completo; cuando el horno está en marcha están cerradas por arriba y por abajo; en el momento en que se desea hacer una carga, se abre la corredera superior y se introducen las materias en el interior de la tolva, sin que durante el tiempo necesario para verificar esta operacion haya temor de que los gases se escapen, porque los detiene la corredera infe-

rior. Terminada la carga, se corre la chapa superior, y se abre la de abajo, permitiendo de este modo que las materias caigan en el horno, sin que los gases puedan tampoco lanzarse á la atmósfera. Aunque de fácil manejo y de construcción sencilla, esta disposición no es la generalmente adoptada.

En el día, la que más estendida se halla es la que se conoce en casi todos los idiomas con la denominación inglesa de *cup and cone*, que quiere decir *tolva* y *cono*. Consiste, como lo indica la fig. 100, en una tolva *t* de hierro colado, de forma

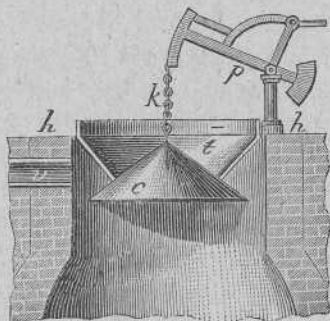


Fig. 100.

cónica, que se adapta á la parte interior del tragante del horno *h h*. Por la parte baja se aplica á esta tolva un cono hueco *c* de generatrices muy inclinadas, colocado con su vértice hacia arriba y sujeto por dicho vértice á una cadena *h*, que pasa por unas poleas y tiene en el otro extremo un contrapeso capaz de equilibrar el peso de una carga, ó que está unida á una palanca de contrapeso *p*, que se puede mover por medio de un aparato especial. Cuando el cono *c* está aplicado á la parte inferior de la tolva, no pueden salir los gases por el tragante, sino que tienen que pasar por conductos laterales *v*, practicados en la parte superior de la cuba á las galerías que los conducen á los aparatos en que se han de quemar. Mientras el aparato se encuentra en esta disposición, se vierten en la tolva las materias que han de constituir una carga; y en el momento en que esta se halla completa, su peso hace bajar el cono y las sustancias caen rápidamente por el espacio que queda libre entre su su-

perficie lateral y la circunferencia inferior de la tolva, volviendo el cono á su posicion, tan luego como la descarga de las materias se lo permite. Como esta operacion dura muy poco tiempo, y durante éste el espacio se encuentra obstruido por los materiales que están cayendo en el horno, no hay casi ninguna pérdida de gas.

El inconveniente que presenta la toma de gases por medio del *cup and cone*, es el de que pueda romperse la cadena que sostiene el cono, en cuyo caso éste es perdido y hay que dejarle bajar con las cargas y fundirse con ellas. Para remediar esto se ha colocado en algunas fábricas, entre ellas en las de Blayna y de Cwn-Celyn el cono en la parte superior de la tolva en vez de estar en la inferior, de manera que en el caso de romperse la cadena, no es posible seguir levantando el cono, pero se encuentra este detenido por la superficie de la tolva, y puede recomponerse fácilmente el desperfecto! La objecion que puede oponerse al aparato dispuesto en esta forma, es que tiende á hacer la carga por el centro del horno en vez de hacerla por su periferia; pero esta observacion es de poca importancia, y además, puede atenuarse mucho el efecto que en ella se indica, dando mucha inclinacion á las generatrices de la tolva y colocándola á muy poca profundidad por bajo del tragante.

Este aparato toma los gases que se desprenden en la superficie completa del tragante, y permite por lo tanto á los gases obedecer á la tendencia que les lleva á subir preferentemente por la proximidad de las paredes del horno en vez de ascender con uniformidad por todas las partes de cada seccion horizontal. Esta tendencia que la columna gaseosa presenta á separarse del centro, se aprovecha como se ha visto en los aparatos de tragante abierto, pero no puede ménos de ocasionar algunas irregularidades en la marcha. Para combatirla se usan ciertas disposiciones del tragante, que permiten hacer la carga por la periferia de la cuba, y las tomas de gases en la parte central del horno, con cuya disposicion, verificándose el tiro por el centro de la carga, la corriente gaseosa la atraviesa con bastante uniformidad.

Pueden citarse algunos de estos aparatos cuya disposicion es ingeniosa, y con los cuales se han obtenido excelentes resul-

tados. El de Aubin y de Montluçon, debido á Mr. Coingt está representado en la fig. 401. Un tubo central de hierro colado *T* de un metro de diámetro en su base, penetra en las cargas hasta 2^m,30 bajo el nivel del tragante. En su parte superior forma un codo *t* uniéndose á otro tubo que conduce los gases á la caldera de vapor y á los aparatos en que el aire se calienta. El

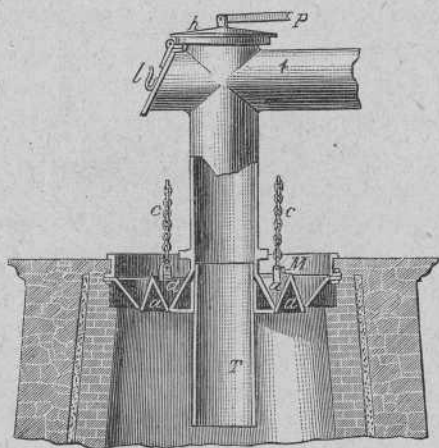


Fig. 401.

tragante, en la parte anular que queda entre la superficie interior y el tubo, se halla cerrado por un anillo de sección angular *a*, que hace el mismo efecto que el cono obturador del aparato *cup and cone*, anteriormente descrito. El inconveniente de este aparato es su difícil construcción y la facilidad con que permite fugas de gas cuando el calor de la cuba le ha deformado algún tanto.

En la fábrica de Barrow, cerca de Ulverstone, el aparato se compone de un tubo central de ladrillos, revestido interiormente con otro de hierro y sostenido por seis arcos también de ladrillos, entre los cuales puede pasar la carga que se vierte en el tragante por medio de carretillas. La carga hecha de este modo, se reparte de un modo tan conveniente por la circunferencia del horno, que en ningunos otros se ha llegado á obtener una producción tan elevada como en los de esta localidad:

100 toneladas de hierro colado por día y horno. Pero sin embargo, puede oponerse al aparato la objecion de que no permite en el tragante un cierre hidráulico y que por lo tanto, da lugar á muchas pérdidas de gases.

Existe tambien otra disposicion de toma central de gases, debida á Mr. Minary y representada en la fig. 102. En el inte-

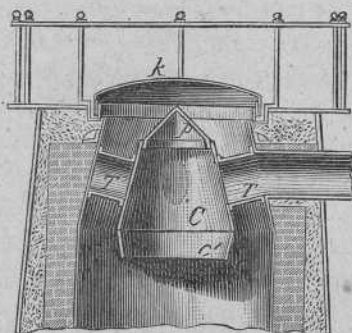


Fig. 102.

rior de la cuba, y á un nivel de dos metros próximamente por bajo del tragante, existe un cono *C*, en cuya superficie lateral hay dos orificios opuestos de forma lenticular, de los que salen dos tubos *T T*, que tienen tambien la misma seccion para que estorben lo ménos posible el descenso de las cargas. Por estos tubos se escapan los gases á los aparatos donde deben utilizarse. La anchura del cono para que la carga se reparta bien por toda la superficie del tragante, debe ser la cuarta parte de la que tiene el horno en la misma seccion horizontal en que acaba aquel. Conviene, para que las materias se repartan convenientemente, emplear para la carga un wagon cuya seccion horizontal sea igual á la del tragante y cuyo suelo pueda quitarse de manera que todo el contenido caiga de una vez; pero cuando el tragante tiene demasiado diámetro para que esto pueda hacerse, se puede poner en la parte alta del cono una especie de pantalla ó cono invertido *p* que recibe por su vértice la carga y la distribuye con uniformidad por la periferia del tragante. La inclinacion del cono depende en cada caso particu-

lar de la naturaleza de las primeras materias y especialmente de la densidad de los minerales. Cuando está bien dispuesto produce un excelente efecto, tanto en la regularidad de la marcha del horno, cuanto en la economía del combustible y la rapidez con que las cargas descienden.

En algunas ocasiones este aparato presenta el inconveniente de que el cok, aun cuando se carga por la superficie de la cuba, rueda por el talud que forman las sustancias que ocupan el interior del horno y viene en gran cantidad al centro de éste, inconveniente de bastante consideracion, puesto que destruye por completo el efecto producido por el cono interior de toma de gases ó por la pantalla.

Para evitar este inconveniente, se coloca en algunas fábricas otro cono invertido c' , unido por su base al cono C , fig. 102, y cuyo ángulo en el vértice es bastante agudo para no permitir que el cok rueda hacia el centro. Este cono, que queda en el interior de la carga, está agujereado en toda su superficie para que los gases puedan pasar á los tubos $t\ t$ y á las calderas y aparatos de calefaccion; su inconveniente principal consiste en que disminuye la capacidad de la cuba en una cantidad igual al volúmen que ocupa, volúmen que naturalmente es tanto mayor, cuanto más agudo es el ángulo en el vértice.

Los gases que se recogen de un modo ó de otro en los hornos altos, son tanto menos combustibles, cuanto mejor se utiliza el carbon en el interior del horno, produciendo mayor cantidad de ácido carbónico, y reduciendo, como consecuencia, mayor cantidad de hierro. Generalmente son mas combustibles cuando se produce lingote blanco que cuando se produce gris.

Si el aprovechamiento de los gases ha de hacerse en buenas condiciones, es necesario en cada caso particular averiguar su composicion, para mezclarlos con la cantidad de aire que exija su combustion completa sin hacer que el oxígeno esté en mucho exceso relativamente á los cuerpos con quienes debe combinarse. Sin embargo, las diferencias de presion que se observan de unos momentos á otros en el horno, hacen muy difícil calcular con exactitud la cantidad de aire que debe mezclárseles. Es claro que en todo caso debe hacerse siempre, que más bien haya oxígeno en exceso, que falta de este gas; puesto que, en

primer lugar, si no hay oxígeno bastante, la combustion total de los gases no se puede verificar, y se pierde el calor que pudiera desarrollar la parte de éstos que sale de los aparatos en el estado de gas combustible; y en segundo lugar, porque en el caso de un aparato industrial, la combustion no es completa, ni se verifica bien, sinó cuando el oxígeno está en un ligero exceso.

La mezcla del aire con los gases que proceden del horno alto, necesita ser tanto mas íntima, cuanto menor es la temperatura y la capacidad de los conductos en que ha de verificarse la combustion.

La composicion de los gases que se desprenden de los hornos altos varia bastante, segun la naturaleza de los combustibles empleados: en los hornos en que se emplea hullá, contienen bastante cantidad de hidrógeno é hidrógenos carbonados: mientras que estos cuerpos faltan casi por completo en los gases de los hornos cuyo combustible es cok ó carbon vegetal. Tambien influye notablemente en las condiciones de combustibilidad de los gases, el estado higrométrico de los minerales, que los hace tanto más difícilmente combustibles, cuanta mayor humedad contienen éstos; y una cosa análoga á la que sucede con el agua, aunque en menor escala, sucede con el ácido carbónico que se desprende de las gangas cuando éstas son muy calizas.

La corriente que sale por el tragante arrastra siempre mecánicamente materias pulverulentas que proceden de las menas, de los fundentes, y de las cenizas del combustible, y que entorpecen y dificultan el buen aprovechamiento de los gases: su tenuidad es tal, que una gran parte de ellas sale con los productos gaseosos por las chimeneas; pero otra parte, tambien considerable, se deposita sobre los aparatos que se han de calentar, y no permite el contacto de su superficie con la llama, impidiendo el aprovechamiento de mucha parte del calor, porque en general tales materias son muy malas conductoras. Esta circunstancia obliga á construir los conductos y los aparatos todos en que deben utilizarse los gases de los hornos altos, de manera que se puedan limpiar fácilmente, á fin de evitar que se formen sobre ellos costras de estas sustancias pulverulentas, que ejerzan el mal efecto que acaba de indicarse.

Segun los análisis de Mrs. Lowthian Bell, Riley, y Brivet, se componen en su mayor parte de silicato de hierro, al cual acompañan peróxido de manganeso, óxido de zinc, alúmina, cal, magnesia, potasa y sosa, al estado de sulfatos y fosfatos.

Para poder utilizar los gases sin el inconveniente de estos polvos arrastrados mecánicamente, se les hace atravesar por aparatos de lavado que aglomeran el polvo y le hacen depositarse con mayor facilidad, ó se forman algunas expansiones en los tubos que los conducen, para que disminuyendo en ellas la velocidad de la marcha, se depositen las sustancias arrastradas por una fuerza viva mayor de la que llevan los gases al pasar por dichas expansiones.

Los gases al salir del tragante necesitan tener una presion en virtud de la cual venzan todas las resistencias que se oponen á su movimiento en los tubos de conduccion y en los aparatos donde se queman: en general basta la presion de centímetro y medio de agua para que puedan aprovecharse; y es preferible dejarles tomar á su salida del horno esta presion que en nada dificulta ni entorpece la marcha del horno, y no aspirarlos con una chimenea de mucho tiro despues de haberlos quemado, porque en este caso puede introducirse algun aire en el trayecto desde el horno á los aparatos en que se han de quemar los gases y esto puede dar márgen á explosiones y otros accidentes.

VARIACIONES DE LAS DIMENSIONES

Y DE LA MARCHA DE LOS HORNOS ALTOS SEGUN EL COMBUSTIBLE QUE SE EMPLEA
Y LA TEMPERATURA DEL VIENTO INYECTADO

En todo lo que va dicho se ha hablado de hornos alimentados con carbon vegetal, con cok, con hulla, con antracita y con otros combustibles; todos los que la industria considera como tales, se han empleado en diferentes épocas y en distintas localidades para la fabricacion del hierro colado.

La esencia del procedimiento es siempre la misma, cualquiera que sea el combustible que se emplee, y tambien es la misma

aunque el aire se introduzca frío ó caliente; existen, sin embargo, notables diferencias de detalle, tanto en la forma y las dimensiones de los hornos, como en la marcha y en los productos de los mismos. Muchas de estas diferencias se han indicado al hablar de los aparatos y de su manejo; convendrá, sin embargo, para fijar más las ideas, hacer algunas indicaciones relativas á esta materia.

Carbon vegetal y aire caliente.— Cuando se emplea como combustible el carbon vegetal y el aire se inyecta caliente en vez de frío, los hornos pueden tener la obra más ancha, los etalages más inclinados y el tragante más abierto. Todas estas modificaciones dependen de la mayor facilidad con que descienden las cargas y de la menor temperatura que se produce en la parte superior de la cuba. Las cargas pueden ser más grandes; pero no conviene aumentarlas mucho, porque en este caso no pueden menos de resultar, por la gran cantidad de calor que absorbe de repente la carga, irregularidades de temperatura que entorpecen la marcha.

La producción de la mena para una misma riqueza aumenta de tal modo, que en los hornos de Toscana, en que con viento frío sólo se producian 55,81 por 100, desde la introducción del aire caliente se obtienen 61,63 y se puede fabricar hierro colado gris, cosa que con el aire frío era imposible. Como consecuencia de esto, la introducción del aire caliente permite hacer mezclas de minerales que produzcan más cantidad de lingote, emplear algunos que antes se desechaban por refractarios, ó disminuir la cantidad de fundentes, y por lo tanto la de escorias, que absorben una gran cantidad de calor.

Respecto al producto se ha dicho ya en la pág. 786 que aumenta su cantidad; pero, aunque en este punto hay diversas opiniones, parece demostrado, que ofreciendo mayor facilidad para obtener hierro gris, éste suele ser tan grafitoso, que pierde mucho en tenacidad, lo cual hace que no pueda convenir para ciertos usos. En general se emplea con ventaja para lingote destinado al moldeo, puesto que afinándose en cierto modo al sufrir la segunda fusión, queda en mejores condiciones que el hierro fabricado con aire frío, que blanquea por lo comun demasiado en aquella operación.

Por último, el aire caliente realiza sin duda alguna en el gasto combustible, una economía que varía extraordinariamente de unas fábricas á otras, pero que no baja nunca del 14 por 100. Esta economía depende, en primer lugar, de la temperatura que el aire trae al entrar en el horno, en virtud de la cual calienta éste, aún sin necesidad de combinarse con el carbon; y en segundo lugar, de que facilitándose la combustion por la elevada temperatura del aire, se convierte más facilmente su oxígeno en ácido carbónico en la parte baja de la cuba, y no queda á propósito despues para alimentar la combustion en la parte superior. Sin embargo, convertido en óxido de carbono por la accion de un exceso de combustible incandescente, verifica la reduccion de la mena en esta parte, perdiendo mucho del calor que llevaba, al convertir el carbono de cuerpo sólido en cuerpo gaseoso, y sale casi frio por el tragante: lo cual influye poderosamente en que no se queme sin utilidad el combustible en la parte alta de la cuba.

En un principio, la temperaturura de viento inyectado en los hornos, no fué nunca mayor de 300°, en el dia se llega algunas veces, como ya se ha dicho, á 600, es decir, al calor rojo.

Cok y aire frio.—Los hornos que trabajan con cok son por regla general mayores que los de carbon vegetal.

El vientre se coloca en ellos casi siempre á $\frac{1}{3}$ de la altura total, que es por lo ménos el cuádruplo del diámetro del vientre. En muchos casos se prescinde de la obra en estos hornos y aún puede decirse que esta es la tendencia general, á consecuencia de las consideraciones indicadas por Gibbons que aparecen en la página 746.

Es imposible dar reglas fijas acerca de la forma y dimensiones que convienen para esta clase de aparatos; pero debe tenerse siempre en cuenta al establecerlos, que los hornos altos y estrechos, especialmente en la obra, favoreciendo la reduccion de los minerales por el mucho tiempo que permanecen las cargas en su interior, suelen dar productos de mejor calidad; mientras que los hornos que tienen obra y tragante muy anchos y etalajes muy inclinados, favorecen el descenso de las cargas y por lo tanto la produccion, si bien en general á espensas de la calidad del producto.

Este es siempre, cuando se obtiene con cok, más oscuro que cuando se obtiene con carbon vegetal; para el moldeo presenta buenas condiciones porque es blando y no muy agrio, pero las muchas impurezas que contiene, le hacen difícil de afinar.

Cok y aire caliente.—El empleo del viento caliente en los hornos que marchan con cok, produce en ellos efectos enteramente análogos á los que se observan en los hornos de carbon vegetal. Principalmente aumenta la produccion y economiza combustible y, por consiguiente viento, facilitando tambien el trabajo y regularizando la marcha.

El empleo de aire caliente permite el uso de combustibles que, sin su auxilio, no tendrian aplicacion: la hulla, la antracita, la turba carbonizada ó tostada, no hubieran podido emplearse sin calentar el aire; la primera por la imposibilidad de hacerla arder con aire frio, la segunda, por el contrario, por la facilidad con que en otro caso arderia en la parte alta de la cuba.

CLASIFICACION DE LOS HIERROS COLADOS

Los hierros colados, especialmente los que se obtienen con cok, se clasifican por la siguiente escala:

Núm. 1. Hierro colado negro, de grano grueso y salpicado de numerosas plaquitas de grafito. Es poco tenaz, blando, y recibe la impresion del martillo sin romperse. Es el más difícilmente fusible; pero una vez fundido, se mantiene líquido durante mucho tiempo. Sin embargo, no es á propósito para el moldeo por el mucho grafito que contiene.

Núm. 2. Hierro colado gris de grano grueso, que tiene casi todas las propiedades del anterior, aunque ménos acentuadas: es ya á propósito para el moldeo.

Núm. 3. Hierro colado gris de grano fino, que es el más á propósito para el moldeo: no se endurece al colarle, á no ser en las partes muy delgadas, ni corroe la superficie interior de los moldes; presenta una fractura astillosa con algunas estrellas, y cuando se cuela, tiene una gran movilidad.

Núm. 4. Hierro colado gris ceniciento de grano fino, muy brillante en su fractura. Sirve tambien para el moldeo; pero ha

de ser para piezas de grandes dimensiones, porque las pequeñas blanquean al enfriarse súbitamente con la arena húmeda del molde.

Los hierros colados *manchados*, *mezclados* ó *picados*, no se suelen distinguir por números tan frecuentemente como los grises, sin embargo, algunos autores los designan también según que se aproximan más al gris ó al blanco, ó que son próximamente un término medio entre uno y otro, por los números 5, 7 y 6 respectivamente.

Los hierros blancos no se designan nunca con números; y se distinguen en ellos las variedades blanco fibroso, blanco granudo, cavernoso y especular, cuyas propiedades se comprenden con sólo indicar los nombres y de algunas de las cuales se ha hablado ya en la pág. 683.

MOLDEO DEL HIERRO COLADO.

La facilidad con que pueden obtenerse piezas de forma determinada moldeando el hierro colado, hace que se emplee en su estado natural con gran abundancia para muchos objetos, tanto en la industria de las construcciones civiles, como en la fabricación de piezas de maquinaria: y hasta hace poco tiempo se empleaba también para cañones.

La clase de hierro colado más á propósito para el moldeo, es, como antes se ha dicho, el núm. 3, que conservándose mucho tiempo líquido, puede tomar perfectamente la forma de los moldes en que se vierte; y que no endureciéndose con facilidad por un enfriamiento que no sea muy brusco, presenta buenas condiciones para el trabajo ulterior de torno, buril, lima, etc., á que han de someterse, para terminarlas, las piezas fundidas.

Se ha dicho ya en la pág. 766 que no pudiendo tenerse casi nunca una completa seguridad de las condiciones del hierro que se va á obtener en un horno alto, lo más general era no moldear directamente los objetos al hacer la sangría, sinó obtener lingotes que se refunden después, convenientemente clasificados y mezclados para obtener las condiciones que se deseen en

el producto. El aparato que se emplea para esta refundicion, es un horno de cuba especial, que, por su forma, parecida á la de los hornos de que se ha hablado en la pag. 749, recibe tambien el nombre de *cubilote* (1).

El cubilote es una cuba de forma cilíndrica, hecha de planchas de palastro, sujetas por clavos y redoblones como las calderas de vapor, y revestida interiormente de una capa de ladrillos refractarios. Generalmente entre las chapas y el revestimiento interior queda, como en los hornos altos, un espacio que se rellena de materiales, malos conductores del calor, para evitar que el horno se deteriore fácilmente por la elevacion de temperatura, permitiendo algunos movimientos aislados á sus diferentes partes.

La plaza de estos hornos es plana ó cóncava, pero siempre presenta una inclinacion bien marcada hácia un punto, donde se encuentra la piquera. Generalmente es de arcilla ó de una mezcla de ésta y arena cuarzosa muy pura.

Las toberas son dós ó tres y se hallan casi siempre en una misma línea vertical en la trasera del horno. En las chapas de la delantera existen unos garfios de hierro para sujetar una plancha del mismo metal cubierta de arcilla, que tapa un orificio de 28 á 30 centímetros de ancho por 35 á 40 de alto, que hay en esta parte y que sirve para hacer en la plaza las recomposiciones necesarias. En la parte baja de la plancha hay un agujero que es el que sirve de piquera.

Las dimensiones de los cubilotes varían mucho segun el hierro que hayan de fundir, el viento que se pueda inyectar en ellos y el combustible que se emplee. Los que consumen cok deben tener de 2^m á 3^m,50 de altura, y si son de carbon vegetal pueden ser más altos: de 3 á 4 metros. El diámetro debe oscilar entre 60 y 80 centímetros. La altura de las toberas sobre la plaza es tanto mayor, cuanto más compacto sea el combustible; en los ligeros debe ser de 20 á 25 centímetros y en los fuertes de 40 á 50.

(1) En nuestro país, donde no existen, al menos que yo sepa, hornos altos contruidos de hierro en su parte exterior, el nombre de *cubilotes* se aplica exclusivamente á éstos hornos de refundicion del hierro colado para moldearle.

El objeto de colocar las toberas unas sobre otras es poder dar viento al principio en la proximidad de la plaza é ir elevándole á medida que se eleva el baño metálico, para lo cual se van tapando las toberas inferiores con arcilla cuando se ve que el nivel del hierro colado va llegando á ellas.

Sobre el cubilote, y con objeto de arrojar las llamas y los humos fuera del taller, se coloca una cúpula con un tubo de desprendimiento ó una especie de campana de chimenea.

La forma interior de los cubilotes suele ser la cilíndrica, estrechando un poco en la plaza. También se construyen de forma de cuba como los hornos altos modernos.

El trabajo de los cubilotes es sumamente sencillo. Se empieza por llenarlos de carbon y se da fuego; cuando el color y el aspecto de la llama que sale por la chimenea indica que tienen ya la temperatura necesaria, se va echando encima el lingote, escogido y mezclado, segun se ha dicho, cubriéndole siempre con una capa de carbon; cada 8 ó 10 minutos se hace una carga, y cuando se ve que empieza á gotear el hierro por la piqueta, que se habia dejado abierta, se tapa con una bola de arcilla.

Cuando todo el metal que debe constituir la carga se ha fundido y llega á la altura de la última tobera, se sangra, recibiendo el metal en grandes cazos, revestidos de arcilla, en los cuales se lleva á los moldes. Cuando estos son muy grandes se hace una reguera, por la cual corre el metal hasta el molde mismo que se tiene enterrado en fosas practicadas en el piso del taller.

En el caso de que las escorias no corran bien, lo cual procede de que se hacen muy silíceas, porque disuelven parte de las paredes del horno y porque siempre hay pegada á los lingotes alguna cantidad de la arena que formaba los moldes en que se recibieron al sangrar el horno alto, se agrega un poco de castina.

Terminada una operacion, se quita la plancha de la piqueta, se limpia bien la plaza de las materias que se le puedan haber adherido y se procede á una nueva carga.

La construccion de los moldes en que se ha de verter el metal para obtener los objetos que se desean, se hace de un

modo análogo al que se indicó en las páginas 573 y 574 para el bronce; la sustancia de que los moldes se forman es arena, arena y tierra mezcladas, ó arena y carbon en polvo; preferentemente esta última. Al construir los modelos debe tenerse en cuenta que el metal al solidificarse sufre una contraccion muy digna de tenerse en cuenta y que llega á $\frac{1}{10000}$ del volúmen del objeto; por cuya razon suelen tenerse en los talleres de modelos, reglas ó medidas cuya longitud es de 101 centímetros y que están divididas en 100 partes; tomando con estas reglas las dimensiones de los modelos, como si las divisiones fueran centímetros, se logra aumentar en un céntimo las dimensiones lineales del objeto, que al contraerse en la proporcion enunciada, queda precisamente con las que debe tener.

Cuando se quiere que los objetos tengan su superficie muy dura, como por ejemplo, en el caso de fabricarse cilindros laminadores ú otros análogos en los que importa conservar el interior de una clase de hierro que no sea quebradizo, se vacían en moldes de hierro colado, de mucho espesor, y cubiertos con una ligera capa de arcilla. De este modo el enfriamiento brusco que sufre el metal que se pone inmediatamente en contacto con el molde le hace blanquear; pero como el calor trasmitido á éste por el metal líquido eleva pronto su temperatura, el interior tarda bastante en enfriarse, y conserva las condiciones de buen hierro colado gris.

Hierro maleable.—Como ya se ha dicho en la pág. 682, sometido el hierro colado á ciertas condiciones, puede decarburarse casi por completo, convirtiéndose en una especie de hierro dulce, flexible y maleable casi en el mismo grado que este y que se designa, por lo tanto, con el último de estos adjetivos.

Las piezas de hierro maleable presentan por punto general una fractura fino-granuda, blanca ó gris y brillante; se pueden limar como el hierro dulce, y adquieren tan buen pulimento como el acero. Pueden tambien doblarse y martillarse sin que se rompan, y ofrecen á las herramientas una resistencia más pequeña que la del hierro colado, y mucho más pequeña que la del acero.

Para fabricar el hierro maleable, se emplean de preferencia

hierros colados de buena calidad, fabricados con carbon vegetal. Estos se funden en crisoles que contienen generalmente 30 kilogramos, y se moldean luego piezas complicadas, cuyo forjado costaria muy caro. Por lo comun son delgadas, y á consecuencia de esto, blanquean mucho al vaciarlas en los moldes, de manera, que cuando salen de estos, son muy quebradizas y no se dejan morder por la lima.

Se colocan despues en crisoles de hierro colado, que se rellenan de óxido de hierro ó de óxido de zinc, colocando una capa entre cada dos de estos objetos. Despues se tapan los crisoles, se enlodan las tapaderas y se colocan unos sobre otros en hornos de forma rectangular, cuya temperatura se va elevando poco á poco, de modo que no llegue al rojo vivo hasta pasadas veinticuatro horas; á esta temperatura se mantiene el aparato, durante tres, cuatro ó cinco dias, segun que las piezas sean ménos ó más gruesas, y segun el grado de maleabilidad que se quiera conseguir. Cuando la experiencia dice que ha llegado el momento oportuno, se deja enfriar el horno, tambien poco á poco, y una vez frio, se sacan los crisoles, se destapan y se extraen de ellos los objetos que se pueden ya limar y concluir.

Los objetos delgados se tuercen y se pliegan fácilmente; pero en los gruesos en que la decarburacion no ha podido llegar por completo al centro, queda siempre un núcleo de hierro colado que se rompe si las piezas tratan de doblarse.

A un calor suave el hierro maleable se forja bastante bien; pero en cuanto llega al blanco salta bajo el martillo, y á un calor más fuerte, da muchas chispas y se desgrana por completo.

Algunas variedades que proceden de hierros colados que despues de refundirse en el cubilote se han vaciado en moldes de arena muy caliente, se pueden soldar consigo mismas, con el hierro y con el acero.

Calcinacion de las menas.—Cualquiera que sea el sistema de beneficio á que hayan de someterse las menas de hierro para obtener de ellas hierro colado, es conveniente siempre, y necesario en algunos casos, que al tratamiento en el horno alto preceda una calcinacion, á consecuencia de la cual, se desprendan el agua y el ácido carbónico, si existen en la mena; y

sufra ésta, en todos los casos, una alteracion que la permita desagregarse con más facilidad.

La calcinacion de las menas de hierro se hace en montones algunas veces, y más generalmente en hornos de cuba, cuya forma varía bastante en los detalles, pero que se parece en conjunto á la de los empleados en la cochura de la cal ó de la calamina. Como combustibles se emplean la leña, la hulla y á veces el gas.

En Rohnitz, en Hungría, se emplean para el objeto hornos especiales enteramente abiertos por la parte inferior, lo cual permite una calcinacion más completa de los carbonatos, y evita la necesidad de quitar periódicamente las barras de las regillas para permitir el descenso de las cargas. Su planta es una especie de elipse formada por un rectángulo, cuyos lados cortos están sustituidos por dos semicírculos. Alrededor de este espacio hay 10 columnas semi-cilíndricas de hierro colado, en cuyos costados se apoyan las barras de una regilla formando escalones. Sobre estas columnas, que tienen 1^m,50 de altura, descansa por el intermedio de unas planchas de hierro la mampostería de la cuba, cuya altura es de 3^m,75. En el interior hay una especie de cenicero formado por unas chapas de palastro agujereadas, sostenidas en pilares de mampostería y que afectan la forma de un prisma triangular, apoyado sobre una de sus caras. Todo el horno tiene su correspondiente engatillado. La planta del horno tiene 7 metros de longitud por 2^m,13 de anchura.

El espacio inferior de estos hornos se llena de leña, sobre la cual se cargan 900 quintales métricos de mineral en capas alternantes con otras de cisco. Cada día se sacan y se cargan 225 quintales de mena, en cuya calcinacion se consumen 100 kilogramos de carbon y 4 metros cúbicos de leña.

Por punto general los gastos de trituracion de las menas y el consumo de combustible en el horno-alto, disminuyen cuando aquellas han sufrido una calcinacion prévia; por consiguiente, debe estudiarse en cada caso particular el precio á que resulta el lingote, segun que la mena esté ó no calcinada; y siempre que no aumente por la calcinacion, debe emplearse ésta, porque desprendiéndose con el agua y el ácido carbónico algunos otros

cuerpos cuya presencia es perjudicial en las menas y en el lingote obtenido, la calidad de éste mejora siempre.

Produccion del hierro colado.—La produccion del hierro colado en el mundo llega á una cifra que asombra, sobre todo, si se considera que hace poco más de un siglo que este producto ha empezado á tener extensas aplicaciones. Segun el *Iron and Steel Institute*, llega á cerca de 15 millones de toneladas inglesas, repartidas en la forma siguiente:

Inglaterra.....	6.741.329 toneladas.
Estados-Unidos.....	2.695.000 »
Alemania.....	1.664.802 »
Francia.....	1.381.000 »
Bélgica.....	652.565 »
Austria-Hungría.....	424.606 »
Rusia.....	354.000 »
Suecia.....	322.000 »
Luxemburgo.....	300.000 »
Canadá.....	100.000 »
Italia.....	72.709 »
España.....	54.000 »
Noruega.....	20.000 »
América del Sur.....	15.000 »
Japon.....	9.370 »
Suiza.....	7.500 »
Asia.....	40.000 »
África.....	20.000 »
Australia.....	10.000 »
TOTAL.....	14.883.881 toneladas.

V.

CONVERSION DEL HIERRO COLADO EN HIERRO DULCE.—Afino en forjas; métodos francés y alemán.—Afino en hornos de puddler; horno Danks; horno Pernot.—Cinglado.—Fabricacion de barras, planchas y alambres.

Aun cuando la industria moderna emplea en grande escala el hierro colado en la forma que acaba de decirse, hay otros muchos empleos para los cuales le hace inaplicable su fragilidad, tanto mayor cuanto más se aproxima á la variedad llamada fundicion blanca: esta circunstancia hace preciso convertir una gran parte del hierro colado que procede de los hornos altos, en hierro dulce.

La manera de verificar esta conversion consiste siempre en someter el hierro colado á una fusion oxidante, en virtud de la cual, los cuerpos que más fácilmente se combinan con el oxígeno, como el carbono, el silicio, etc., se oxidan preferentemente en union con una parte del hierro y pasan á formar escorias muy ricas, de las cuales se ha hablado ya en la pág. 693, y que sirven como menas de hierro; la mayor parte del metal queda por lo tanto libre de cuerpos extraños y adquiere las propiedades del hierro próximamente puro, conocido en el comercio con el nombre de hierro dulce.

Los procedimientos de afinado del hierro colado consisten todos ellos, en su esencia, en lo que acaba de indicarse; pero los detalles de las operaciones y la clase de los aparatos en que éstas se verifican, varían bastante para dar lugar á divisiones más ó menos numerosas. En general, los métodos de afinado se pueden dividir en dos grupos: 1.º aquellos en que la operacion se hace de una vez y en forjas; 2.º aquellos en que se verifica

en dos períodos distintos, el último de los cuales tiene lugar en un horno de reverbero.

El primero se conoce con el nombre de *afino en forjas* y se subdivide en una porcion de métodos distintos que llevan, por lo comun, el nombre de las localidades en que se emplean; por ejemplo, el método aleman, el sueco, del Franco-Condado, etcétera. El segundo se llama procedimiento inglés ó *puddlage*, porque los hornos de reverbero en que se verifica la segunda parte de la operacion, se llaman *hornos de puddler*, del verbo inglés *to puddle* (remover, amasar).

Afino en forjas.—El afino en forjas se ha usado exclusivamente como medio de convertir en hierro dulce el hierro colado hasta principios del siglo actual. Como ejemplo de éste método puede citarse el afino aleman, que es casi idéntico al que se usa en Francia en el Franco-Condado, y con pequeñas variaciones, igual á los demás métodos enumerados antes, relativos al afino en forjas.

Una forja de afino del Franco-Condado consiste en un espacio de figura rectangular, formado por cinco planchas de hierro, que se parece mucho á una forja catalana. Cada plancha tiene su nombre particular: la que forma el fondo de la cavidad se llama *fondo ó plaza*; la que está atravesada por las toberas *warma*; la opuesta á ella *contraviento*; la posterior se llama *rustina ó restanca*; y la anterior, que está tambien atravesada por uno ó más agujeros, á traves de los cuales han de salir las escorias, se llama *chio, laitrol ó mano*. La forma de todas estas planchas es rectangular; pero algunas veces la *warma* se hace un poco más alta por el lado de la mano que por el de la *rustina*, á fin de que si se colocan en ella dos toberas, se pueda poner más elevada la correspondiente á la mano.

La colocacion de todas estas planchas es tal, que solamente la mano se apoya sobre la plaza, quedando las demás separadas de ella. Esta disposicion tiene por objeto poder reemplazar esta última fácilmente cuando se deteriora; lo cual suele suceder al cabo de una semana y á veces de ménos tiempo de trabajo. Construida la forja del modo que se ha dicho, basta levantar la plancha de mano para poder quitar la plaza y colocar en su sitio la nueva que debe reemplazarla.

Las planchas de hierro se colocan en la forja sobre unas cuantas hiladas de ladrillos ó sobre un lecho de mampostería, que se recubre con una capa de arcilla bien apisonada; en la mampostería se practican los oportunos canales de humedad, y si el terreno es de tal naturaleza que pudieran temerse demasiado las consecuencias de ésta, se coloca la forja entera sobre una caja de hierro colado que la aisle por completo del terreno. En todos casos se pone debajo del fondo de la forja una caja de hierro de 20 centímetros de altura, y cuyas dimensiones horizontales son próximamente las de la forja, por cuyo interior se hace correr agua, cuando se saca la zamarra, en cuyo momento es cuando la temperatura llega á su máximo. Las piezas que forman la forja se sujetan unas á otras con cuñas y con escuadras de hierro.

Con objeto de aumentar todo lo posible la temperatura, se suele colocar la warma un poco inclinada hácia el interior de la forja, y el contraviento lo mismo, dando á éste—á la inversa de lo que sucede en las forjas catalanas—una forma ligeramente cóncava. Unicamente cuando se trata de obtener zamarras de mucho peso, se hace un poco más ancha la forja por la parte superior, inclinando hácia afuera el contraviento, para facilitar la salida de aquellas. La plaza no es tampoco completamente horizontal, sinó que está más baja por el ángulo que forman el laiterol y el contraviento, que por el de la rustina y la warma. Esta inclinacion se le da por medio de cuñas colocadas en los lados de este último ángulo.

Antiguamente las forjas del Franco-Condado tenían una sola tobera de 40 milímetros de longitud, por 27 de anchura; ahora se hacen con dos de 27 milímetros por 24, y en ámbos casos su ojo tiene la forma de un rectángulo terminado en la parte superior por un semicírculo. Desde hace treinta ó cuarenta años han empezado á usarse, con buen éxito, toberas de ojo muy chato, de 40 milímetros de longitud por 10 solamente de altura, que obligan al viento á extenderse formando una hoja.

Las toberas, cuando se emplea aire frío, son siempre de cobre; y también pueden emplearse del mismo metal cuando la temperatura del viento no pasa de 200° C.; pero naturalmente en este caso se deterioran más fácilmente que en aquel. Cuando el

viento tiene mayor temperatura, se emplean toberas de hierro colado con corrientes de agua. Las busas son siempre dos, de hierro colado, de ojo circular y de 24 á 26 milímetros de diámetro.

Para trabajar en una forja de afino se empieza por llenarla de carbon grueso, y en la delantera se pone cisco húmedo; se colocan los lingotes de hierro colado sobre la rustina, de manera que formen escuadra con ella y que la extremidad que corresponde al interior del horno esté un poco caída hácia dentro, se ponen unos carbones encendidos en la parte de la warma y se da viento. Cuando está todo bien encendido y los lingotes se han enrojecido y empezado á fundirse por el extremo próximo á la tobera, se van aproximando cada vez más al interior, agregando algunos desperdicios de la última operacion ó algunas paladas de batiduras, á fin de producir las escorias necesarias para que cubran completamente la zamarra.

En cuanto empieza á fundirse una parte de los lingotes, se introduce en el aparato un espeton y se empieza á remover el hierro colado líquido, separándole de la warma y llevándole hácia el centro de la plaza para exponerle á la accion del viento.

Si la operacion ha de tener buen éxito, es necesario que el lingote de hierro se funda gota á gota, y á fin de conseguirlo, se coloca de manera que, como ántes se ha dicho, el extremo más próximo al interior esté algo más bajo que el otro, manteniéndose á una altura de 10 ó 12 centímetros sobre la tobera y á 3 ó 4 de distancia del contraviento.

Las escorias se funden con rapidez, y sirven para rodear y recubrir la zamarra, impidiendo que la accion del viento queme demasiado hierro. Cuando la afinacion ha llegado al punto conveniente y las masas de hierro se manifiestan con una consistencia más ó ménos pastosa, se reunen unas á otras por medio de espetones y se forma una verdadera zamarra, que se levanta sobre los espetones mismos y se va exponiendo por todas sus partes á la accion del viento, á fin de convertirla en hierro casi completamente puro por la combustion del carbono, silicio, etc. La zamarra, formada de este modo, se divide en tres ó cuatro trozos, que se colocan sobre la carga de carbon, de manera que se hallen más próximos al contraviento los que

antes estaban más cerca de la warma, y recíprocamente: se aumenta la cantidad de viento y pronto se funden nuevamente las zamarras y, atravesando el carbon, caen al fondo, donde el obrero vuelve á removerlas con su espeton. Una parte de la masa que está en un estado pastoso se adhiere á la herramienta; el obrero la sumerge en agua fria, despues la desprende dándola un martillazo, y la vuelve á colocar en la forja, más ó ménos próxima á la tobera segun el grado de su afino, del cual juzga por la adherencia al espeton.

Al cabo de dos ó tres levantes de esta especie, segun la mayor ó menor práctica del obrero, el hierro está completamente afinado y se procede á la formacion de la zamarra, disminuyendo el viento y levantando toda la masa de hierro por cima de la tobera: se limpia bien del cisco, y de las escorias que la recubren, se buscan en el fondo de la forja con el espeton todos los trozos de hierro que han podido quedar en él, y se aumenta luego rápidamente la temperatura, poniendo más combustible y dando más viento, á fin de fundir otra vez la masa, para que se separen perfectamente las escorias. El hierro se reune de nuevo en el fondo del crisol, se arroja sobre él una palada de batiduras, para que se aglomere más fácilmente, y despues se saca para cinglarlo bajo el martillo ó de otro modo cualquiera.

Quando se afinan hierros colados grises se tardan en la operacion dos horas y cuarto, obteniéndose próximamente una zamarra que pesa el 75 por 100 del hierro colado que se somete á la operacion: éste suele ser en cantidad de 88 kilogramos. El consumo de combustible en cada operacion es de cuatro hectólitros y medio.

En algunas fábricas, aunque no es lo más comun, se afina el hierro por el procedimiento que se llama de *adherencia* (1), lo cual tiene, segun Karsten, las ventajas de aumentar la produccion, disminuir el consumo de combustible y proporcionar una cantidad de hierro de muy excelente calidad; sin embargo,

(1) En francés *par attachement*; en aleman se designa este método por las palabras *Anlaufnehmen* ó *Anlaufenlassen* que quieren decir por abultamiento ó hinchazon.

la generalidad de los fabricantes dicen que no es bueno este método, porque empeora la calidad de la zamarra.

Para trabajar por adherencia, el obrero, antes de levantar la zamarra y cuando la masa empieza á hervir, introduce su espeton hasta la altura del plano horizontal que pasa por la tobera y le pasea de la mano á la rustina: poco tiempo despues observa que se adhieren al mismo algunos trozos de hierro, y entonces procura separar los carbones y formar sobre la zamarra un hueco en el que mete y revuelve el espeton hasta que nota, por su peso, que se adhiere nueva cantidad de metal; le saca, le introduce en agua fria para facilitar la separacion de las escorias, le da unos cuantos golpes con el martillo para aglomerar el metal, y por fin le enfria otra vez en agua, lo cual hace que se verifique antes la adherencia de nueva cantidad de hierro. Lúego le vuelve al hueco formado en la carga y continúa del mismo modo hasta que la *zamarrilla* formada llegue á un peso de 8 á 10 kilógramos. Conseguido esto, se separa del espeton y se forja por el ayudante, sometiendo mientras tanto el maestro otro espeton á las mismas operaciones.

En este método hay que conservar en la forja algunas escorias para que el hierro no se oxide: cuando llegan á la altura de la tobera se da salida á una parte de ellas destapando algunos de los chios ó agujeros de sangría.

Terminado el trabajo por adherencia, se forma la zamarra como en el método ordinario. La cantidad de hierro que se obtiene por adherencia es muy variable, y depende de la calidad del hierro que se afina, y de la práctica y habilidad de los obreros. A veces sólo se obtienen tres, dos, y hasta una zamarrilla; en otras ocasiones se llegan á obtener 9 ó 10. Una de las condiciones esenciales en este método, es la de dar la mayor cantidad posible de viento.

Para que el hierro obtenido por adherencia tenga la calidad que debe, es necesario que se adhiera al espeton antes de haber caido sobre la zamarra; algunos obreros, para obtener mayor cantidad de este producto, inclinan el espeton hasta introducirle en la zamarra que se está formando, y obtienen así mucho más fácilmente la adherencia; tambien se consigue el mismo resultado levantando con el espeton la zamarra y volviendo á fundirla, con

lo cual se origina una gran pérdida y se forma un hierro duro y acerado; por lo cual no conviene usar de estos medios, sino hacer las adherencias en las condiciones que se han indicado al principio.

Segun el modo de colocar los lingotes que van á afinarse, para que se fundan más ó ménos rápidamente, y segun la manera de operar, varían los diferentes métodos de afino; en algunas fábricas, por ejemplo, las de Borgoña, no se hacen levantes, sino que se procura que el afino del hierro se vaya verificando á medida que se hace la fusion, para lo cual se trabaja sobre cantidades de metal más pequeñas y se colocan los lingotes á mayor altura sobre la tobera, de tal modo, que queden á 8 ó 10 centímetros sobre la capa de viento lanzada por ésta.

En otros establecimientos de diferentes localidades varía algo el afino, en pequeños detalles, que no tienen verdadera importancia.

Generalmente se emplean en este trabajo, cualquiera que sea el procedimiento particular de que se haga uso, seis obreros, distribuidos en dos relevos, cada uno de los cuales se compone de dos maestros, que alternativamente afinan en la forja y cinglan y estiran el hierro en el martinete, y un ayudante que acude indistintamente á los puntos en que hace falta. El carbon está á cargo de otro obrero. Este personal trabaja seis ú ocho horas, al cabo de las cuales es relevado por el otro y descansa otras tantas.

Los primeros hogares de afino fueron descubiertos, segun se ha dicho ya; pero pronto se comprendió que con este procedimiento se perdía una gran cantidad de calor, que podia utilizarse recubriendo la forja con una bóveda, colocada á metro y medio próximamente de la plaza, y apoyada bien sobre muros, bien sobre planchas gruesas de hierro colado, bien sobre planchas delgadas, revestidas por la parte interior con tabiques de ladrillos. En todos casos existen en estas paredes orificios ó puertas de mayor ó menor tamaño, que sirven para introducir los lingotes y para verificar el trabajo de las zamarras.

Por este medio se obtiene una economía de cerca de 20 por 100 en el gasto de combustible; y esta economía es tanto mayor cuanto ménos concienzudamente trabajan los obreros en

la forja sin cubrir; pero en cambio de esta ventaja presentan las bóvedas un inconveniente de alguna entidad, y que obliga á hacer frecuentes limpiezas en ellas, si no se quiere obtener un producto de condiciones poco recomendables. Durante el trabajo se adhieren al intrados grandes cantidades de un polvo muy fino, que la corriente gaseosa arrastra y que se compone de escorias, cenizas del combustible y carbon. Este polvo, acumulándose durante algun tiempo, llega á formar una capa bastante gruesa para que la adherencia que tiene con la bóveda no pueda sostenerla; y en este caso cae al crisol, y mezclándose con los productos líquidos que en él se encuentran, altera notablemente la calidad del hierro.

Limpiando frecuente y cuidadosamente el interior de la forja, y en particular la bóveda, se evita este mal resultado; y en el caso de que no caiga el polvo de que se ha hecho mérito, la calidad de los productos obtenidos en forjas cubiertas, no desmerece de la que tienen los de hogares descubiertos; pero el tiempo y los jornales empleados en las limpiezas, aminoran bastante la economía obtenida por el mejor aprovechamiento del combustible.

La cantidad de viento que se lanza en una forja relativamente á la cantidad de combustible que en ella se consume, es siempre bastante pequeña para que los productos de la combustion se compongan de gases carburados, en la mayor parte de los cuales sólo se ha verificado una combustion imperfecta. De aquí resulta que cuando salen por el tragante de la bóveda, llevan en sí una porcion de elementos combustibles, capaces de desarrollar una gran cantidad de calor si se queman por completo; y para aprovechar esta cantidad de calor, se ha hecho llegar esos gases á hornos de reverbero, en los cuales se calientan el hierro colado que se vá á afinar y el hierro dulce obtenido, para forjarle; ó bien al hogar de calderas de vapor, donde se aprovechan para producir la fuerza que ha de mover los fuelles, los martillos, cilindros, etc., ó á los aparatos de calefaccion del aire, si éste no se emplea frio, como suele suceder muchas veces.

La más frecuente de estas aplicaciones es la primera; y en este caso los hornos de reverbero se suelen dividir en dos departamentos, de manera que uno de ellos, que es el más próxi-

mo á la forja, sirve para calentar los lingotes que se destinan al afino, mientras el otro se emplea para dar al hierro dulce obtenido las caldas precisas para forjarle. En el primer compartimento existe, como es natural, una puerta para el trabajo, y en el caso de que esta se cierre por completo, debe existir tambien un conducto por donde pueda penetrar el aire necesario á la combustion de los gases.

La chimenea debe ser de poca altura, porque si el tiro es grande, se introduce en el horno por la abertura que se acaba de indicar, una corriente de aire muy activa que le enfria en lugar de calentarle. Como todas las chimeneas, debe tener un registro para arreglar el tiro, y en su consecuencia, la temperatura obtenida. A pesar de todo, no puede conseguirse nunca que esta llegue al rojo blanco, á no ser que se introduzca tambien en el horno aire caliente.

La economía de carbon, que es naturalmente mayor en el caso de calentarse el hierro colado en este horno que en el caso de introducirse frio en la forja de afino, se hace mucho ménos sensible cuando se estira el hierro con martinete y se calientan las barras en la misma forja, que cuando se hace el trabajo del hierro dulce en cilindros; porque en el primer caso, los obreros, teniendo que ocuparse del forjado al mismo tiempo que del afino, llevan este con demasiada lentitud, y por lo tanto, consumen mayor cantidad de carbon que si le hicieran más de prisa.

El empleo del aire caliente en el afino del hierro colado produce, lo mismo que en la obtencion de éste, una economía de combustible y una facilidad mayor en el trabajo, porque la decarburacion se hace con mucha ménos energía durante la fusion, y á consecuencia del poco tiempo en que ésta se verifica, resulta más rápida que en las forjas con aire frio, obteniéndose tambien una pérdida ménos considerable de hierro colado, porque se oxida ménos en virtud de la rapidez con que se verifica la operacion.

En el afino se ha hecho uso de todo género de combustibles vegetales, inclusa la turba: la leña en su estado natural, seca y tostada, ya solas, ya mezcladas una con otra, y con el carbon, se ha empleado con éxito más ó ménos satisfactorio; pero como

la importancia del afino en forjas ha disminuido muy notablemente desde la introduccion del puddlage, por la mayor facilidad que lleva consigo el empleo de los combustibles minerales, no se han hecho grandes estudios comparativos acerca de las ventajas é inconvenientes que pueden resultar del empleo de estos combustibles.

Afino en reverberos ó puddlage.—La conveniencia de tratar cantidades considerables de hierro colado á la vez en grandes establecimientos, y la de emplear combustible mineral, vista la escasez cada vez más notable del vegetal, hizo que á fines del siglo pasado, en 1787, dos ingleses, llamados Cort y Parnell, idearan el afino en hornos de reverbero, que despues ha sufrido muchas modificaciones y experimentado muchas mejoras, para llegar á constituir hoy un método importantísimo; exento ya éste de la mayoría de los defectos que en un principio tenia, se usa casi exclusivamente para el objeto á que antes se destinaron, durante un espacio breve de tiempo, las forjas de afino.

El afino en reverberos emplea como combustible la hulla; y aunque bien pudiera emplearse en el mismo la leña, se comprende que esto no podria tener ventajas económicas, atendiendo al precio de uno y otro combustible. Consta siempre, como se indicó al principio de este párrafo, de dos operaciones separadas y que se practican en aparatos distintos. La primera, que tiene por objeto privar al hierro colado de una porcion del carbono que contiene y de la mayor parte del silicio y de otras impurezas, se verifica en una especie de forja, semejante á las empleadas en el otro método, pero siempre con un número de toberas mucho más considerable. La segunda se verifica en un horno especial de reverbero, y su objeto es eliminar el resto de las impurezas, especialmente el carbono, convirtiendo el producto intermedio obtenido en la primera operacion, en verdadero hierro dulce, que despues se forja en los mismos establecimientos convirtiéndole en las variadas clases de hierros en barras, planchas, ruedas, cinchos, etc., que se conocen en el comercio.

Los hierros colados que se destinan al afino por el método en hornos de reverbero, conocido por el nombre de método

inglés, son los más impuros, procedentes del tratamiento de menas ordinarias en hornos altos con cok ó con hulla de no muy buenas condiciones: los que proceden de minerales escogidos y de buenos combustibles minerales, ó de carbon vegetal, se siguen aún afinando por el método alemán, porque este basta para dejarlos suficientemente puros.

OBTENCION DEL METAL SEMI-AFINADO.—Una forja inglesa de afino consiste en un crisol rectangular de grandes dimensiones, generalmente 1^m,25 de longitud, 90 centímetros á 1 metro de anchura y 25 á 30 centímetros de profundidad, formado lateralmente por cajas de hierro colado, por cuyo interior circula una corriente de aire ó de agua para mantenerlas constantemente á una temperatura que no las permita fundirse. La única cara lateral de la forja que no es hueca, es la mano, que generalmente está constituida por una plancha de hierro colado de 7 á 8 centímetros de espesor, con una entalladura en la parte baja para dar salida á las escorias que se producen y al metal semi-afinado, que se conoce en francés y en inglés con el nombre de *fine-metal*, tomado de este último idioma.

La plaza no es de hierro colado, sino de ladrillos refractarios puestos de canto, ó de arena refractaria bien apisonada.

El número de toberas en estas forjas es siempre de 6 ú 8, colocadas por mitad en cada uno de los lados largos, y cuya altura é inclinacion dependen de la cantidad del hierro que se afina y del combustible que se emplea. Están repartidas en la forja de manera que las de un lado correspondan á los intervalos que dejan entre sí las del otro. Salen de 10 á 12 centímetros de las paredes por la parte interior, y el ojo debe entrar en el baño de escorias que ha de recubrir el metal durante el afino. Esta última circunstancia, que las hace estar sometidas á una temperatura elevadísima, exige que sean de circulacion de agua, como las que se han descrito al hablar de los hornos altos.

Sobre todo el aparato, é insiendiendo sobre un marco de hierro colado que se apoya á su vez sobre columnas ó planchas del mismo metal, suele existir una chimenea de 4 á 5 metros de altura, cuyo único objeto es dar direccion á los gases que se desprenden de la forja á fin de que no molesten á los obreros. En una gran parte de las fábricas inglesas no existe chimenea, sinó que están

las forjas colocadas en condiciones parecidas á las de las forjas catalanas.

La fig. 103 representa una forja inglesa de afino, *f* es el crisol: *t t* las toberas de agua, como los de los hornos altos: *A A* las paredes huecas del crisol ó forja que, en este caso, son de circulacion de agua: *b b* los tubos que conducen el aire á las toberas. En la parte superior aparecen otros depósitos de agua *a a*, de los cuales se alimentan las toberas por medio de los tubos

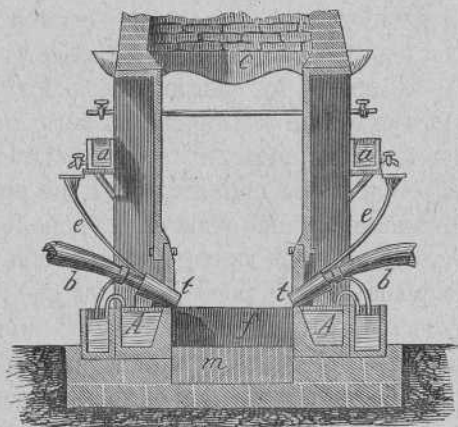


Fig. 103.

con sus embudos *e e*; *m* es la plaza y *c* la chimenea para dirigir los gases fuera del taller.

Cuando se ha terminado una operacion, el maestro tapa con arcilla la piqueta y recubre interiormente con polvo de cok la *mano*, que, como acaba de decirse, es la única pared sólida del aparato: mientras tanto, los ayudantes llenan rápidamente de cok el interior del hogar, hasta una altura de 20 centímetros por cima de las toberas: luego cargan una capa ligera de escorias ó de batiduras, que tiene por objeto recubrir la plaza antes de que se funda el metal, para protegerla contra la accion destructiva de éste y de las herramientas, y en seguida colocan los lingotes de hierro colado, simétricamente á uno y otro lado de la forja y apoyándolos en parte sobre el saliente de las toberas.

La cantidad de lingotes que se carga, depende, como es natural, de la mayor ó menor facilidad que presentan para el afinar: cuando son fáciles de afinar se llega hasta una carga de 1.700 á 1.800 kilogramos: cuando el afinar es difícil, no se puede pasar de 1.200 á 1.300 y algunas veces no se carga más que una tonelada.

El intervalo que queda entre los lingotes se rellena de cok, con el cual se forma tambien una capa sobre el total de la carga. Una vez terminada ésta, se da viento y se deja que el hierro colado vaya fundiéndose poco á poco; pero como antes de fundirse se halla sometido á la accion de las fuertes corrientes de aire que entran por las toberas, los cuerpos más oxidables como el silicio y el fósforo se oxidan y tambien una parte del carbono, lo que da lugar á un entumecimiento muy notable del metal, que queda por el momento con una estructura ampollosa en virtud del desprendimiento del óxido de carbono formado.

Una vez fundido el metal, va cayendo en gotitas al fondo de la forja, donde queda cubierto por las escorias que ha formado la sílice procedente de la oxidacion del silicio, combinada con algo de óxido de hierro y con muchas de las impurezas. La inclinacion de las toberas hace que los dardos de viento separen esta capa de escorias y actúen todavía sobre el metal fundido oxidando aún más hierro y más carbono.

Cuando ya se ha fundido todo el hierro colado, ó cuando los lingotes se han deshecho y han caido al crisol, aunque en éste se encuentren algunos trozos sin fundir por completo, el maestro introduce un espeton hasta el fondo, busca con él las partes que aún permanecen sólidas, y las vuelve á subir á la superficie para hacerlas sufrir de nuevo la accion del viento y la temperatura consiguiente al mismo; limpia bien las toberas, y si hay demasiadas escorias en el aparato, hace que salgan algunas por la piquera para que no estorben al trabajo, no dejando más que las necesarias para evitar que el afinar vaya demasiado lejos y el metal pueda coagularse por falta del carbon suficiente para mantenerlo líquido.

Cada 15 ó 20 minutos repite esta operacion y remueve bien las materias contenidas en la forja para que, mezclándose íntimamente unas con otras, resulte toda la masa con el mismo

grado de decarburacion. Cuando saca la herramienta, observa cuidadosamente las escorias que han quedado adheridas á la misma, de cuyo aspecto va á deducir el estado de la operacion. Al principio las escorias se apagan y ennegrecen inmediatamente que la herramienta ha salido del hogar; cuando va aproximándose el final de la operacion, las escorias permanecen rojas durante algun tiempo; y cuando ha llegado á su término, una vez frias, se presentan perfectamente blancas.

Cuando esto sucede, el maestro rompe la piqueta y recibe el metal en una lingotera de hierro colado, de paredes muy gruesas ó formada por cajas de agua, con objeto de que se enfrie muy pronto. Las placas obtenidas deben ser muy delgadas y además de enfriarse pronto, por los medios que se acaban de indicár, se riegan con agua para que el hierro colado resulte muy ágrío y pueda romperse fácilmente á golpes hasta dejarle reducirlo á *chapetas* de 15 á 20 centímetros de lado.

Mientras el maestro hace la sangría, los ayudantes limpian el crisol, y vuelven á cargar cok para la operacion siguiente. Una vez hecho esto, y mientras el lingote se funde, sacan de los moldes el *fine-metal* obtenido, limpiando primero la capa de escorias que le recubre siempre.

Segun la marcha que lleva la afinacion, así se observa uno de dos hechos: ó el fondo del crisol tiende á elevarse porque en él se fijan algunas cantidades de hierro afinado en demasía, ó por el contrario, parte de los materiales que le constituyen, se funde, lo cual origina una degradacion progresiva del mismo. Lo primero se remedia haciendo que la carga sea más pequeña y más difícil de afinar; porque de este modo el exceso de carbon que llevan los lingotes, carbura y funde los trozos adheridos al crisol; en el segundo caso, se aumentan las cargas y, si es posible, se hacen con hierros colados muy puros á fin de que alguna parte de ellos se pueda pasar de punto y fijarse sobre el crisol.

Cuando el crisol empieza á deteriorarse demasiado y no se puede corregir el defecto por ninguno de los dos medios que acaban de indicarse, hay que parar la operacion y hacer de nuevo la plaza..

No es sólo el aspecto de las escorias al solidificarse el que indica el final de la operacion: tambien sirve para conocer si el

producto está en mejores ó peores condiciones el modo de presentarse el metal en la sangría. Cuando no desprende apenas chispas, la operacion no está terminada; si por el contrario está cubierto de una multitud de chispas débiles que toman el aspecto de una verdadera llama, la operacion se ha pasado. Para que esté en su punto, es necesario que el metal desprenda en la sangría abundantes y grandes chispas sin llama alguna; en este caso el metal afinado presenta una estructura muy cavernosa, que le hace á propósito para someterse al puddlage, y es suficientemente quebradizo para romperse con facilidad á golpes. Cuando se ha pasado la operacion, la estructura cavernosa se conserva; pero las propiedades del hierro demasiado puro se aproximan ya á las del hierro dulce y es muy difícil reducirle á trozos por medio de mazas.

Una forja de afino inglés de seis toberas afinando hierros colados de calidad mediana con buen cok como combustible, puede producir en 24 horas de 20 á 24 toneladas de metal semi-afinado, con un consumo de 300 á 400 kilogramos de cok por tonelada de hierro colado sometido á la operacion. La pérdida se eleva del 12 al 20 por 100 de éste, segun su calidad y la mejor ó peor marcha de la operacion.

Las escorias son siempre silicatos ferrosos con cortas cantidades de azufre, ácido fosfórico, manganoso, cal y magnesia.

Flachat presenta como composicion media de las escorias de una buena marcha, la siguiente:

Azufre.....	0,30 á	0,33
Acido fosfórico.....	3,82	4,40
Sílice.....	26,00	28,30
Oxido ferroso.....	61,00	59,40
Oxido manganoso.....	1,24	1,06
Cal.....	3,40	2,10
Magnesia.....	3,64	3,10
TOTAL.....	<u>99,40</u>	<u>98,69</u>

El personal que trabaja en estos aparatos se compone, por regla general, de 1 maestro, 2 ayudantes y 1 peon, que se releven por otros tantos cada 12 horas.

PUDDLAGE PROPIAMENTE DICHO.—El metal semi-afinado se

destina al puddlage en un horno de reverbero en que se quema hulla. Un horno de puddler varía poco en su forma de la que tienen los de reverbero ordinarios y está representado en la fig. 104. La plaza *p* está formada algunas veces de arena y otras de una plancha de hierro colado recubierta de una capa de escorias y colocada de tal manera que pueda circular el aire por debajo, para evitar que se funda con la temperatura elevadísima que se ha de producir. Debiendo contener en los primeros períodos de la operación una cantidad considerable de sus-

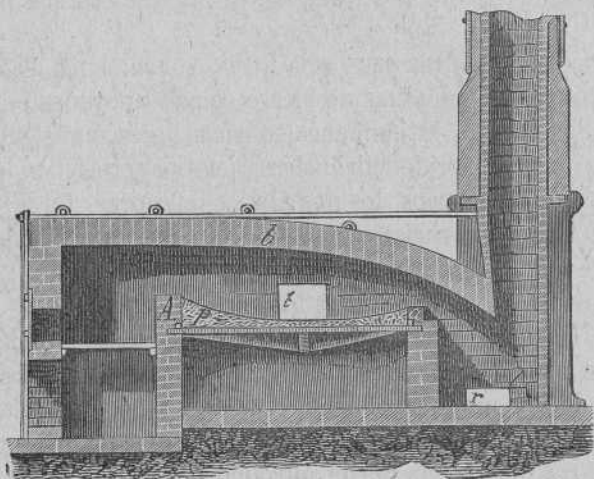


Fig. 104.

tancia líquida, está limitada por la parte del hogar por el puente *A*, que se eleva sobre ella de 20 á 30 centímetros; por la parte de la chimenea hay otro puente *a* llamado *puentecillo*, que se eleva algo ménos sobre la plaza, y por los costados laterales impiden la salida del líquido los muros del horno.

En el centro de uno de los lados largos existe una puerta *t* con una corredera de palastro que permite cerrarla por completo cuando no hay que trabajar dentro de la plaza. Algunos hornos, llamados *hornos dobles*, tienen dos puertas en vez de una, situadas ámbas en el mismo lado del horno ó en los opuestos. La bóveda *b*, que es desde luego muy rebajada, se

aproxima rápidamente á la plaza, á fin de que la temperatura sea lo más uniforme posible, y de que las escorias se mantengan bien líquidas en la inmediacion del puentecillo por el cual han de correr al exterior.

En un principio cada horno tenia su chimenea especial; pero en el dia se procura construir en cada fábrica una gran chimenea general, que en algunas llega á tener dimensiones colosales (1), y á ella se dirigen, por medio de tragantes especiales, los productos de la combustion, no sólo de los hornos de puddler sino de todos los aparatos en que se debe producir tiro.

Quando se construia para cada horno su chimenea especial, se sostenia sobre columnas de hierro colado apoyadas en sólidos cimientos; pero la chimenea se hacia ligera, construyendo toda su parte interior de ladrillos refractarios y revistiendo sólo con ladrillos ordinarios los dos tercios inferiores. En la parte superior habia un registro que se manejaba desde abajo por medio de una cadena, para arreglar el tiro.

Se construyen algunas veces los hornos formando sus paredes con cajas de hierro colado, en cuyo interior circula una corriente de aire para refrescarlas é impedir su fusion. La ventaja que de este modo se obtiene, es la seguridad de que las paredes laterales no se deterioran durante la operacion, y que la sílice de las mismas no puede introducirse en las cargas alterando las reacciones.

Las dimensiones ordinarias de los hornos de puddler son las siguientes:

Superficie de la regilla.....	0,m ² 72 á 0,m ² 90
Altura del puente sobre la misma.	0,m 30 á 0,m 35
Altura de la regilla sobre el fondo del cenicero.....	0,m 80 á 1,m 00
Altura de la bóveda sobre el puente.....	0,m 35
Superficie de la plaza.....	2,m ² 16 á 2,m ² 70

(1) En la fábrica de acero de los señores Mayer, en Bochum (Westfalia), se ha construido recientemente una chimenea general que tiene 138,70 metros de altura, 5 metros de diámetro en la base y 2,50 metros en el vértice. Es la mayor de las construidas hasta el dia.

Longitud de la puerta de trabajo.	0, ^m 40
Altura de la misma.....	0, ^m 40
Altura de la chimenea cuando es sola.....	6, ^m á 10
Superficie de la chimenea.....	0, ^m 20

La anchura ordinaria de los hornos de puddler, que es la misma en el hogar y en la plaza, suele ser de un metro: la regilla tiene algo menos de anchura, y no suele pasar de 80 á 90 centímetros; la longitud de la plaza es triple de la anchura de la regilla, y por consiguiente, siendo la anchura la longitud de ésta, resulta una superficie triple. En algunos hornos ingleses y austriacos, la superficie de la plaza es poco mayor que la de la regilla.

Cuando se va á trabajar en un horno de puddler, es necesario empezar por la preparacion de la plaza, que puede ser, como ya se ha dicho, de arena ó de escorias, pero siempre recubierta por una capa de este último material de 2 á 3 centímetros de altura. Si la plaza ha de ser de arena, se apisona fuertemente una capa de 15 á 20 centímetros, que se recubre despues con otra del espesor indicado antes, de escorias pulverizadas, y se da fuego. Al cabo de 4 ó 6 horas estas escorias se funden y penetran en la arena, presentando una superficie lisa y dura sobre la cual puede trabajarse con el espeton sin cuidado de deteriorarla.

La forma de la plaza es plana cuando se ha de trabajar sobre metal fino. Cuando se trabaja sobre el hierro colado directamente, lo cual se puede hacer á veces cuando procede de buenos minerales y de combustible vegetal, se le da una ligera inclinacion hácia el puentecillo, en cuya parte baja hay una piquera para dar salida á las escorias, que en este caso se producen con mayor abundancia y perjudican al trabajo.

En ambos casos las escorias caen á la parte baja de la chimenea ó á un depósito situado en su proximidad y luego se sacan por una puerta lateral *r*.

Si las plazas han de ser únicamente de escorias, se forman colocando sobre la plancha de hierro colado una capa de 8 á 10 centímetros de grueso, de escorias únicamente trituradas, y recubiertas, cuando es posible, de una corta cantidad de batiduras que proceden de los laminadores. Se da fuego, procurando

elevar la temperatura hasta conseguir la fusion pastosa de todas estas materias, y despues se apisonan y se igualan por medio de una pala. Con este procedimiento se consigue formar una plaza lisa y muy dura en la cual se trabaja mejor aún que en las plazas de arena.

Algunas veces, sin embargo, las plazas se hienden y grietean; pero no lo bastante para que deban interrumpirse las operaciones: en este caso se reparan dejándolas bien al descubierto entre una y otra operacion y colocando con cuidado sobre ellas un poco de arcilla refractaria, ó de caliza, que las rellena y forma una capa á propósito para resistir al trabajo ulterior, especialmente la de caliza, que convirtiéndose en cal por la accion del fuego, se combina luego con la sílice y forma un producto muy resistente.

Terminada la plaza se procede á hacer la carga, que consiste en los hornos ordinarios en 180 á 200 kilógramos de metal semi-afinado que se introducen por la puerta de trabajo, tomándolos del horno de recalentado,—donde se habian colocado 15 ó 20 minutos antes á fin de hacerles tomar la temperatura del rojo—y se colocan próximos al puente, cargando luego más combustible en la regilla. Poco tiempo despues el hierro colado está próximo á su punto de fusion, y se encuentra en un estado sumamente quebradizo, que permite al afinador romperle en trozos golpeándole con el espeton; y cuando se halla en estado de fusion pastosa, se cierra un poco el registro de la chimenea, de manera que la temperatura se detenga en el punto á propósito para mantenerle como está, sin dar lugar á que se eleve y produzca una fusion completa.

En tal estado, el fundidor levanta un poco la puerta de trabajo é introduce por ella la cantidad de escorias que juzga necesarias para la operacion, removiendo en seguida toda la masa por medio de un espeton curvo ó gancho, á fin de mezclarla íntimamente y de exponerla toda ella á la accion de los gases que se desprenden del hogar. Durante esta operacion, en la cual se tardan 20 ó 25 minutos, se produce en la masa un hervidero fuertísimo desprendiéndose de toda la superficie del metal incandescente, surtidores de óxido de carbono que arden con la llama azulada característica de este gas.

A medida que el hierro colado se va reduciendo, la masa se pone mas espesa y presenta más resistencia al trabajo del espeton; y el obrero va abriendo poco á poco el registro de la chimenea para obtener cada vez mayor temperatura, con objeto de evitar que se coagule por completo antes de estar suficientemente afinada.

El trabajo del puddlage es extremadamente penoso: la masa ofrece tal resistencia al trabajo, que es necesario un obrero muy robusto para poderla manejar pasados los primeros minutos: á esta resistencia se agrega el calor excesivo que despiende la plaza que se halla al rojo blanco intenso, y que debilita naturalmente al obrero, y ambas cosas reunidas hacen sumamente difícil el trabajo, que necesita de una gran fuerza muscular, de una resistencia notable al calor y de una atencion esmerada, puesto que el aspecto del metal y la resistencia que opone al trabajo, son los únicos indicios de que se deduce el estado en que la operacion se encuentra.

Si á pesar de las precauciones tomadas el baño llega á fundirse por completo, lo cual indica que el afino no marcha bien y que queda aun demasiado carbono en el hierro colado, el obrero acelera el afino abriendo la puerta del hogar para dar entrada á una corriente de aire que haga más oxidante la llama, agregando al baño escorias ó batiduras, para oxidarle, y rebajando la temperatura por medio de agua que se introduce por medio de cacillos de hierro.

El desprendimiento de óxido de carbono dura de 15 á 20 minutos en la generalidad de los casos; y pasado estetiempo, el baño pierde su homogeneidad y se presenta como dividido en una infinidad de grumos, separados unos de otros que proyectan una luz vivísima, propia del hierro dulce á la temperatura á que adquiere la propiedad del resudado. El hierro colado se ha convertido ya en hierro dulce y sólo falta reunirlo y forjarle para tenerle en el estado en que le producen las forjas catalanas.

Llegado este momento, el afinador abre por completo el registro de la chimenea, carga el hogar y limpia la regilla á fin de aumentar la temperatura cuanto le sea posible, y reúne con su espeton las partículas del hierro diseminadas por el horno,

comprimiéndolas unas contra otras. Así forma unas cuantas bolas, generalmente 6 ú 8, en diferentes puntos del horno, que mantiene separadas para que no se suelden entre sí. Después cierra el registro á fin de que no se oxide más que la menor cantidad posible de hierro, y empieza á hacer rodar las bolas sobre la plaza, no solo para redondearlas, sino para conseguir que se adhieran á ellas las partículas de hierro que se hallen aún esparcidas por el horno.

De tiempo en tiempo oprime estas bolas fuertemente con el espeton para exprimir las escorias que se encuentran interpuestas entre las partículas de hierro primero y en los poros de las bolas después. Cuando ha conseguido darles bastante homogeneidad, lleva las 5 ó 6 bolas que ha formado á las inmediaciones del puente, y vuelve á abrir el registro de la chimenea para aumentar bien su temperatura y disponerlas al forjado.

Cuanto más grandes, y por consiguiente ménos en número, son las bolas formadas, tanto menor es la pérdida del hierro por oxidacion; pero en cambio el trabajo se hace mejor sobre bolas pequeñas y resulta hierro de mejor calidad cuando la carga del horno se subdivide más.

La operacion del puddlage dura, por término medio, de hora y media á siete cuartos de hora. Una vez terminada, se procede á una nueva carga y de este modo se hacen de 14 á 18 cargas por dia.

El puddlage, como todas las operaciones metalúrgicas que requieren una gran precision en el trabajo, exige que las primeras materias empleadas tengan una composicion uniforme; por este motivo, en las ferrerías bien montadas, se someten siempre al afino mezclas de todas las calidades de lingote que se adquieren, en las proporciones correspondientes á la cantidad de cada una que va anualmente á la fábrica. Cuando se tiene esta precaucion, los productos obtenidos en 24 horas varian muy poco, porque las operaciones marchan casi constantemente en condiciones idénticas. En este caso, un horno sencillo como el que se ha descrito, suele dar de 2.500 á 3.500 kilógramos en 24 horas: la cantidad de hierro colado precisa para obtener este producto es de 2.600 á 4.000 kilógramos y la pérdida, por consiguiente de más de un 10 por 100.

El consumo de hulla es muy variable y depende, como es fácil comprender, de la naturaleza de ésta y de la mayor ó menor facilidad que presenta para afinarse el metal empleado. Pueden indicarse como límites de 500 á 900 kilogramos por tonelada de hierro producida.

Las escorias son siempre silicatos ferrosos con cierta cantidad de alúmina, que procede de las paredes del horno cuando estas son de ladrillos. En general las producidas durante el trabajo son muy impuras y se funden con tanta facilidad, que es muy difícil aprovecharlas aún en los hornos altos. En cambio las producidas durante el cinglado ó el laminado del hierro, son muy ricas y se emplean con ventaja, ya en el mismo trabajo del puddlage, ya como menas en los hornos altos.

PUDDLAGE CON GAS.—La conveniencia de convertir en gases los combustibles sólidos para aprovechar mas completamente su potencia calorífica, ha hecho que de algun tiempo á esta parte se procure aprovecharlos en esta forma, aplicándolos á los diferentes objetos de que la metalúrgia se ocupa; y uno de ellos ha sido el puddlage que, segun acabamos de decir, exige una cantidad muy notable de combustible.

Para este objeto se dispone el combustible en un espacio cerrado, en el cual solo puede penetrar una cantidad de aire que no baste para quemarle completamente: de este modo se producen hidrógenos carbonados y óxido de carbono, que mezclados con la cantidad correspondiente de aire en el punto donde han de aprovecharse, verifican su combustion completa, desarrollando una temperatura muy elevada.

La aplicacion más conveniente de los hornos de gas al puddlage, ha sido la hecha por medio de los regeneradores Siemens, cuyo principio es conocido desde el curso anterior. En el caso de emplearse estos regeneradores, se hallan colocados longitudinalmente bajo la plaza del horno, que tiene la forma ordinaria. En cada extremo de esta se hallan dos regeneradores, por uno de los cuales, el más próximo á la plaza del horno, llega el gas combustible, mientras que por el más distante llega el aire: de esta manera resulta que éste, al llegar al punto en que ámbos se mezclan, ocupa la parte superior y como en virtud de su mayor peso específico tiende á bajar, al paso que el gas, que es

más ligero, tiende á subir, la mezcla se hace perfectamente y la combustion es completa.

Los productos de ésta atraviesan el horno pasando sobre la plaza y van despues á los otros dos regeneradores, que recorren de arriba á abajo, calentando los ladrillos colocados en ellos. Cuando han llegado estos á adquirir la temperatura que conservan los gases al salir del horno, se cambia la posicion de las válvulas y se da entrada al gas y al aire por el otro extremo de la plaza del mismo modo que antes se hizo; y así sucesivamente.

El trabajo se verifica en estos hornos de la misma manera que en los de regilla ordinaria; pero hay una porcion de ventajas en ellos, que los harian extenderse mucho más rápidamente de lo que se han extendido hasta ahora, si no fuera por las dificultades que presenta su construccion y su entretenimiento. En primer lugar, aprovechando perfectamente el calor, realizan una notabilísima economía de combustible; en segundo lugar, se puede aumentar la temperatura todo cuanto haga falta, pues como ya se sabe, teóricamente no puede encontrarse límite á este aumento, y en la práctica, sabiendo utilizarlos convenientemente, se logra fundir con ellos los materiales más refractarios: en tercer lugar, puede aprovecharse con ellos cualquier clase de combustible; y en cuarto y último, arreglando las proporciones en que se mezclan el gas combustible y el aire, se puede hacer que la llama sea, á voluntad, oxidante ó reductiva, circunstancia muy de apreciar en el trabajo del puddlage.

PUDDLAGE MECÁNICO.—Ya se ha indicado que el trabajo mecánico desarrollado por los obreros en el afino, es muy considerable: durante una gran parte de la operacion necesitan trabajar desnudos completamente de la cintura arriba, y como es imposible que manejen el espeton en una faena tan ruda más de 2 ó 3 minutos seguidos y despues se paran un momento para descansar, contraen con muchísima frecuencia enfermedades de pecho que los llevan al sepulcro en edad poco avanzada. Segun indica el doctor Percy, la mayoría perecen de pulmonías ó de inflamaciones del pulmon á los 45 ó 50 años y hay muchos que no pueden trabajar hasta esa edad, porque antes adquieren cataratas á consecuencia del resplandor que despiden las materias colocadas en el interior del horno.

Estas circunstancias han hecho que desde hace mucho tiempo se haya procurado sustituir el trabajo de los obreros por una accion mecánica que remueva y mezcle enérgicamente las materias, evitando á aquellos el trabajo material y dejándoles únicamente la direccion de las operaciones. El éxito de estos ensayos no habia sido completamente satisfactorio hasta hace poco

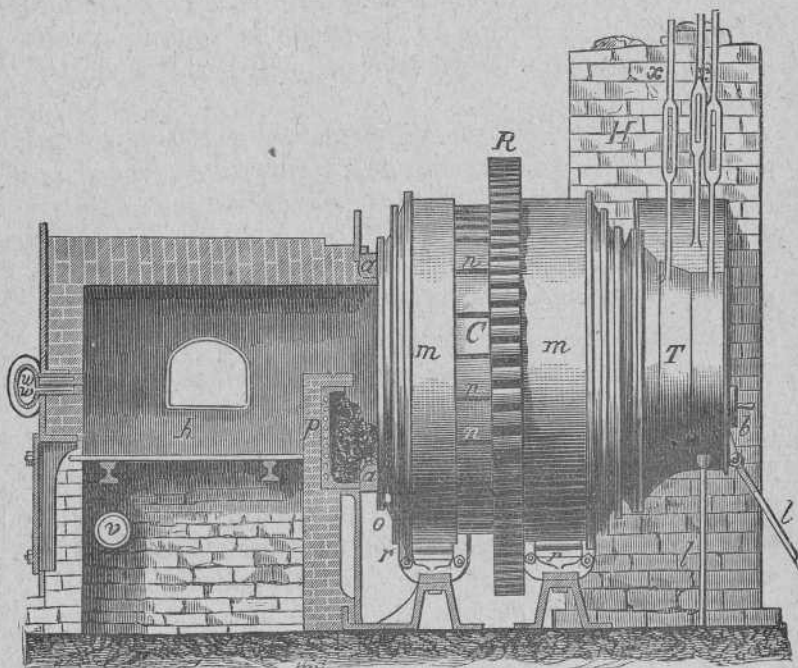


Fig. 105.

tiempo; pero en el año 1861, Mr. Danks, antiguo afinador del Staffordshire, dió á conocer á la sociedad titulada *Iron and Steel Institute* su horno giratorio, con el cual se habia conseguido completamente la resolucion del problema.

El horno Danks (1) representado en la figura 105 consiste en un horno de reverbero, cuyo laboratorio es un cilindro hue-

(1) *Note sur l'affinage de la fonte par le procédé Danks, par H. Amiot.—Annales des mines, 7.^a série, tomo II, pág. 206.*

co de eje horizontal que puede girar al rededor de este eje. El hogar *h* es como los ordinarios y está alimentado de aire por medio de un ventilador que lanza parte por debajo de la regilla á través del tubo *v* y otra parte por cima de ella á través de una série de tubos *vv* colocados en la mampostería, al nivel del puente. Este es una plancha *p* de hierro colado, con circulación interior de agua, revestida por la parte del hogar de ladrillos refractarios, y por la parte del laboratorio de la misma materia que se emplea para formar la plaza, y de la cual se hablará despues.

Para un horno en que se puedan afinar 300 kilógramos próximamente, las dimensiones de la regilla son 1^m,06 de largo por 82 centímetros de ancho. El puente se eleva 40 centímetros sobre la regilla.

La mampostería fija del horno se termina por la parte del laboratorio en un anillo de hierro dulce *a a*, sobre el cual roza otro análogo colocado en la parte móvil del aparato, que consiste, como se ha indicado ya, en un cilindro hueco de hierro colado *C* de 1^m,20 de longitud y 1^m,60 de diámetro interior, hecho de duelas unidas unas á otras con rebordes, que forman hácia la parte interior unos nervios en los cuales se sostiene el revestimiento. Estos nervios *n n*, que quedan en hueco por la parte exterior, están refrescados con una corriente de agua. Para unirse con las partes fijas, este cilindro termina por sus dos bases en dos troncos de cono, tambien de hierro colado; y unidos á las bases de estos hay unos círculos salientes *m m* que se apoyan sobre rodillos *r r* para permitir el giro de la parte central. Uno de estos troncos de cono está además unido á una rueda dentada *R*, que viene á quedar próximamente á la mitad de la longitud del cilindro y que es la que sirve para ponerle en movimiento por medio de un piñon relacionado con una maquina de vapor. En el cono truncado anterior hay un orificio *o* para la salida de las escorias.

El tragante *T* es tambien de hierro colado y móvil, con objeto de que separándose del horno lateralmente, permita examinar el interior y hacer en él las reparaciones indispensables, sin necesidad de construir puertas en la parte giratoria. Está suspendido por medio de varillas de hierro *xx* de un ferro-carril

aéreo, bajo el cual puede correr perpendicularmente al eje del horno; toda la parte exterior de hierro está refrescada con agua. Cuando se halla en la posición que debe tener para el trabajo, comunica lateralmente con un tragante fijo de mampostería que conduce á la chimenea *H* los productos de la combustion. En esta posición se mantiene por medio de palancas *ll*. La ventanilla *b*, tapada con su cubierta de hierro colado, sirve para examinar cuando hace falta el interior del horno, y para hacer en él las pequeñas operaciones que son necesarias.

La plaza del horno consta de dos capas distintas: la primera, es decir, la que está inmediatamente en contacto con el hierro colado, se compone de una mezcla de mineral de hierro que contenga á lo sumo 5 por 100 de sílice y no tenga agua, triturado y mezclado con una lechada de cal, en tales proporciones, que el conjunto presente la consistencia de un mortero ordinario, para lo cual conviene poner próximamente siete veces más mineral que lechada. Despues de haber separado la parte móvil del tragante, se estiende esta mezcla sobre la superficie interior del cilindro, formando una capa de 10 á 11 centímetros de grueso que oculta completamente los nervios interiores y deja sobre ellos 2 á 3 centímetros de revestimiento. Esta primera capa, que ocupa el tercio de la superficie del horno, se seca quemando un poco de leña en el hogar y despues se ponen otras dos capas semejantes que se secan del mismo modo y forman en conjunto la circunferencia entera del cilindro giratorio.

Una vez bien seca la última capa, se aviva el fuego en el hogar durante cuatro ó cinco horas, y al cabo de este tiempo se introducen en el horno 200 kilogramos próximamente de escorias del cinglado, que se funden y forman una especie de barniz sobre la plaza de mineral.

Se agrega despues mineral en polvo, que se funde tambien, y cuando está fundido, se hace girar el horno lentamente, parándole despues para que el líquido forme en la parte inferior un baño cuya fluidez no le permite adherirse á la capa de escorias. Para espesarle se arrojan sobre él algunos trocitos de mineral frio, y entonces se adhieren uno y otros á la plaza, formando una capa de superficie desigual, á cuyo lado se arrojan nuevamente mineral en polvo y en trozos, despues de haber hecho girar un

poco el horno. De este modo se consigue formar en cinco veces el circuito total del cilindro. En general, la primera capa hecha con la lechada de cal dura mucho tiempo; la más superficial fundida necesita rehacerse al final de cada relevo, y algunas veces, aunque raras, repararse antes de concluir el tiempo de este.

Preparado así el horno se empieza por cargar en él de 150 á 180 kilogramos de escorias y 300 kilogramos de hierro colado en trozos, y en seguida se coloca en su sitio el tragante y se aumenta la temperatura lo necesario para conseguir que se fundan las materias en un tiempo, que varía de media á una hora, haciendo de cuando en cuando que el cilindro gire 180° para exponer toda la carga por igual á la accion de la llama.

Cuando toda ella está bien fundida se hace girar el horno con una velocidad de dos á tres vueltas por minuto, de modo que el metal se ponga bien en contacto con la escoria y pueda sufrir su influencia para afinarse, inyectando de tiempo en tiempo por el agujero *b* que hay en la parte móvil del tragante un chorro de agua, que solidifica la escoria en la parte del cilindro que desciende y la obliga á pasar bajo el baño de hierro fundido. De este modo se oxidan el silicio, el azufre y el fósforo, uniéndose el primero al óxido de hierro de la plaza y pasando los dos últimos directamente á las escorias.

Generalmente al cabo de 8 ó 15 minutos, la escorificacion ha terminado y el baño empieza á espesarse; se aviva entonces la temperatura, y cuando el orificio de salida de las escorias llega por el giro del cilindro á la superficie del baño, se detiene el movimiento, se destapa el orificio, y rechazando el hierro colado, se da salida á aquellas por medio de un gancho hasta que queda el metal limpio. Conseguido esto se vuelve á tapar el orificio, se aviva el fuego y se hace girar el cilindro con una velocidad de seis á ocho vueltas por minuto. El metal, que debe estar pastoso, si las escorias no se han sacado antes de tiempo, golpea fuertemente contra las paredes y la decarburacion marcha muy rápidamente hasta el punto de terminarse en un espacio de tiempo, que, segun la naturaleza de los hierros colados, varía de 10 á 30 minutos.

Cuando la operacion está próxima á su fin se produce en la masa una especie de ebullicion y empiezan á soldarse unas con

otras las partículas de hierro, que se reune formando una sola bola, volviendo á disminuir la velocidad de la rotacion á dos ó tres vueltas por minuto, durante un poco de tiempo. A veces algunos trozos de metal quedan separados; y en este caso el obrero los coloca todos á un lado de la zamarra, de manera que el movimiento del horno haga que ésta caiga encima para que se adhieran á ella. En seguida se detiene el movimiento, se corre la parte móvil del tragante y se saca la zamarra (cuyo peso en los hornos primitivos era de 300 kilogramos y en algunos modernos llega á 500) por medio de una horquilla muy fuerte de hierro colado de 3 metros de largo, con un mango terminado en forma de T, sobre cuyos dientes se hace caer, dando al horno un pequeño movimiento.

La duracion de las diversas operaciones varía, no sólo con la naturaleza del hierro colado, sino tambien con la calidad del combustible, modo de quemarle, proporcion de escorias añadidas, etc. Por punto general dura una hora para los hierros colados blancos y hora y media para los grises.

Como acaba de decirse, la carga entera del horno forma una zamarra única de 300 kilogramos como mínimo, que necesita cinglarse y que exige para ello un martillo-pilon de dimensiones grandísimas. Para evitar la necesidad de este martillo colosal, se ha recurrido á un compresor que hace pasar la zamarra entre dos cilindros acanalados y una excéntrica, golpeándola lateralmente con un martillo de vapor horizontal, mientras pasa por el compresor. Cuando está bien unida se coge con unas tenazas pendientes de una grua y se lleva primero á un horno de recalentado y despues á los laminadores.

Por este procedimiento se afinan bien los hierros colados, expulsando de ellos casi por completo el silicio, el azufre y el fósforo; y los hierros que resultan tienen en general buenas condiciones. El producto en hierro dulce es siempre mayor que la cantidad de hierro colado que se puso en el horno, porque á ella se agrega parte del que durante la operacion se reduce del óxido que forma el revestido interior del cilindro. Esta parte, segun los cálculos de la comision nombrada por el *Iron and Steel Institute* para estudiar el procedimiento, llega á 7,5 por 100 del hierro en barras obtenido.

El personal para trabajar por el sistema Danks se compone de 1 maestro y 1 ayudante para cada horno; además se necesita para cada dos hornos 1 peon que lleve las escorias, ayude á la carga y al manejo de la grua, etc. Aparte de este personal, exclusivamente dedicado al trabajo de los hornos, existe el necesario para llevar las zamarras al horno de recalentado y al compresor y para manejar este y el martillo de vapor que forma parte de él; pero el trabajo para todos los obreros es mucho ménos molesto y violento que en los hornos de puddler ordinarios, y se aprende con mucha facilidad, hasta tal punto que, segun el informe de la comision antes citada, en Cincinnati (Estados-Unidos), la mayor parte de los obreros no habian trabajado nunca en el puddlage, y al cabo de un mes estaban ya bien diestros en el manejo, tanto del horno, como de los demás aparatos.

El consumo de carbon es de 1.350 kilogramos por tonelada de hierro obtenido, incluso el necesario para el recalentado. Cada relevo de 12 horas obtiene cerca de dos toneladas de hierro.

Cualesquiera que sean las ventajas del procedimiento Danks, están compensadas con un inconveniente gravísimo, especialmente para fábricas ya establecidas; la necesidad de manejar zamarras de 300, 500 y aún más kilogramos de peso y la consiguiente de emplear aparatos de dimensiones desusadas, inutilizando por completo todo el material que existe en las forjas adecuado para el puddlage ordinario. A remediar este inconveniente tiende el nuevo procedimiento de Mr. Pernot, que aprovechando la idea de Mr. Danks de sustituir la remocion de las materias en el horno de puddler ocasionada por el movimiento de la plaza, á la fatigosa faena de los operarios, ha procurado hacer que se formen zamarras de las dimensiones ordinarias, para que se puedan cinglar bajo un martillo de los comunes (lo cual es siempre más conveniente que hacerlo en el compresor), y para que se utilice en el trabajo mecánico todo el material existente en las fábricas montadas para el puddlage ordinario (1).

(1) *Notice sur les fours Pernot. Revue universelle des mines.* Tomo XXXVI, pág. 487.

El horno Pernot (fig. 106), es un horno de puddler ordinario, cuya plaza es móvil, y puede separarse de su sitio llevándola sobre una plataforma de hierro con ruedas; es decir, que bajo el punto de vista de su construcción, tiene alguna analogía con las copelas inglesas. La plaza *P*, en vez de ser horizontal, es inclinada de tal modo, que la mitad de ella más próxima á la delantera esté siempre cubierta con las materias fundidas, mientras la otra mitad queda al descubierto, y puede oxidarse

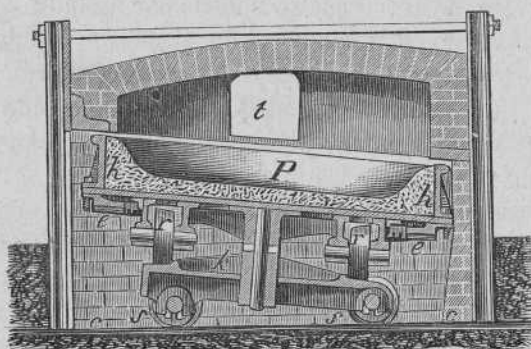


Fig. 106.

fácilmente por la acción del aire, favoreciendo de este modo las reacciones.

La plaza consta de un cilindro hueco de palastro fuerte *h h* de 35 centímetros de altura y 2^m,25 de diámetro interior, formado por duelas unidas unas á otras, y cuyo eje está ligeramente inclinado con relación á la vertical. Un engranaje cónico, que comunica con otro *e* colocado en la parte inferior y exterior de la plaza, la hace girar al rededor del eje, sobre ruedas *r r*, de manera que pueda verificarse el movimiento de las materias colocadas en ella; las paredes laterales del horno se hacen fijas de mampostería, y en ellas hay practicadas dos puertas *t* por las cuales los obreros pueden trabajar sobre la masa fundida ó sólida que se halla en el interior. Una plataforma móvil *h* de hierro colado con sus correspondientes ruedas *s s*, que se mueven sobre un carril *c*, permite sacar la plaza cuando hace falta

para revestirla interiormente de óxido de hierro en trozos: una vez colocado éste, formando una capa de 5 á 6 centímetros, se coloca la plataforma en su sitio y se da fuego, procurando obtener la temperatura del rojo blanco. Cuando el calor llega á este grado, se arrojan sobre la plaza, que está en reposo, recortaduras de hierro que se queman y funden como en un horno de puddler ordinario, rellenando los intersticios que dejan entre sí los trozos de óxido férrico y formando en el interior una superficie lisa y homogénea. Cuando están fundidos, se hace girar la plaza con una velocidad de tres ó cuatro vueltas por minuto, y el obrero con un gancho va trayendo hácia los bordes el material necesario para revestirlos. En esta operacion se emplea próximamente una hora. Durante ella se arroja de cuando en cuando un chorro de agua sobre la parte exterior de la plaza para que se solidifiquen más facilmente las materias.

La carga más conveniente para esta clase de hornos es, al parecer, de 800 kilogramos que se extienden uniformemente por toda la superficie de la plaza, cosa fácil, en virtud de su movimiento de rotacion. Antes de cargar el hierro colado, se ha introducido en el horno la cantidad conveniente de escorias y batiduras. Luego se cierran las puertas y se deja la plaza marchar á razon de dos vueltas ó dos y media por minuto.

De este modo se verifica la fusion completa y la oxidacion de la carga, que el obrero examina de cuando en cuando por una de las puertas. En el momento en que empieza á solidificarse, apoya el espeton contra la puerta, y el movimiento de la plaza, presentándole sucesivamente las partículas de hierro ya reducido, hace que se vayan adhiriendo bien unas á otras; en seguida se detiene la rotacion, y los dos obreros, uno por cada puerta, introducen el espeton, cortan la masa formando un sector de círculo, forman una bola y la sacan luego por una de las puertas que, para este efecto, es mayor que la otra: vuelven á hacer girar la plaza otro poco, cortan nuevamente otro sector, forman y sacan otra bola, y así continúan el trabajo que, hecho de este modo, no es nunca muy penoso, porque se hace siempre en la proximidad de la puerta, y por lo tanto, sin tener que coger los espetones muy largos.

Descargado ya el horno, se hacen en la plaza las reparaciones

necesarias y se comienza otra operacion de la misma manera.

Las cargas empleadas varían desde 600 kilogramos, que era lo que se cargaba en un principio, hasta 800 y 1.000; pero la experiencia ha demostrado que la más conveniente es, segun ya se ha dicho, la de 800 kilogramos. El tiempo empleado en elaborar una carga, varía, segun la naturaleza del hierro colado, de siete á nueve cuartos de hora.

Muy recientemente se han hecho, tanto en Suecia como en Inglaterra, algunos ensayos de puddlage mecánico, empleando para el objeto combustible gaseoso. El aparato consta de una especie de marmita de hierro dulce, revestida interiormente de escorias ferruginosas muy ricas ó de mineral de hierro, que, por medio de mecanismos apropiados al objeto, puede girar al rededor de su eje, é inclinarse más ó ménos para favorecer el trabajo de los obreros en el interior. El combustible es gas del alumbrado, ú óxido de carbono producido en un generador especial, que llega á la marmita por el centro de la boca. En el interior del tubo que conduce el gas hay otro tubo, naturalmente de menor diámetro, por el cual llega el aire necesario para la combustion.

Segun los ensayos hechos en Inglaterra y comunicados por M. Wolters al *Instituto del hierro y el acero*, que son los más modernos, puesto que solo datan de Setiembre de 1877 (1), durante el período de la ebullicion del hierro colado no hace falta calentar la retorta por medio del gas, puesto que la temperatura obtenida por la combustion del carbono del hierro colado es bastante para producir las variaciones que se desean; y se observan en el interior de la masa muchas llamitas azuladas que proceden de la combustion del óxido de carbono formado. El metal se entumece algun tanto, pero no presenta el hervidero que en el puddlage ordinario; durante este período la marmita no debe marchar con una velocidad de más de diez vueltas por minuto: en Suecia, sin embargo, marcha tres veces más.

Cuando las llamitas se van extinguiendo, se hace que el

(1) *Revue universelle des mines par Ch. Cayper*.—2.^a série, tomo II, página 553.

movimiento sea mucho más lento, y entonces es cuando se necesita elevar bien la temperatura; pero como esto no se hace sino durante un intervalo de tiempo bastante corto, el consumo de combustible es muy pequeño, y sin embargo, la proporción de escorias que hay que añadir es mucho menor que en el puddlage ordinario y se logra un afino tan completo ó más. Es notable en éste procedimiento la facilidad con que el fósforo pasa á las escorias: segun un análisis de éstas, existia en ellas 7 á 8 por 100 de fósforo, es decir, 16 á 18 de ácido fosfórico, mientras en el hierro afinado no quedaban más que 0,15 por 100 despues de cinglarle y forjarle.

Cinglado.—Cualquiera que haya sido el método empleado para su fabricacion, una vez hechas las bolas de hierro y esprimidas de ellas las escorias por medio de los espetones, ha terminado el trabajo *químico* del hierro y queda únicamente su preparacion *física*, segun la distincion oportunamente hecha por Mr. Flachat. Acerca de esta preparacion física conviene decir, aunque sea someramente, algunas palabras.

Formadas las bolas en el horno de puddler, resultan constituidas por una porcion de globulillos de hierro metálico soldados parcialmente los unos á los otros, y en cuyos intersticios quedan una porcion de escorias fundidas que la presion, relativamente ligera, que el espeton ha podido hacer, no puede desalojar por completo y que importa expulsar completamente para que el metal forme en todas sus partes una masa homogénea. La expulsion de las escorias puede hacerse comprimiendo las bolas, bien por medio de golpes, que es lo más conveniente, bien por medio de presiones comunicadas sin percusion, pero suficientes para hacer salir de entre sus intersticios el líquido espeso que forman las escorias.

El más antiguo de los medios empleados para este objeto es el mismo martinete que se emplea para cinglar las zamarras en las forjas catalanas; se han empleado despues los martillos frontales, dispuestos de un modo semejante, pero en los cuales las levas, en vez de actuar haciendo descender la cola, levantan la cabeza y la abandonan luego en su movimiento de rotacion, dejándola caer sobre el yunque, en el cual está colocada la pieza que se trata de cinglar.

Los martinetes, cuyo peso no excede generalmente de 70 á 100 kilogramos, se emplean únicamente para estirar zamarras de cortas dimensiones; y aún cuando aumentando su peso hasta 200 ó 250 kilogramos podrian emplearse en piezas de bastante consideracion, es más conveniente para estos casos el empleo de otros aparatos, de los que se hablará despues.

Cuando se ha retirado la zamarra de la forja de afino ó del horno de puddler, se deja enfriar durante algunos momentos si está demasiado caliente y se la golpea con una porra, para desprender de ella los carbones y las escorias que tenia adheridos. Despues de limpia se coloca en el yunque y se la dan algunos golpes bastante pausados para que adquiera consistencia, aumentando despues la frecuencia de estos hasta 100 ó 120 por minuto, y revolviendo la zamarra con las tenazas para presentar al golpe sus diferentes partes é ir formando con ella un prisma de base cuadrada.

Obtenido éste, se coloca entre la pieza y el martillo una *tajadera*, es decir, una pieza de acero en forma de cuña, cuyo corte se apoya en la pieza, y se divide de esta manera en dos trozos ó *tochos*, uno de los cuales se puede seguir forjando todavía, mientras el otro se vuelve á la forja para que no se enfrie.

Al cabo de 8 ó 10 minutos ya ha perdido bastante calor el tocho que se ha dejado bajo el martinete, para no poder seguirse forjando, y entonces se pone en la forja al lado del primero, que se toma cuando han pasado 15 ó 20 minutos y se lleva al martinete. Bajo los golpes de éste, marchando á toda su velocidad, se estira la mitad del tocho hasta darle las dimensiones trasversales que debe tener, y se reserva la otra mitad para tenerle cogido con la tenaza y poder volverle convenientemente; los últimos golpes para concluir el estirado se dan con mucha menor velocidad, con el fin de dar tiempo á colocar la barra en la posicion conveniente para obtener un prisma bien conformado y de las dimensiones requeridas. Una vez conseguido este objeto se enfria en agua la parte forjada, y cogiendo por ella el tocho se calienta de nuevo la parte que ha quedado por estirar. Cuando ha adquirido la temperatura conveniente, á la cual suele llegar en 15 ó 20 minutos, se forja y se estira del mismo modo que se habia hecho con la otra mitad. Mientras se calienta la cabeza

del primer tocho se forja la mitad del segundo, y terminada ésta se acaba de forjar la primera barra, mientras se caldea la cabeza de la segunda. En la operacion de cinglar la zamarra, dividirla en tochos y forjar cada uno de estos, se tardan de 30 á 40 minutos, segun la mayor ó menor seccion de la barra que quiere obtenerse.

En lugar de comprimir las zamarras por medio de golpes, se pueden emplear para el mismo objeto, prensas, que si bien no dan hierros de tan buena calidad y de una testura tan homogénea, presentan mayor facilidad para su manejo. Estas prensas se han hecho de diferentes formas y casi todas ellas se conocen con el nombre de *squeezer*, que quiere decir *compresor*. Las más antiguas consisten en un cilindro de hierro colado, acanalado por su superficie exterior, que gira en una cavidad cilíndrica tambien y acanalada por su superficie interna, pero de modo que no estén ambos cilindros concéntricos, sino que por el contrario, el macizo se aproxima más á uno de los lados del hueco. Resulta de esta disposicion que si se introduce la zamarra entre ambos cilindros por la parte más ancha, y se hace girar el interior en el sentido conveniente, las acanaladuras de uno y otro la obligarán á ir adelantando en el espacio cada vez más estrecho que queda entre ambos, y por consiguiente, irán exprimiendo de ella las escorias interpuestas y dándola la forma de un cilindro groseramente acanalado, que se destaca por medio de un gancho, cuando ha pasado del punto más estrecho, y se pasa por los laminadores para que suelte las escorias que aún contiene y que se desprenden con bastante facilidad en el sentido de su longitud. De estos aparatos los hay horizontales y verticales.

Hay tambien otro *squeezer* que en vez de someter la zamarra á una compresion creciente y continúa, como los giratorios que acaban de indicarse, verifica su accion de un modo más semejante al de los martinets. Consta, segun aparece en la figura 107, de una especie de yunque fijo *y*, en cuyo extremo existe un eje *e*, al rededor del cual puede girar con el movimiento circular alternativo que le comunica una manivela *b*, una pieza de hierro *c*, que en su máximo descenso se aplica casi al yunque fijo. La parte que cae sobre éste se halla guarnecida por una

pieza de hierro colado acanalada *d*, que sujeta la zamarra y la obliga á comprimirse expulsando las escorias que la empapan. Como el movimiento alternativo de la pieza superior se parece al que haria una inmensa boca que se abriera y se cerrara masticando entre sus colosales mandíbulas la zamarra colocada sobre el yunque, los obreros ingleses han dado á esta máquina el significativo y pintoresco nombre de *squeezer cocodrilo*.

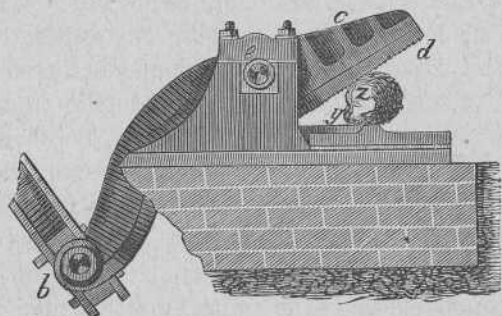


Fig. 107.

En algunas ocasiones la pieza superior es doble y gira en un eje central, con lo cual el trabajo se facilita puesto que pueden cinglarse á un mismo tiempo dos zamarras, una en cada lado del yunque.

El obrero, para cinglar en estos aparatos, coge la zamarra con las tenazas y la presenta sobre el yunque hácia la parte exterior, aproximándola al eje á medida que vá reduciéndose su tamaño, porque naturalmente el espacio que queda entre la pieza *c* y el yunque es menor en esta parte.

Las exigencias siempre crecientes de la industria metalúrgica moderna han hecho que todas estas máquinas sean de poca importancia para los trabajos á que se destinan, y en la generalidad de los establecimientos importantes se han sustituido todas ellas por el martillo-pilon, que une á una extremada sencillez, una accion extraordinariamente enérgica y una gran precision de movimientos. El martillo-pilon consta de un yunque de hierro colado ó de hierro acerado, sólidamente sujeto á un macizo que se apoya en cimientos de mucha resistencia. Un blo-

que de hierro colado, que en los aparatos comunes pesa de 3 á 6 toneladas, y que en algunos llega á la cifra enorme de 50, descansa sobre el yunque y puede elevarse verticalmente entre dos montantes tambien de hierro colado, á los cuales está sujeto por medio de ranuras que encajan en sus correspondientes correderas.

Apoyado en los mismos montantes existe un cuerpo de bomba, idéntico á los de las máquinas de vapor y, como éstos, provisto de su correspondiente émbolo, cuyo vástago está unido sólidamente á la parte superior del bloque de hierro que ha de hacer el efecto de martillo. El vapor producido en una caldera á propósito pasa por el intermedio de una caja de distribucion á la parte inferior del cuerpo de bomba, y actuando sobre la superficie inferior del émbolo, le eleva hasta la altura conveniente. Un obrero que tiene en la mano la palanca que mueve la válvula de admision, da salida al vapor contenido en el émbolo cuando el maestro se lo indica, y el martillo, resbalando por las correderas, viene á caer sobre la zamarra con una velocidad que depende de la mayor ó menor facilidad de salida que tiene el vapor y del peso de la masa.

La operacion se repite cuantas veces sea preciso, y entre golpe y golpe el maestro cambia de posicion la zamarra para que reciba los golpes por todas partes y resulte bien homogénea.

Se comprende fácilmente que para este aparato basta que el vapor obre como en una máquina de simple efecto; pero los hay, sin embargo, de doble efecto, en los cuales, introduciéndose el vapor alternativamente por la parte inferior y por la superior del émbolo, eleva éste y le hace descender, agregando en este último caso el impulso que él le comunica á la fuerza adquirida por la masa de hierro en su descenso, en virtud de la accion de la gravedad.

En el martillo-pilon no sólo se verifica el cinglado de las zamaras, sino que, cuando los obreros son hábiles, se pueden forjar tambien las piezas de muy grandes dimensiones; pero con este aparato no se pueden forjar las barras, de modo que en los establecimientos modernos en que se hallan establecidos aparatos de este género, se necesitan como complemento esencial los *laminadores* destinados á forjar las barras.

Un laminador se compone esencialmente de un par de cilindros de eje horizontal, colocados uno sobre otro á mayor ó menor distancia, pero casi siempre en contacto. Estos cilindros giran en sentido inverso sobre coginetes colocados en fuertes estantes de hierro colado, de tal manera, que puedan aproximarse más ó ménos por medio de tornillos de presion. Presentando á estos cilindros un tocho de hierro por el lado en que los puntos de uno de ellos van á ponerse en contacto con los correspondientes del otro, el movimiento le arrastra, y si la fuerza motriz es la suficiente, le hace pasar por el intermedio, aplastándole y alargándole lo necesario.

Para la formacion de las barras, los cilindros tienen su superficie acanalada trasversalmente, de tal manera, que entre la acanaladura del superior y la del inferior formen la seccion de la barra que se quiere obtener. Estas secciones, que unas veces son cuadradas, otras redondas, otras de formas particulares, van siendo cada vez más pequeñas, de manera, que la barra que sale de una, pueda comprimirse más aún y resultar más delgada introduciéndola en la acanaladura inmediata.

Al forjar los trozos en el martillo-pilon, se tiene cuidado de hacer que uno de sus extremos sea más delgado que el otro; cuando están á la temperatura conveniente, que es la del rojo vivo, el maestro laminador los toma con sus tenazas por el extremo más grueso é introduce el otro en la primera acanaladura del primer par de cilindros: arrastrada por el movimiento de éstos, la barra groseramente forjada, atraviesa toda ella por el hueco y toma naturalmente la forma y las dimensiones de éste. Los obreros colocados en el otro lado del laminador la van recogiendo, y una vez que ha pasado toda ella, la vuelven al sitio donde está el maestro, por arriba ó por abajo de los cilindros, generalmente por arriba, á fin de que el movimiento del superior ayude la maniobra, que es muy penosa, por tener la barra un peso considerable y por hallarse á muy elevada temperatura.

Vuelta al lado por donde se debe introducir en el laminador, se coloca en la acanaladura inmediata á aquella por que pasó antes y se repite la operacion, hasta dejar la barra de las dimensiones que se desean.

El trabajo de pasar la barra sobre el laminador, cada vez

que se introduce en una de las acanaladuras, obliga á hacerla mover dos veces para cada paso, y á fin de evitar esto, con el ahorro consiguiente de tiempo y de dinero, se han modificado en algunos puntos los laminadores, haciendo que por medio de embragues convenientemente dispuestos, puedan girar alternativamente en un sentido y en el otro: esta disposicion permite que, una vez pasada la barra por una acanaladura, se cambie el sentido del movimiento y se introduzca por la siguiente sin necesidad de volverla al lado por donde se introdujo al principio. Sin embargo, este sistema no se ha generalizado mucho por la dificultad que presenta en la práctica el hacer á cada paso esos embragues y por lo mucho que se deterioran los aparatos.

Mejores condiciones presenta el sistema llamado de *trios*, en el cual los cilindros en lugar de dos, son tres, colocados uno sobre otro: las barras que pasan primero por entre el central y el inferior vuelven luego al lado de donde proceden por entre el central y el superior y de este modo, sin necesidad de cambiar el sentido del movimiento, se puede hacer que la barra se lamine al ir y al venir, economizando una gran cantidad de fuerza.

Sin embargo, tampoco los *trios* se han generalizado mucho, porque tambien presentan algunos inconvenientes, entre ellos uno de mucho bulto, cual es el de no dar fácil salida á las escorias que conserva interpuestas la barra, sino mas bien concentrarlas casi todas en el centro de la misma. Cuando se lamina una barra en los laminadores ordinarios, las escorias ván recorriendo las fisuras interiores á partir del extremo que se introduce primero entre los cilindros, y vienen á salir por el extremo opuesto; pero una gran porcion de ellas queda interpuesta en esta parte entre las partículas de hierro, de tal modo que cuando se trata de carriles ó de otras barras que no deben sufrir un forjado ulterior, hay necesidad de cortar una gran longitud por este extremo: si á cada paso por entre los cilindros el extremo que contiene este exceso de escorias se introduce el primero en la acanaladura siguiente,—como hay necesidad de hacerlo en los *trios*,—las escorias vuelven hácia el centro de la barra y no acaban de espulsarse nunca. A consecuencia de esto, se ha reconocido en muchas fábricas francesas que los carriles

fabricados en tríos se esfoliaban mucho antes que los otros.

También presenta esta clase de laminadores el inconveniente de no dar nervio al hierro fabricado en ellos, por una razón análoga á la indicada en el párrafo anterior.

Terminado el trabajo de las barras, por los medios que se acaban de indicar, queda el hierro en el estado que se conoce con el nombre de hierro bruto; para dejarle en estado de hierro del comercio, es necesario someterle todavía á un trabajo de conclusion, que le dé las condiciones exigidas en esta clase de productos.

La primera de estas condiciones es el *correaje*. Las barras de hierro bruto obtenidas por medio de los laminadores ó por el martinete, si se trata de hierros procedentes de forjas catalanas ó de hogares de afino, se cortan en trozos de 20 á 30 centímetros de longitud, sea en frío ó en caliente, y despues se reunen los trozos en paquetes, en los cuales se colocan barras de diferentes calidades; se calientan hasta el rojo blanco á cuya temperatura pueden soldarse unas con otras, y se someten despues, segun los casos, á la accion del laminador, del martinete ó del martillo-pilon, á fin de formar con ellas una sola pieza que participe de las propiedades de todas las barras empleadas para formarla.

Los hornos que se emplean para calentar las piezas se llaman, á consecuencia del objeto á que se destinan, *hornos de recalentado*. Son comunmente hornos de reverbero, de forma muy semejante á los de puddler, pero que, por regla general, tienen dos puertas colocadas una frente á otra en los lados largos: de esta manera se consigue colocar en el centro de la plaza la parte de las barras que se quiere soldar, aun cuando éstas sean mucho más largas que la anchura del horno. Segun el mayor ó menor peso del martillo que se va á emplear, pueden caldearse las barras en una extension mayor ó menor, porque es fácil comprender que no debe pasar la calda de aquella longitud que se puede golpear lo bastante para que queden perfectamente adheridas unas á otras: si se caldeara una extension mayor, y la lentitud del movimiento del martillo diera lugar á que volviera á enfriarse antes de que se hubiera podido golpear sobre ella, es claro que todo el combustible empleado hu-

hiera sido completamente perdido, y además se hubiese oxidado una porcion de hierro sin utilidad alguna.

Existen algunas localidades en que el recalentado se hace en forjas sencillas, pero de dimensiones bastante grandes, en las cuales se colocan los paquetes recubiertos por una capa de hulla, que forma sobre ellos una especie de bóveda cuando se aglutina al quemarse; y cuando no se dispone de hulla buena se construye sobre la forja una bovedilla de ladrillos bajo la cual se ponen los paquetes envueltos en cok; pero cualquiera que sean las dimensiones de la forja, siempre resulta que las caldas tienen muy poca extension y que no se puede usar económicamente este método, sino cuando los martillos son de muy pequeñas dimensiones y de poca potencia.

Los paquetes que han de recalentarse se rodean con varillas ó alambres de hierro, segun sus dimensiones, y se manejan por medio de grúas, que los sostienen en el horno y los llevan despues al yunque en que han de sufrir la accion del martillo. Para volverlos sobre éste se hace uso de grandes palancas que se apoyan por uno de los extremos en las barras.

El primer forjado del corréaje se hace siempre bajo el martinete ó el martillo-pilon, pero cuando se trata de barras, puede continuarse el estirado en los laminadores, en los cuales, segun se trata de obtener unas ú otras clases de productos, se forman barras redondas, cuadradas, almendradas, ú ovaladas, de seccion rectangular más ó ménos apaisada, carriles, etc., dando para ello, naturalmente, á las acanaladuras de los cilindros, la forma conveniente segun la seccion que se trata de conseguir.

Cuando la seccion es un cuadrado ó un rectángulo, es decir, cuando ha de tener una vez concluida la barra la misma forma que se le dió en un principio, las acanaladuras son todas semejantes y sólo varía su tamaño, que va decreciendo á medida que se aproximan á uno de los extremos del laminador; pero cuando ha de ser una forma especial, por ejemplo, la de un carril de forma de seta, de doble T, etc., es necesario que las acanaladuras comiencen por tener una forma semejante á la que tiene la barra formada por la reunion de las diversas piezas que constituyen el paquete, y luego se va trasformando poco á poco esta seccion en la que ha de tener la barra concluida.

Es difícil que pueda conseguirse la trasformacion en ménos de 11 ó 12 acanaladuras.

En los casos de que se trata conviene tambien tener un gran esmero en la confeccion de los paquetes, que deben contener una clase de hierro especial para cada una de las partes de la barra. Así, por ejemplo, si se trata de carriles de forma de seta, la parte superior, que ha de estar en contacto con las ruedas de los carruajes y que por lo tanto es la más expuesta al desgaste, se ha de procurar que sea de buen hierro duro y granudo, mientras la parte inferior se ha de hacer de hierro de nervio que resiste mejor á los esfuerzos de compresion y traccion, únicos que sufre esta parte. Así es, que al formar los paquetes, se hace de manera que en el punto correspondiente á la parte superior del carril, se coloquen barras de hierro granudo y fuerte, mientras al pié correspondan otras barras de nervio.

Una vez terminados los carriles ó las barras, y mientras están todavía muy calientes, se colocan sobre una plancha bien plana de hierro colado y se golpean con gruesas mazas á fin de quitarles las curvaturas que pueden haber adquirido en el trabajo. Cuando se trata de carriles se cortan antes, á la longitud conveniente, por medio de dos sierras circulares colocadas á la distancia oportuna, cuyas hojas están sumergidas en agua por la parte inferior, para que, por efecto del trabajo y del contacto con las barras enrojecidas, no se destemplan y pierdan la dureza necesaria para conseguir el objeto á que se destinan.

De una manera análoga á la empleada para forjar las barras, se forjan las chapas de hierro, las barras chatas ó pletinas, los flejes, etc., y cualquiera que sea el producto que se va á obtener, el hierro necesita recocerse de tiempo en tiempo para que no resulte quebradizo. Así como en las barras es necesario cortarlas todas ellas en la tijera á una longitud conveniente, en las chapas se deben igualar tambien respecto á la anchura. Escusado es decir que á esta fabricacion se destinan las mejores calidades de hierro, puesto que, dado el poco espesor que tienen, se enfriarian demasiado pronto si hubieran de laminarse al rojo; pero de todos modos han de someterse á recocidos, no para hacerlas más fácilmente maleables, sino para evitar que se endurezcan demasiado.

Más elegidos aun que los destinados á chapas deben ser los hierros que se destinan á *hilarse* ó convertirse en alambres, operacion que se verifica por medio de una *hiler*a ó plancha de acero sumamente duro, atravesada por varios agujeros cuyo diámetro es cada vez menor y que están abocardados por uno de los lados para que por él pueda introducirse la punta de la barra. Esta se adelgaza previamente en un laminador animado de un movimiento muy rápido, y despues, afilando con una lima uno de sus extremos, se introduce por la parte más ancha del agujero mayor de la hiler;a se coje con una fuerte tenaza por el otro lado, y se tira de ella, obligándola á pasar toda por el agujero; despues se afila nuevamente la punta y se hace pasar por el agujero inmediato, y así sucesivamente.

Cuando el diámetro de la barra lo permite, la tenaza que coje su extremo está colocada en un cilindro de hierro vertical que puede girar sobre su eje, arrollándose en él el alambre á medida que va pasando por la hiler;a. Cada tres ó cuatro pases se recuece el alambre sacándole del cilindro que no es rigurosamente tal, sino más estrecho por una base que por otra, y luego se coloca en una devanadera, tambien de hierro, para que pueda irse desarrollando: se pasa por el agujero inmediato de la hiler;a la punta que queda libre, y se coje con la tenaza del cilindro, repitiendo la operacion hasta que el alambre ha adquirido el diámetro que se desea. Despues, segun los usos en que ha de emplearse, se recuece ó se deja tal como sale de la hiler;a, para introducirle en el comercio.

Tanto la formacion de los paquetes, como su recocido, el trazado de las acanaladuras de los cilindros, cuando las barras han de cambiar en ellos la forma de su seccion y todo el trabajo mecánico del hierro, necesita precauciones muy grandes, cuyo estudio detallado exigiría por sí sólo mayor número de páginas que las empleadas en este libro para el de todos los demás metales. Pueden hallarse detalles muy interesantes, relativamente á esta parte de la siderúrgia, en las obras clásicas de Flachet, de Valerius, del doctor Percy, y en la traduccion francesa de esta última, por MM. Petigand y Ronna, en la cual aparecen numerosos datos debidos á los traductores, que no se encuentran en el original.

VI.

FABRICACION DEL ACERO.—Acero natural.—CARBURACION DEL HIERRO DULCE.—Cementacion de las barras.—Wootz.—ÁFINO DEL HIERRO COLADO.—Acero de forjas.—Acero puddlado.—ACERO FUNDIDO.—MÉTODOS NUEVOS DE FABRICACION DEL ACERO.—Acero Bessemer.—Acero Martin.—Acero fosforoso.

En las páginas 683 á 688 se ha hablado ya de la naturaleza y de las propiedades del acero: resta ahora indicar los métodos en virtud de los cuales puede obtenerse este metal, bien directamente de los minerales, bien del hierro dulce ó del hierro colado.

Los procedimientos de fabricacion varian naturalmente segun que las primeras materias son unas ú otras de las que acaban de mencionarse, y pueden dividirse en métodos en que se obtiene el acero por el tratamiento directo de los minerales; por la carburacion del hierro dulce ó por la decarburacion parcial del hierro colado; existiendo algunos métodos modernos que puede decirse que participan de uno y otro de estos dos últimos.

Acero natural.—La fabricacion del acero por el tratamiento directo de los minerales, se hace de la misma manera que la del hierro en las forjas catalanas, procurando obtener, en lugar de un producto exento hasta el límite posible de carbono, silicio, etc., un hierro carburado en la proporcion conveniente para constituir el acero. En la pág. 713 se han indicado ya las circunstancias que favorecen la formacion de uno ó de otro producto; y de todos modos, la fabricacion por este medio se halla reducida á muy pequeñas proporciones y es de poca importancia, sobre todo, despues que se han inventado los procedimientos modernos en virtud de los cuales se obtienen á muy bajo precio cantidades considerables de acero.

CARBURACION DEL HIERRO DULCE

Cementacion de las barras.—Los métodos por carburacion del hierro dulce son el de cementacion, que es el más antiguo y el único usado en Europa hasta hace algunos años, y el que siguen los indios del Indostan para fabricar el acero llamado *Wootz*, que ya se ha citado en la pág. 685.

La carburacion del hierro se puede hacer sometiendo el

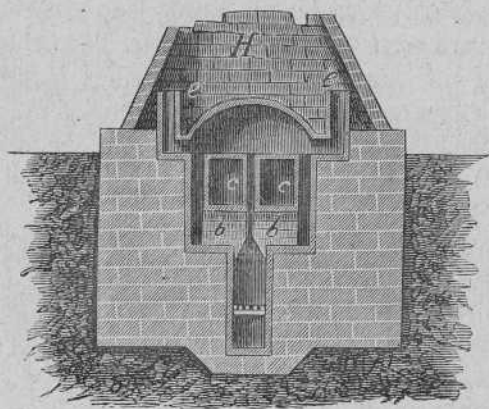


Fig. 108.

metal á la accion del carbono en estado de barras ó en estado de esponja. Cuando se trata de carburar barras de hierro, que es lo más comun, el aparato que se emplea está representado en la fig. 108. Consta de un espacio de planta rectangular de 5^m,60 de longitud por 3^m,80 de anchura, cubierto por una bóveda cilíndrica, en cuyo interior hay dos muros ó banquetas *b b*, entre los cuales está colocada una rejilla de toda la longitud del horno por una anchura de 60 centímetros. La parte superior de las banquetas no forma un plano horizontal sinó que está compuesta de una série de pequeños muretes de 40 centi-

metros de altura por 25 de ancho, entre cada dos de los cuales queda un espacio igual al ancho de uno de ellos. Sobre estos muretes descansa á cada lado del hogar una caja de arcilla *c*, de toda la longitud del horno y de seccion rectangular ó trapezial: en este último caso, por la parte alta, que es la más ancha, tiene 1^m,30 y por la de abajo solamente 1 metro: el espesor de las paredes es de 18 á 20 centímetros. Entre cada una de las cajas y el muro exterior del horno, hay un espacio de 25 á 40 centímetros en el cual se prolongan los muretes de apoyo, formando de esta manera una série de pequeñas chimeneas contiguas unas á otras y colocadas á lo largo de las cajas.

La bóveda del horno está agujereada en algunos puntos y sobre ella existen generalmente á cada lado tres chimeneas *e e* que sirven para arreglar el tiro del hogar. Todo el aparato está cubierto con una campana cónica de ladrillos *H* que recibe los humos y los exparce á gran altura en la atmósfera.

En las dos bases menores del rectángulo que forma la planta del horno hay dos puertas por las cuales pueden penetrar los obreros hasta las cajas.

La disposicion de los muretes que acaba de indicarse, permite que las cajas se calienten con gran regularidad, no obstante su mucha longitud, porque la llama que se produce sobre la rejilla pasa por los diversos espacios comprendidos entre los muretes de asiento, y va despues á los conductos verticales que forman su prolongacion, y de aquí á las chimeneas: activando más ó ménos el tiro en ellas por medio de registros, ó de simples ladrillos que reduzcan su seccion á voluntad, se puede hacer que el fuego marche muy uniformemente.

Las barras de hierro que se quieren cementar deben ser chatas y estar bien derechas: por lo comun tienen 75 milímetros de anchura y 20 de grueso: su longitud es algo menor que la de las cajas, para que la dilatacion que han de sufrir con el calor pueda efectuarse sin que compriman las paredes pequeñas de aquellas. Algunas, sin embargo, tienen una longitud algo mayor, y en este caso se saca uno de sus extremos por un orificio practicado á este fin en la base de las cajas que corresponden á la delantera del horno. Por este medio, cuando el obrero, por el tiempo trascurrido en la operacion, calcula que

el hierro está suficientemente carburado, coje con una tenaza la extremidad de una de estas barras y la saca del horno para romperla y examinar en su fractura lo más ó menos avanzada que se halla la conversion del hierro en acero.

En el fondo de cada caja se coloca una capa de carbon vegetal molido; sobre ella se ponen de plano, y casi en contacto, las barras necesarias para ocupar la anchura de la caja; y si son cortas, se colocan en vez de un solo trozo dos ó tres, en prolongacion unos de otros tocándose por sus extremos: en los huecos que quedan entre las barras, y sobre ellas, en una altura de unos 12 milímetros, se pone más carbón vegetal, y encima otra série de barras, cuyos intervalos deben corresponder á las barras de la série inferior; así se continúa poniendo capas alternantes de barras y de carbon en polvo, hasta que la caja se llena, teniendo cuidado de que la última capa sea de carbon: ésta debe ser algo más gruesa que las otras y se debe recubrir con el polvo que resulta de las piedras silíceas con que se pule el acero y se afilan las herramientas. Este polvo se compone de una mezcla de sílice y acero, que por la elevacion de temperatura y la consiguiente oxidacion de las partículas de acero, forma una especie de escoria mal fundida, impermeable al aire que cierra herméticamente las cajas.

Hecha la carga se cierran las puertas de entrada y se enciende el hogar, manteniendo el aparato en una temperatura uniforme de 900° á 1.000° , durante un espacio de tiempo variable con las condiciones del hierro que se somete á la cementacion, y con la naturaleza del acero que se trata de obtener. En Sheffield, el acero para muelles se tiene siete dias, el de forja ocho y las barras que han de servir para fabricar acero fundido nueve ó diez.

Cuando está próximo á espirar el tiempo que se calcula necesario, el obrero saca una de las barras de prueba, la rompe despues de fria, y, por la fractura que presenta, ve si la operacion ha llegado ó no á su término. En el segundo caso, aguarda algun tiempo y vuelve á sacar otra barra de prueba. Cuando el aspecto de la fractura indica que la operacion está concluida, se quita el fuego y se deja enfriar el horno durante tres ó cuatro dias.

Al cabo de este tiempo, los obreros penetran en el interior del aparato, sacan las barras de las cajas y recogen el polvo de carbon que queda en éstas, el cual está parte en su estado natural y parte convertido en una especie de hollin. Le tamizan para separar la parte aglutinada, y despues de lavarla y secarla, la mezclan con un volúmen igual de carbon nuevo para emplearla en las operaciones ulteriores.

El aspecto de las barras es completamente distinto antes y despues de cementadas: antes tienen la superficie lisa, y cuando se rompen, despues de haberlas señalado con el corta-frio, presentan una fractura brillante, cristalina y de un color azulado característico. Despues de cementadas, la superficie está llena de ampollas, la generalidad del grueso de un guisante, pero algunas mucho mayores; son muy frágiles y su fractura no tiene brillo y ofrece indicios de esfoliacion, y una tinta amarillenta. Segun la generalidad de los autores, las ampollas proceden de una reduccion del óxido de hierro que existe siempre en los hierros dulces al estado de silicato, el cual, en presencia del carbon, se convierte en hierro metálico desprendiendo óxido de carbono. Algunos las atribuyen al desprendimiento de vapor de azufre, considerando que este cuerpo existe siempre en los hierros en cantidad mucho mayor de la que contienen las barras despues de cementadas.

En algunas ocasiones, en vez de cementar las barras de hierro, se cementan los objetos contruidos con hierro dulce; pero se comprende que este sistema es vicioso, porque la aceracion no puede ser uniforme y es mucho mayor siempre en la superficie que en el interior de la masa: y sobre todo, es muy malo cuando se trata de objetos cortantes que, debiendo afilarse con frecuencia, van perdiendo poco á poco la capa mas dura, que es precisamente la más exterior.

Acero Wootz.—En algunas localidades del Indostan, donde se fabrica hierro dulce, se destina una parte de éste á convertirle en acero. Las pequeñas zamarras obtenidas en las forjas imperfectas que se usan en la localidad, cuyo peso es de unos 10 kilogramos, se dividen en tres partes, y cada una de ellas se coloca en un crisol de arcilla cruda de medio litro de capacidad, agregándole 35 gramos de madera de casia y dos hojas verdes y lisas de una especie de convólvulus. Se cubre el

crisol con una tapadera tambien de arcilla cruda, que se enloda bien, y se seca.

En el suelo se practica un agujero, á cuyo fondo se puede hacer llegar una corriente de aire, y se coloca al rededor de éste una fila de crisoles, y luego otra por dentro, cerrando el espacio que queda hácia el centro del orificio por un solo crisol. Formada de este modo por los mismos crisoles sobre el agujero una especie de bóveda, se quita de la fila exterior el que queda frente á la tobera, y se coloca en su lugar otro en posicion horizontal, presentando su fondo hácia el fuelle y su abertura hácia el interior. Antes de colocarle se rellena de carbon el interior del aparato y se recubre del mismo combustible la bóveda, encendiéndole inmediatamente despues y colocando el crisol horizontal. Se da viento por espacio de cuatro horas, y al cabo de ellas se retiran los crisoles y se vuelven á colocar otros de la misma manera para continuar el trabajo casi sin interrupcion; de manera que en 24 horas se fabrica de este modo el acero correspondiente á 70 crisoles.

El acero obtenido presenta la forma de lingotes cónicos, cuya superficie superior aparece radiada, envueltos en una materia escoriforme. Cada crisol contiene próximamente un kilogramo de metal. Estos lingotes se someten á una temperatura muy próxima á la de la fusion del acero, removiéndolos y dándoles vueltas durante mucho tiempo, despues de lo cual se estiran bajo el martillo.

El *Wootz* no se puede soldar más que á una temperatura relativamente baja; pero es susceptible de adquirir por el temple una dureza muy grande. Segun algunos análisis practicados por Henry, contiene 4,33 por 100 de carbono no combinado y cortisimas cantidades de azufre, silicio y arsénico.

Acero Chenot.—Tambien puede fabricarse el acero, segun se ha dicho antes, sometiendo á la carburacion el hierro al estado de esponja, obtenido por el procedimiento Chenot, de que se ha hablado en las páginas 272 y siguientes.

La esponja se mezcla íntimamente con polvo de carbon ó con materias eminentemente carbonosas, como la resina ó el alquitran vegetal; si se trata de materias líquidas, se empapa bien la esponja en ellas, se escurre luego y se calcina en vasos

cerrados durante una hora; despues se pulveriza y se mezcla con 75 por 100 de esponja en su estado natural, para que no resulte un producto con demasiado carbono.

Preparada así la esponja se comprime fuertemente hasta que se reduzca á los dos tercios de su volúmen primitivo, y al comprimirla se moldea en forma de tacos cilíndricos, que se funden en crisoles de arcilla. Cada uno de estos contiene de 18 á 25 kilógramos de metal; en la parte superior queda una capa de escorias, que se enfrían arrojando sobre ellas un poco de arena y se quitan con una espumadera para verter luego en los moldes el contenido de los crisoles. La operacion dura por término medio unas cuatro horas.

Segun se ha indicado ya, por los años 1855 y siguientes, el método Chenot obtuvo gran éxito y su autor fué premiado con una medalla de oro en la Exposicion de París de 1855; pero á decir verdad, el tiempo ha venido á dar la razon al Dr. Percy, que en su obra (pág. 336) manifiesta mucha desconfianza relativamente á las condiciones industriales del procedimiento. Los métodos ideados con alguna posterioridad, y especialmente el de Bessemer, han oscurecido por completo el de Chenot, por el cual no se fabrica hoy casi ningun hierro y absolutamente ningun acero.

DECARBURACION DEL HIERRO COLADO

Afino en forjas.—Siendo el acero una combinacion de hierro y carbono en que la cantidad de este cuerpo es más pequeña que la que existe en el hierro colado, es claro que sometiendo éste á un afino, es decir, á una fusion oxidante, cuya accion se verificará de preferencia sobre el carbono como cuerpo más oxidable, llegará un momento en que la cantidad combinada con el hierro sea la conveniente para constituir el acero. Los procedimientos de afino del hierro colado para convertirle en acero, son naturalmente los mismos empleados para convertir el hierro colado en hierro dulce, y varían tan sólo en el tiempo de su duracion y en las condiciones del viento, deteniéndose las operaciones en el caso del acero cuando aún no se ha eliminado la totalidad del carbono.

Como se ha indicado al hablar de las forjas catalanas, la direccion del viento más ó ménos inclinado, influye mucho en la carburacion del metal que se obtiene, y otro tanto sucede en la reduccion del hierro colado para formar acero. El dardo de viento debe ser ménos inclinado, y el metal hallarse recubierto de una capa de escorias formadas por silicato de hierro que se deben mantener bien fluidas, y que reduciéndose parcialmente, ayudan á la decarburacion.

Las zamarras de acero son generalmente chatas en vez de ser próximamente esféricas, como lo son las de hierro dulce, y el defecto principal que presentan es el de no ser homogéneas, sino que están, por el contrario, más carburadas en unos puntos que en otros; generalmente el centro se aproxima á la composicion del hierro dulce mucho más que la superficie.

Actualmente la fabricacion del acero en las forjas de afino está limitada á algunas localidades de Alemania, en todas las cuales se sigue con pequeñas diferencias el mismo procedimiento. El producto, que se encuentra en el comercio con el nombre de *acero de Styria* ó *acero styrio*, no es de los más apreciados; pero se emplea, sin embargo, con bastante frecuencia porque es el más barato, al ménos en nuestro país. No es extraño que este producto no presente todas las condiciones que sería de desear, porque empleándose para la fabricacion del acero enteramente el mismo procedimiento que para el hierro dulce, es tan difícil apreciar el momento oportuno en que las zamarras deben retirarse de la forja, que con mucha frecuencia los afinadores obtienen hierro en vez de acero y vice-versa.

Antes de someter el hierro colado al afino, se le hace sufrir una operacion preliminar fundiéndole en una forja cubierta. La carga consiste en 170 kilogramos de hierro colado gris, que se halla en trozos de 26 á 32 centímetros de largo, 18 á 21 de ancho y 8 de grueso. Con objeto de aminorar en lo posible el gasto de combustible, las llamas de la forja, dirigidas por la bóveda, pasan por un horno de reverbero en el cual calientan hasta el rojo vivo los trozos de hierro colado que se van á cargar. Cuando están á buena temperatura se arrojan por medio de un espeton sobre el carbon que llena la forja, sustituyéndolos en el horno de reverbero por otros que han de servir para

continuar la operacion. Una vez en la forja se aproximan al contraviento y se cubren bien con el carbon para que se fundan lo más pronto posible; y así que se ha conseguido este objeto se carga nueva cantidad de carbon, y se arrojan encima los trozos de hierro colado del reverbero y algunas escorias, continuando de este mismo modo hasta que el crisol de la forja está lleno de hierro colado en una altura que llega á 6 ú 8 centímetros por bajo de la tobera.

Entonces se rompe la piqueta y se da salida á la vez al hierro y las escorias, que se reciben en moldes muy chatos de arena, rociando la superficie con agua algunos momentos despues, cuando se han colocado ya las escorias en la superficie, para que éstas se quebranten y se separen fácilmente del metal. Este, cuyo espesor no pasa de $2\frac{1}{2}$ á 3 centímetros, se rompe en trozos pequeños llamados *placas*, y las escorias se bocarteán y se lavan para separar y aprovechar las granallas metálicas que contienen en gran cantidad.

Una operacion dura por término medio tres horas, y en cada 24 produce una forja de 45 á 50 quintales métricos de hierro en placas con un consumo de 40 por 100 de carbon y una pérdida que varía de $3\frac{1}{2}$ á 8 por 100 del peso obtenido, segun que se agregan ó no escorias de afino durante la operacion. Las placas de hierro colado preparadas de este modo, pasan luego á la forja de afino, que está formada por planchas de hierro colado refrescadas por corrientes de aire. La distancia de la warma al contraviento es de 60 centímetros por el lado de la rustina y 62 por el de la mano; entre la rustina y la mano hay 62 centímetros. La tobera es una sola de cobre y de forma circular; su diámetro 35 milímetros y su inclinacion de 12° á 16° ; penetra 13 centímetros en el interior del hogar.

Para empezar una operacion, se llena la forja de combustible menudo que procede de las anteriores y se da fuego; cuando se ha consumido la mitad próximamente, se apisona, y se vuelve á poner más combustible hasta conseguir que se forme una capa de brasca que llegue hasta 18 centímetros por bajo de la tobera. Hecho esto se llena de carbon la forja y se cargan 20 á 30 kilogramos de hierro colado natural, que no ha sufrido el afino preliminar; éstos se funden pronto y caen al fondo del

crisol, donde no hallándose sometidos á la accion directa del viento, se decarburan con mucha lentitud.

Mientras se funde esta primera carga, se divide en dos trozos la zamarra de la operacion anterior, y se vuelven éstos á la forja, colocando el uno en la proximidad del contraviento y el otro sobre la tobera, recubierto de una palada de carbon. El primero, que adquiere pronto la temperatura del rojo blanco, se revuelve en el fuego limpiando bien sus superficies de la costra ferruginosa no acerada que las recubre, y se coje con unas grandes tenazas para llevarle al martinete, donde se forja la mitad, formando una barra de 8 centímetros de lado; y lo mismo se hace despues con el segundo trozo de la zamarra que se habia colocado en el contraviento en cuanto se quitó de allí el primero. Todas estas operaciones exigen hora y media, durante cuyo tiempo se ha decarburado el hierro colado de la primera carga; se quita el combustible para examinar el estado en que se encuentra, y segun que está, demasiado fluido ó demasiado pastoso, se agregan escorias de afino, que ayudan á la decarburacion, ó hierro colado que introduce en la masa nueva cantidad de carbono.

Se vuelve al fuego el primer trozo de la zamarra y se estira luego formando una barra de 8 centímetros de lado, y mientras unos operarios se ocupan de esto, otros comienzan á cargar en la forja las placas obtenidas en la operacion preliminar, y despues colocan encima el primer trozo de la zamarra, recubriéndola con una palada de escorias ricas que le preservan de la accion del viento; despues se divide en trozos y éstos se llevan á otra forja donde se les dan las caldas necesarias para formar barras. Otro tanto se hace con el segundo trozo, dando así lugar á que las placas vayan fundiéndose y reuniéndose en el fondo.

Terminadas las operaciones del forjado de la zamarra anterior, se examina el hierro que hay en el aparato. Si la decarburacion marcha con demasiada lentitud, lo cual se conoce en que se mantiene demasiado líquido, y se forman en algunos puntos depresiones, se agregan escorias y batiduras de la misma operacion que oxidan parte del carbono, produciendo al mismo tiempo hierro metálico; si la decarburacion es demasiado rápi-

da, en cuyo caso la superficie aparece con concreciones en forma de coliflor, se agrega hierro colado sin preparar ó cuarzo; pero en este último caso es menester dar salida inmediata á las escorias que se forman, á fin de evitar que la pérdida de hierro sea muy considerable; y se cargan en su lugar escorias, para que la zamarra esté siempre recubierta por un espesor de 6 á 7 centímetros de éstas.

La carga de las placas no se hace de una vez, sino que se empieza por poner 65 á 70 kilógramos, y cuando se ha terminado de forjar el primer trozo de zamarra, se hace otra carga de 18 á 25 kilógramos que se funde mientras termina el forjado, próximamente unas dos horas despues de empezada la operacion.

Cuando al cabo de este tiempo el baño metálico, que debe conservarse siempre en un estado pastoso, ha llegado á unos 4 centímetros por bajo de la tobera, se da salida á las escorias, que por punto general no se han debido sacar antes, y se quita luego el carbon para dejar la zamarra al descubierto. Sobre su superficie vienen á aglomerarse las escorias, que se van quitando con una pala, y cuando ya hay pocas al cabo de 15 ó 20 minutos, se rocían con agua para solidificarlas y poderlas quitar más fácilmente.

Despues se introduce un espeton fuerte á martillazos por bajo de la zamarra, se colocan sobre el crisol otros dos espetones paralelos y apalancando sobre el primero y dándole algunas sacudidas, se consigue levantar la masa metálica y dejarla sostenida en los otros dos. De esta manera presenta al descubierto la superficie inferior, única que hasta entonces no se habia podido limpiar y se procede á una nueva carga, cogiendo la zamarra cuando se ha terminado aquella y llevándola al martinete, donde se divide en dos trozos, segun antes se ha dicho, por medio de una tajadera de grandes dimensiones, sobre cuya cabeza golpea el martillo.

En una operacion se emplean unas seis horas y se producen de 85 á 140 kilógramos de acero, con un consumo de 317 kilógramos de carbon vegetal ligero por cada 100 de acero obtenidos. La pérdida es en esta operacion de 22 por 100 del peso de las placas cargadas.

El personal afecto á una forja son 3 obreros, 1 maestro, 1 forjador y 1 ayudante, que no necesitan relevarse porque la operacion es intermitente, lo cual les permite obtener entre cada dos operaciones el descanso necesario.

Las barras de acero obtenidas pesan 3 ó 4 kilógramos: antes de que se enfrien, se sumergen en agua y despues se parten en fragmentos: se forman paquetes con las de diferente naturaleza y se someten á nuevas caldas para correarlas y darles una composicion uniforme y lo mas homogénea posible.

En algunas otras localidades de Alemania y de Suecia, en vez de hacer en una ó en dos veces la carga de hierro colado, se hace en seis ó siete, teniendo cuidado de examinar de cuando en cuando, mientras se forjan los trozos de las zamarras, el aspecto que presenta el metal en el fondo de la forja. Cuando empieza á espesarse, se agrega una nueva porcion de hierro colado, que devuelve su fluidez al metal, y así se va continuando la operacion, sin que sea tan temible pasarse de punto en el afino y obtener hierro dulce en lugar de acero.

Tambien en algunas fábricas se parten las zamarras de manera que los trozos obtenidos tengan la forma de sectores de círculo, á fin de que se reparta uniformemente entre todos ellos el centro de la masa que, como ya se ha dicho, está ménos carburado que la superficie.

Acero puddlado.—La mayor parte del acero obtenido en estos últimos años, hasta la invencion del procedimiento Bessemer, procedia del hierro colado que se afinaba, no en forjas, sino en hornos de puddler; y se comprende que del mismo modo que el puddlage ha sustituido á las forjas para la obtencion del hierro, ha debido sustituirle para la del acero.

El horno empleado para el puddlage del acero es exactamente igual al que se usa para el afino del hierro, y el trabajo sumamente parecido: la única diferencia consiste en la necesidad de impedir completamente la entrada del aire en cierto período de la operacion, á fin de que no se oxiden las últimas porciones de carbono que el hierro debe conservar para quedar convertido en acero.

Cuando se trata de obtener acero ordinario, se comienza por

arreglar la plaza, y despues se da fuego procurando que el horno adquiera el calor rojo blanco: entonces se introducen algunas batiduras del martinete, cuya cantidad varía segun la naturaleza del hierro que ha de tratarse: si es blanco, que tiene una tendencia natural á producir escorias muy abundantes, bastan 15 á 20 kilógramos; si es gris, hacen falta de 20 á 35. Las batiduras se reparten uniformemente sobre la plaza y sobre los trozos de hierro oxidado que la guarnecen y hecho esto, se cargan por término medio de 180 á 200 kilógramos de hierro colado, que seapilan en el centro, ó lo que es mejor, cuando no se llega á una temperatura demasiado alta que ablande la plaza, se colocan arrimados á las paredes. Conviene mucho que no sean de tamaño ni de forma muy diferente, porque la fusion debe hacerse en todos ellos al mismo tiempo y con la mayor regularidad posible, lo cual no podria suceder si unos tenian más volúmen que los otros.

Hecha la carga se limpia bien la regilla y se carga de carbon, tapando cuidadosamente con este la puerta del hogar; se cierra la de trabajo y se abre el registro de la de la chimenea, dejando el horno durante algun tiempo, hasta que se ha fundido el hierro colado, si la carga está hecha en la periferia de la plaza, ó hasta que se encuentra al rojo si se ha cargado en el centro, porque en este caso es necesario revolver los lingotes para que se fundan bien. Al cabo de 40 ó 45 minutos se ha fundido por completo toda la masa, y el horno se encuentra al rojo muy vivo. El obrero introduce el espeton por la mirilla de la puerta de trabajo, reconoce el baño líquido para asegurarse de que no hay porciones sólidas, y le remueve bien, á fin de que todo él quede bien homogéneo. Durante este período se desprende una cantidad bastante notable de óxido de carbono, cuyas burbujas vienen á estallar en la superficie del metal, ardiendo con la llama azulada característica de este gas. La resistencia del metal fundido al espeton, las chispas que lanza y la mayor ó menor fuerza con que se adhieren las escorias, son los indicios de la marcha que lleva la operacion.

Cuando el baño está bien fluido, se baja casi por completo el registro, para evitar una corriente demasiado enérgica, pero procurando, sin embargo, que en el hogar haya bastante com-

bustible para que la temperatura descienda con mucha lentitud; y se remueve la masa en todas direcciones, mezclando perfectamente sus partes. A consecuencia del menor tiro que se produce, el laboratorio del horno se llena de humo, y bajo la influencia de éste y de la consiguiente disminucion de la accion oxidante, el hierro colado se va convirtiendo poco á poco en acero, aumentando considerablemente de volúmen por la produccion de muchas burbujas de gas en el interior de la masa.

Llegado este caso, se vuelve á abrir por completo el registro de la chimenea, lo cual hace que se manifieste una ebullicion muy marcada en la masa, que continúa por espacio de unos 20 á 25 minutos: durante este tiempo se continúa removiendo y se procura ir reuniendo en el centro los grumos de acero que empiezan á presentarse sólidos, y que aglomerándose unos con otros, aparecen por cima de la escoria que hasta aquel momento ha cubierto siempre el baño.

Entonces se baja el registro de modo que no pueda pasar mas aire que el necesario á la combustion de los gases, se carga la regilla, y se destaca de la masa la cantidad necesaria para formar una bola, cuya materia se comprime fuertemente, redondeándola con el espeton y haciéndola rodar sobre la plaza. Cuando está bien redonda, se saca por la puerta de trabajo y se envia al martillo para que se cingle.

El personal de uno de estos hornos se compone de 2 maestros y 2 ayudantes, que se relevan cada 12 horas: además existen en las fábricas otros empleados que vigilan las operaciones y que acuden donde hace falta resolver alguna dificultad. Una operacion dura por término medio dos horas y tres cuartos ó sean 165 minutos, repartidos del modo siguiente:

Reparacion de la plaza, y carga.	20	minutos.
Fusion.....	40	»
Remoción de las materias.....	50	»
Ebullicion.....	30	»
Formacion de las bolas.....	25	»

Cuando en lugar de acero ordinario, que mas bien se puede considerar como un hierro acerado, quiere producirse acero de buena calidad, se carga el horno como en el procedimiento

que acaba de describirse y se deja del mismo modo que se funda el hierro colado; cuando está bien fluido se cierra el registro, segun se ha dicho antes y se agregan escorias trituradas, y poco despues una mezcla de manganesa y sal marina, que aumenta la fluidez de éstas, quitándoles mucha parte de sus propiedades oxidantes.

Poco tiempo despues de haberse comenzado la remocion de la masa, empieza la ebullicion, durante la cual se continúa el trabajo. Las escorias son en un principio muy líquidas y se adhieren poco al espeton: pero á medida que la operacion adelanta, se van haciendo más espesas y presentando algunos puntos metálicos que se reunen en grumos poco tiempo antes de que cese la ebullicion. En el momento en que por estos indicios juzga el obrero que ha llegado el momento en que la decarburacion es la conveniente, carga bien la regilla y empieza la formacion de las bolas, cerrando antes, casi por completo, el registro, para no exponer el acero, que al fin de la operacion casi no está cubierto por las escorias, á una accion demasiado oxidante.

Las bolas se deben sacar del horno lo más rápidamente que sea posible, porque la corta cantidad de escorias muy ricas que se mantienen entre las partículas de acero por la capilaridad, ejercen de otro modo una accion oxidante enérgica, que hace que el acero se convierta fácilmente en hierro dulce.

Acero fundido.—El acero que se obtiene por cualquiera de los procedimientos indicados hasta ahora, á excepcion del Wootz, presenta inevitablemente un defecto de homogeneidad marcadísimo. Si se trata del acero de cementacion, la accion más prolongada y más enérgica del cemento sobre la superficie, hace que ésta se halle mucho más carburada que el centro de las barras ó de los objetos cementados: si se trata del obtenido por el afino en forjas ó por el afino en hornos de puddler, sucede lo mismo, porque la mayor dificultad para fundirse que presenta el hierro dulce, hace que las masas de éste, que se van formando cuando el afino va más allá del punto debido, se mantengan en el centro de las zamarras.

Tal inconveniente, gravísimo para muchos usos, desaparece fundiendo el metal, porque en este caso, mezclándose in-

timamente unas con otras todas las partículas que constituyen su masa, la carburacion se hace por igual, y si la operacion se conduce con las precauciones convenientes, la homogeneidad del producto nada deja que desear.

La obtencion del acero fundido remonta á los primeros años del siglo XVIII y se debe, segun parece, á un relojero inglés, del condado de Lincoln, llamado Benjamin Huntsman.

Desde aquella época hasta hace muy pocos años, el método de fabricacion ha sido casi exactamente el mismo, y solo ha variado en ligeros detalles. El acero en barras reducido á trozos pequeños y mezclado convenientemente para obtener una calidad que equivaliera siempre al término medio que producía la fábrica, ó bien un acero de calidad determinada, si se quería una clase especial, se colocaba en grandes crisoles de carbonilla, en los cuales se fundía dentro de un horno de reverbero.

En las célebres fábricas de acero de Sheffield, en Inglaterra, el horno consiste en un espacio de planta rectangular formado por planchas de hierro colado revestidas interiormente de arcilla ó de ladrillos refractarios. En ámbos lados de esta cámara existen, contiguos unos á otros, una série de hornos de tiro, lo mismo que los usados en los laboratorios, cuya seccion horizontal es de 58 centímetros de largo por 36 de ancho, y su profundidad de 91; los tragantes parciales de todos estos hornos se reunen en un conducto horizontal que existe á lo largo de cada fila, del cual salen los productos de la combustion á una chimenea. El orificio superior por donde se introducen los crisoles y la carga, se tapa con un gran ladrillo, reforzado con una guarnicion de hierro y provisto de su mango.

Los crisoles se fabrican con una mezcla de arcilla cocida, arcilla cruda, cok y escorias, de un modo análogo al descrito en la pág. 217 para los crisoles del zinc en el método belga; pero como son mucho más bajos, el molde no necesita estar dividido en trozos del tercio de la altura, y basta golpear sobre el trozo interior, hasta introducirle 5 á 7 centímetros en la bola de arcilla, sacarle despues, untarle de aceite y volver á golpearle para que el crisol quede completamente formado, sin que haya necesidad de otra cosa que de tapar á mano un agujero que queda en el fondo, y por el cual pasa un pivote colocado en el asiento

del trozo interior del molde, cuyo objeto es dar á éste la direccion oportuna para que su eje coincida con el del trozo exterior, é impedir que pueda bajar más de lo necesario para dejar al fondo del crisol el espesor conveniente.

Las dimensiones ordinarias de los crisoles son 19 centímetros de diámetro exterior en la parte alta, y 41 centímetros de altura; con un espesor variable de 3 centímetros, que tiene el fondo, á centímetro y medio que tiene la boca.

Los crisoles se colocan en el horno sobre peanas de arcilla cilíndricas de 13 centímetros de diámetro por 8 de altura.

En cada crisol caben de 12 á 22 kilogramos de acero y el peso de cada uno es de 11 á 13 kilogramos.

Los crisoles se recuecen en un horno especial, llenándolos antes de hulla y despues se llevan al horno de fundir. Este se encuentra ya encendido y á la temperatura del rojo oscuro: en cuanto los crisoles están dentro, se llena el horno de cok y se da el mayor tiro posible, consiguiéndose de este modo que al cabo de una media hora se halle todo él al rojo blanco. Entonces, se quitan las tapaderas de los hornos y las de los crisoles y se introduce en éstos la carga de acero: se tapan luego los crisoles, se vuelve á llenar de cok el horno y se tapa el orificio superior de éste, para activar nuevamente el tiro. Por punto general se cargan de hora en hora 20 á 25 kilogramos de cok en el horno y al cabo de unas cuatro cargas, el acero se halla en completo estado de fusion, lo cual se comprueba destapando los crisoles.

Cuando se ha visto el buen estado de la fusion, se toman los crisoles con grandes tenazas, sacando al mismo tiempo las tapaderas y las peanas que quedan adheridas á ellos, se quitan las primeras dándolas un golpecito con un martillo y el metal se vierte en lingoteras de hierro colado, que se han ahumado préviamente por la parte interior, colocándolas boca abajo sobre dos barras de hierro paralelas y horizontales, y paseando por debajo de ellas un cazo en el cual se quema alquitran. A pesar de esta precaucion, no puede evitarse que el acero las corroa con gran facilidad; sobre todo, la parte central del fondo.

Una vez descargados los crisoles se vuelven al horno y se procede á una nueva carga, que en virtud de la elevada temperatura que tienen ya los aparatos, se funde en tres horas. Cada crisol no sirve más que tres veces y es necesario ir en cada una aminorando la carga de acero que recibe. Segun el Dr. Percy un crisol que puede recibir la primera vez $20^k,40$ de acero, no resiste la segunda más que $18^k,15$, y la tercera más que $16^k,30$.

Cada mes es preciso detener las operaciones para reparar los hornos.

La testura de las barras de acero fundido, examinada á la simple vista, aparece fino-granuda y de un color gris característico, que sirve de tipo para otros colores análogos. Examinada más atentamente con auxilio de una lente fuerte, se perciben en ella una série de fibras, cuya direccion es siempre perpendicular á los lados de la seccion; de manera que sus intersecciones mútuas se hacen, en las barras de seccion cuadrada, sobre las diagonales que á consecuencia de esto se pueden percibir fácilmente; pero ha de ser en las barras recién rotas, porque despues se oxida la superficie y desaparecen estas señales.

Acero Krupp.—Se comprende sin esfuerzo que, habiendo de verificarse la fusion del acero en crisoles, cuya carga no puede exceder casi nunca de 20 á 25 kilogramos, han de ofrecer grandes dificultades la fundicion y el moldeo de piezas de dimensiones considerables. Por este motivo, durante muchos años, sólo se fabricaban de acero fundido objetos cuyo peso apenas excedia nunca y por lo general no llegaba, á aquel peso. Sin embargo, en 1862, Mr. Krupp, de Essen, presentó en la Exposicion de París una gran coleccion de lingotes de acero fundido, de una homogeneidad perfecta, entre los cuales habia algunos de más de 21 toneladas: y posteriormente ha hecho el mismo fabricante algunos cañones cuyo peso se eleva á 35 toneladas.

Mr. Krupp tuvo durante mucho tiempo secretos los medios que empleaba para fabricar estas enormes piezas; pero al fin ha permitido penetrar en su fábrica, en la cual se sigue para obtener el acero fundido, casi el mismo método ordinario, si

bien los crisoles empleados son algo mayores y pueden contener de 20 á 40 kilogramos de metal; pero el número de hornos es muy grande y haciendo que todos ellos marchen á la vez, en las mismas condiciones, y reuniendo en un solo molde el metal que contienen un considerable número de crisoles, se consigue formar bloques del peso que acaba de indicarse.

La fábrica de Mr. Krupp, fundada en 1810, es uno de los establecimientos industriales más importantes y de mayores proporciones que existen en el mundo; siendo tanto más notable esta circunstancia, cuanto que se debe á la iniciativa de una sola persona, puesto que su dueño no ha formado nunca sociedad alguna para darla el desarrollo que en el día alcanza. Está situada en el camino de Berlin á Colonia y próxima al cruce de tres importantes líneas férreas y tiene una extension superficial de 400 hectáreas, 75 de ellas ocupadas por edificios cubiertos.

Para los trasportes interiores hay un ferro-carril de vía ancha de 37 kilómetros de longitud, y otro de vía estrecha (de 785 milímetros) de 15 kilómetros; en el servicio de ámbos se emplean 15 locomotoras, 800 wagones y 191 caballos.

Se ocupan en las minas de hierro y de carbon y en los hornos altos que le proporcionan las primeras materias, 8.000 operarios. Los hornos altos en 1872, eran 11, y además se estaban construyendo otros 8, distribuidos del modo siguiente:

- 2 en Saynoberhammer, uno para carbon vegetal y otro para cok, que producen al día 20 toneladas de hierro colado especular (*spiegeleisen*).
- 4 en Mühlofen, sobre el Rhin, que producen diariamente 180 toneladas de hierro colado superior para fabricacion de acero Bessemer y para hierros de calidades escogidas.
- 1 en Hermannshütte, donde se estaban construyendo además otros dos.
- 4 en Johanneshütte que producen al día de 150 á 160 toneladas. En ésta fábrica se estaban construyendo otros seis hornos.

Para abastecer estos aparatos metalúrgicos, tiene Mr. Krupp cuatro minas de carbon en Essen y en Bochum y 414 minas de hierro que comprenden 20.000 hectáreas. Solo en España

tiene concesiones de mineral de hierro que pueden producir anualmente 300.000 toneladas.

La fábrica de acero alcanza las proporciones oportunas para elaborar la inmensa cantidad de primeras materias que producen todos estos elementos industriales. En ella trabajaban en la citada época, á parte de los obreros de las minas y hornos altos, otros 12.000: y su material era el siguiente:

- 250 hornos para fundir acero.
- 390 » para recocido.
- 161 » para récalentado.
- 115 » para formar bolas y puddlar.
- 14 » de manga
- 275 » para cok.
- 160 » diversos.
- 264 forjas.
- 240 calderas de vapor (70 en construccion).
- 286 máquinas de vapor con fuerza de 10.000 caballos.
- 1.056 máquinas-herramientas, para torneear (318), cepillar (111), taladrar (84), pulimentar (75), hacer engranajes (61), etc.
- 20 retortas para acero Bessemer.
- 71 martillos-pilones, de 100 kilogramos de peso como mínimo, entre ellos uno de 10.000, otro de 20.000 y otro de 50.000 kilogramos, este último con tres metros de corrida.

Entre los laminadores hay uno que exige para su trabajo 1.000 caballos de fuerza, y puede dar planchas de 4^m,50 de anchura.

Para el alumbrado de los talleres hay una fábrica de gas, que alimenta de 10 á 11.000 luces.

El consumo anual de combustible era de 500.000 toneladas de hulla y 125.000 de cok y la produccion en el año 1872 fué de 125.000 toneladas de acero en lingotes, apropiado para ejes de wagoes y locomotoras, llantas para las ruedas de dichos carruajes, carriles, muelles, árboles rectos y acodados para máquinas de vapor, piezas de maquinaria, cañones, cureñas, proyectiles, etc. El lingote presentado en la Exposicion de Viena, que se destinaba á un cañon de 37 centímetros de diámetro, y pesaba 52.500 kilogramos, se habia obtenido por la

reunion del metal fundido en 1.800 crisoles, cada uno de 30 kilogramos de cabida. Se fundió cilíndrico y despues se redujeron algun tanto sus primitivas dimensiones, y se le dió la forma de un prisma octogonal de 1^m,40 de diámetro, bajo el martillo de 50 toneladas.

Los hornos para fundir el acero son de diferentes sistemas: los hay de cok y de gas; y su cabida es de 2 á 24 crisoles: éstos se hacen mecánicamente con una mezcla de plombagina, arcilla refractaria cruda y polvo de crisoles viejos; y no sirven más que una vez.

La mayor parte del acero se obtiene por medio de la fusion de una mezcla de acero bruto, y de hierro dulce que procede del afino en hornos de puddler de hierros colados manganesíferos, fabricados con minerales de Nassau y del país de Siegen.

El trabajo está organizado de un modo especial. Suponiendo que se quieran fundir 16 toneladas de acero, para lo cual hacen falta unos 400 operarios, se dividen éstos en tantas cuadrillas como hornos han de ponerse en actividad. Parte de ellos se colocan sobre el suelo del taller, al nivel de las regillas; otra parte en las cuevas en que desembocan los ceniceros. Todas las regillas están formadas de barras móviles que pueden quitarse á voluntad cuando conviene; y esto permite hacer más fácilmente la operacion de limpiar los crisoles de las escorias procedentes del combustible que se adhieren á ellos.

Cuando el acero contenido en todos los hornos está ya bien fundido, el jefe del taller hace una señal, que los operarios se transmiten rápidamente de unos á otros. Los colocados en las cuevas, en la parte más lejana del molde, quitan de las regillas todas las barras, menos dos que son indispensables para sostener los crisoles, y limpian éstos de las escorias que tienen pegadas: despues el maestro de cada horno y su ayudante, cogen los crisoles con grandes tenazas á proposito y los llevan á un canal, en donde arrojan el metal fundido que corre á un receptáculo central, situado encima del molde y perforado en su parte baja; pero con una tapadera que impide la salida del metal hasta el momento preciso. Así se consigue verterle en el molde con un chorro vertical.

Inmediatamente que los crisoles están vacíos se arrojan, por unos sumideros practicados al efecto, á unos depósitos inferiores; y de este modo la circulacion no se encuentra interrumpida por el gran número de crisoles incandescentes, que en otro caso habian de quedar sobre el piso del taller.

Antes de que se hayan vaciado todos los crisoles del primer horno, se sacan los de otro más próximo al molde, y así sucesivamente hasta los últimos, de tal manera, que al receptáculo central va llegando el acero casi de un modo continuo, uniéndose el de cada horno al que había ya en él antes de que haya tenido tiempo de solidificarse. Cuando todo el acero se ha reunido en el receptáculo superior, se le da salida y se llena el molde.

El lingote fundido, sólido ya, pero todavía á la temperatura del rojo cereza, se saca del molde, se rodea de cenizas calientes, y se conserva así hasta el momento de forjarlo, operacion que no se empieza en algunas ocasiones hasta dos ó tres meses despues de fundida la pieza.

Los moldes han de ser siempre cilindros ó prismas verticales; y las piezas se tornean y se forjan despues en la forma que se desea; pero es indispensable evitar los moldes de forma irregular y, sobre todo, los ángulos entrantes, por que si éstos existieran, la masa quedaria ampollosa y no tendria la homogeneidad necesaria. Aun en los moldes lisos, cilindricos ó prismáticos, la textura es poco compacta, porque la densidad del metal aumenta por el forjado en dos ó tres décimas. Sin embargo, la homogeneidad es perfecta, aun en piezas como la presentada en la Exposicion de París en 1867, cuyo peso era de 40 toneladas, ó la de Viena en 1871 que pesaba 52 $\frac{1}{2}$ y la resistencia á la ruptura, segun los ensayos practicados por M. D. Kirkaldy sobre diferentes muestras de acero Krupp, llega en algunas á una carga de 60^k,370 por milímetro cuadrado, no bajando en ningun caso de 56^k,200 (1).

(1) Sabido es que el mejor acero fundido se rompe bajo un peso de 100 kilogramos por milímetro cuadrado y que el término medio es de 75.

NUEVOS METODOS DE FABRICACION DEL ACERO

Por muy considerable que sea la disminucion que en el precio del acero produzca una fabricacion en tan inmensa escala, como la que ligeramente acaba de reseñarse, el acero ordinario fundido, resulta á un precio que le hace inaceptable para un sinnúmero de aplicaciones.

El acero Krupp no es un acero barato; y el servicio que ha hecho á la industria este fabricante ha sido demostrar la posibilidad de obtener piezas enormes de un metal que antes se creia que no podia emplearse en ellas, en atencion á la dificultad de obtener esas grandes masas en estado líquido.

Por esta razon, los industriales, comprendiendo las ventajas que podrian obtenerse reemplazando para muchos usos el hierro con el acero, han buscado desde hace muchos años el medio de obtener éste último en condiciones de baratura tales, que la sustitucion se haga posible. Las tentativas hechas con este objeto han sido muchas; pero casi todas han dado resultados poco satisfactorios á excepcion de las llevadas á cabo por M. Bessemer, y posteriormente por M. Martin.

Acero Bessemer.—El método Bessemer para la obtencion del acero fundido, se dió á conocer por primera vez en Agosto de 1856 á la Asociacion británica de Ciencias y Artes, y como á todos los nuevos procedimientos, se le quiso dar entonces un alcance que no tiene y que no necesita realmente, puesto que sin él ha hecho una trasformacion completa en la fabricacion del metal. Su autor creyó en un principio que podia convertir á voluntad en hierro dulce ó en acero cualquiera clase de hierro colado, sin necesidad de que fuera más ó menos puro. Hicieronse algunos ensayos en las forjas de Saint Pancrace, Ebw-vale y Dowlais y en los talleres del Great-Northern en Inglaterra, pero no pudo conseguirse el resultado; y el inventor tuvo que abandonar su país y trasladarse á Suecia, donde emprendió nuevos trabajos, pero empleando ya, como primera materia, hierro colado relativamente puro. Tampoco los primeros ensayos hechos en Garpenberg y en Edsken tuvieron éxito completo, pero fueron, sin embargo, bastante decisivos para que el

Jern Contoret (Asociacion del hierro) de Stokolmo votara una cantidad con destino á otros nuevos, que se llevaron á cabo en Noviembre y Diciembre de 1857, y que dieron ya resultados de todo punto satisfactorios.

A partir de esta época, el método se ha extendido con rapidez por Inglaterra, Suecia, Francia, Alemania, Bélgica é Italia, lo cual indica bien claramente sus buenas condiciones.

El principio en que se funda este método es la combustion del carbon y del silicio contenido en el hierro colado, en virtud de una corriente enérgica de viento que, atravesando la masa fundida, verifica al propio tiempo una combustion interior muy activa, y un movimiento tumultuoso en la masa que, poniendo todas sus partículas en contacto con el oxígeno del aire inyectado, facilita la combustion.

El aparato es un horno de cuba de cortas dimensiones que recibe por su parte inferior una corriente de viento, subdividida en pequeños filetes por una porcion de toberas, colocadas en disposicion de promover la agitacion de la masa metálica fundida.

Los aparatos primitivos, establecidos en Suecia y que aun funcionaban en aquel país hace pocos años, eran fijos. Tenian la forma de un cilindro de eje vertical de palastro fuerte, revestido interiormente de arcilla. Al nivel de la plaza, rodeaba el horno un conducto circular de hierro colado del cual salian una série de tubos, en número de 16 ó 18, que entraban en otras tantas toberas, practicadas en la parte baja del horno, y cuya direccion formaba un ángulo constante con la normal al círculo de la plaza. De este modo la masa líquida solicitada por la presion del viento, adquiria un rápido movimiento de rotacion.

En la parte alta existian dos orificios, uno lateral, para la carga del hierro colado, que se tapaba despues con arcilla, y otro superior para la salida de los productos gaseosos.

Este aparato ha dejado de emplearse ya, casi en todas partes, porque es preferible la retorta ó *convertidor*, adoptado desde un principio en Inglaterra, é importado despues á los demás países.

Su forma es verdaderamente la que presenta la panza de una retorta de laboratorio, y está construida, como el horno sue-

co, depalastro fuerte, revestido interiormente de arcilla. Atraviesan el fondo una porcion de pequeños conductos verticales, que hacen el oficio de otras tantas toberas y comunican con un receptáculo inferior de hierro colado, al cual llega el viento desde los aparatos soplantes. La retorta está colocada sobre dos muñones horizontales que descansan en sus correspondientes cojinetes y que la permiten girar de modo que pueda ponerse horizontal y hasta volcarse por completo, cuando haga falta. Por uno de estos muñones, que es hueco, y por un tubo que rodea en parte el aparato, se hace llegar el viento al compartimiento inferior, de un modo análogo al que se emplea para conducir el vapor á las máquinas de cilindro oscilante.

Las dimensiones de una retorta Bessemer, tomando como tipo las usadas en Seraing, descritas por M. Valerius en su *Traité théorique et pratique de la fabrication du fer et de l'acier* (1), son las siguientes:

Altura total del aparato.....	4. m10
Id. de la parte cilíndrica.....	2. 09
Diámetro en esta parte.....	1. 92
Espesor del revestimiento.....	0. 25
Id. en el fondo.....	0. 42
Diámetro del orificio de salida.....	0. 20
Id. superior de las toberas.....	0. 105
Id. inferior.....	0. 160
Id. de la caja de viento.....	1. 160
Altura de la misma.....	0. 220

Esta retorta es para siete toneladas. Tiene once toberas, cada una de las cuales está formada por un cono truncado de arcilla atravesado por siete orificios igualmente cónicos de 15 milímetros de diámetro en la base mayor por donde entra el aire y 5 en la menor por donde sale.

La fig. 109 indica con claridad la disposicion del aparato. *S* orificio de carga y salida de los gases; *P* retorta; *M* muñonera hueca por la cual pasa el viento, que llega atravesando los tubos *T'* y *T*, á la caja inferior *C*. *F* fondo formado por un

(1) Gante, 1875, 1 volumen en 4.º mayor y un atlas.

ladrillo refractario en el cual están practicados los orificios *tt* para las toberas. En la figura no aparecen colocadas estas en su sitio, sino dibujada aparte una de ellas en *a*.

La carga de estos aparatos, que en un principio fué muy pequeña, lo cual dificultó el buen éxito de los primeros ensayos, ha aumentado gradualmente hasta construirse la mayoría de seis toneladas y hasta de siete como el indicado de Seraing. La ca-

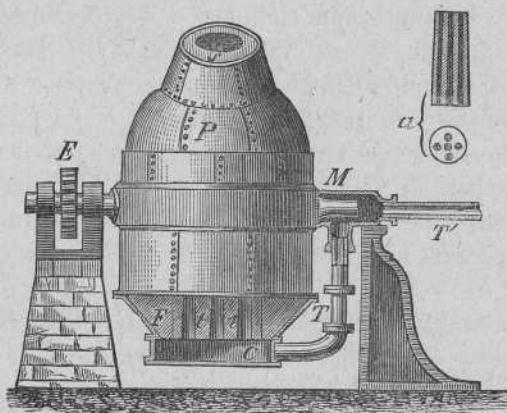


Fig. 109.

pacidad interior debe ser de 5 á 7 veces el volúmen del hierro colado que constituye la carga; pero como el viento tiene que atravesar el metal fundido de abajo arriba, no puede aumentarse apenas la altura por la resistencia que ofrecería á su paso una columna muy alta de metal fundido; y cuando los aparatos se hacen mayores, la casi totalidad del aumento de volúmen se hace aumentando el diámetro. Un espesor de medio metro equivale próximamente á 0.4 atmósferas de presión.

Se comprende fácilmente que hay ventaja en tratar cargas considerables, porque á medida que éstas son mayores, es ménos sensible la pérdida de calor que experimenta el metal, en virtud del que absorbe el aparato: esta fué la razón por que fracasaron los primeros ensayos hechos en Inglaterra.

La marcha de la operación es la siguiente: el hierro colado

que ha de convertirse en acero, y que debe ser cuidadosamente elegido para que no contenga ni fósforo ni azufre, ó al menos no contenga sino cantidades muy pequeñas de uno y otro cuerpo, se funde en un cubilote, ó lo que es preferible, si hay seguridad de su pureza, se toma líquido al salir del horno alto. La retorta se encuentra á la temperatura del rojo, que se produce en ella llenándola de cok ó de carbon vegetal encendido, y dando un poco de viento para activar la combustion; luego se vuelca de modo que el orificio de salida quede en la parte inferior, y se sacan cuidadosamente los carboncillos y las cenizas que pueden haber quedado dentro: inmediatamente despues se la hace girar hasta ponerla horizontal, se vierte en ella el metal fundido, y se levanta hasta colocarla en la posicion que indica la figura 108, es decir, hasta que el eje del cilindro quede vertical, dando al mismo tiempo viento con la mayor presion que sea posible á fin de que no se obstruyan las toberas.

Todos los movimientos se dán por medio del piñon *E*, colocado en la figura á la izquierda del aparato, que está en comunicacion con un motor cualquiera, generalmente una máquina de vapor.

La masa líquida, atravesada por el viento que produce en ella una especie de ebullicion tumultuosa, se oxida con rapidez; durante dos ó tres minutos sale por el tragante una llama rojiza con puntas azuladas, pero brillante y sin humo, en la cual se observan chispas de dos clases; unas blancas y pequeñas que se mantienen encendidas durante algun tiempo y que segun parece proceden de globulillos de hierro colado que se queman en virtud de la elevada temperatura que se produce, y otras rojizas que se apagan inmediatamente y que están formadas por partículas de silicatos ricos en óxido de hierro, es decir, de verdaderas escorias formadas por el hierro que se oxida en parte y por la sílice del revestimiento interior de la retorta.

Pasado este primer período, el ruido que produce el viento aumenta notablemente; la llama se aclara de color y aumenta la parte azulada; las chispas son más abundantes, desprendiéndose al propio tiempo un humo rojizo que se deposita sobre los objetos próximos formando una capa de un polvillo pardo; las partículas metálicas que salen del aparato en forma de chispas

empiezan á ser cada vez ménos carburadas, y al cabo de 5 ó 6 minutos son completamente maleables, habiendo cesado la ebullicion de la masa y disminuido considerablemente las chispas y el humo.

A partir de este momento la llama se hace cada vez ménos brillante y las chispas, cuyo número es muy pequeño relativamente á las del período anterior, van haciéndose más blanquecinas. Cuando tienen un color anaranjado, al cabo de 2 ó 3 minutos solamente, el hierro colado se ha convertido en acero; pero este momento es muy difícil de observar, y como se comprende fácilmente, si la operacion se detiene un momento antes, no se obtiene acero, y si se prolonga un momento más, tampoco.

Por esta razon se abandonó muy pronto el sistema primitivamente empleado de vaciar el contenido de la retorta en el momento en que aparecian estas chispas; la operacion se continúa aún por espacio de 3 ó 4 minutos, al final de los cuales la llama desaparece casi por completo, cesan de presentarse las chispas blancas del hierro quemado, y en su lugar aparecen humos negros muy abundantes; en este momento el contenido de la retorta es hierro dulce al estado líquido y su temperatura por consiguiente de 1.800° á 2.000° . Se detiene el viento y se vuelve á colocar la retorta en posicion horizontal, vertiendo en el interior una cantidad de hierro colado muy puro, por ejemplo, del *spiegeleisen* ó *fundicion especular*, de que se ha hablado en la pág. 684, cuyo peso debe estar calculado de tal manera que contenga el carbono suficiente para convertir en acero la totalidad del hierro que se encuentra en el aparato. En general este peso varía del 6 al 8 por 100 del cargado primitivamente en la retorta, segun la dureza que quiere obtenerse en el acero producido.

Algunas veces hecha la adicion del *spiegeleisen* se deja que se incorporen bien ambos metales, en la misma posicion horizontal que tiene la retorta, y despues se la inclina más aún para verter el contenido; pero generalmente se vuelve á poner vertical, se sopla durante algunos segundos, lo cual determina una mezcla más íntima de ambos cuerpos, y despues se vierte el contenido en una caldera de palastro revestida interiormente

de una capa de ladrillos refractarios en la cual se lleva á los moldes.

Tanto la retorta como la caldera que acaba de decirse reciben su movimiento de máquinas hidráulicas ó de vapor.

En un principio las diversas fases de la operacion se apreciaban por el aspecto que á la simple vista ofrecian las llamas, chispas y humos que se desprenden por el tragante de la retorta; posteriormente, y con objeto de tener mayor seguridad para determinar el momento preciso de la adicion del *spiegeleisen*, que es el más interesante de la operacion entera, se usan varios medios, entre otros el *cromopirómetro* y la análisis espectral.

El cromopirómetro es un instrumento compuesto de tres vidrios coloreados, uno de ellos de azul oscuro y los otros dos de amarillo claro, al través de los cuales se observa la llama que sale de la retorta. En un principio aparece ésta de un color rojo carmesí muy fuerte y sólo se extiende á una pequeña distancia de la retorta; despues se va alargando y palideciendo en su interior; pero conserva unas fajas rojas en los lados, y otra central que durante toda la operacion se eleva desde la base hasta el final de la llama.

Cuando empieza el afino, propiamente dicho, el color carmesí sólo se percibe en un anillo que rodea la llama en la base; los bordes aparecen de un color verde que va aumentando hasta el momento en que la decarburacion es completa, en cuyo caso la llama desaparece súbitamente. Este aparato permite apreciar con gran precision los distintos períodos; la presencia de carbono se marca por unas rayas negras que atraviesan el fondo luminoso de la llama y que desaparecen súbitamente y todas á la vez, cuando la decarburacion termina.

La observacion del espectróscopo proporciona tambien indicaciones muy precisas; la más esencial es la que suministran las rayas características del espectro del óxido de carbono, especialmente las indicadas con el núm. 184 del grupo β , en el amarillo verdoso; el 171,5 del grupo γ , en el verde, y la η , que corresponde á la segunda division, en el violeta.

El procedimiento Bessemer, que como se ha dicho, ha recorrido en el corto espacio de diez años casi todo el mundo civilizado, hasta el punto de que en 1867 habia establecidas sólo

en Europa más de 160 retortas, exige para producir buenos aceros, hierros colados que contengan bastante cantidad de carbono para producir durante el áfino una temperatura muy elevada y que sean al mismo tiempo bastante puros para que no dejen en el acero materias extrañas que puedan quitarle por completo, ó debilitar al ménos, sus buenas cualidades. Los hierros que contienen 1 por 100 de silicio, 2,75 por 100 de manganeso y 4 á 5 por 100 de carbono, dan muy buenos resultados.

El elemento más perjudicial que pueden contener es el fósforo, que no puede eliminarse con la escoria en atención á que ésta no es nunca suficientemente básica para arrastrarle al estado de ácido fosfórico; tambien lo son mucho el arsénico, el cobre y el aluminio; el azufre no produce tan malos resultados porque puede escorificarse con el manganeso.

Cuando ha terminado una operacion, se vuelca la retorta para hacer salir las escorias que hayan quedado adheridas al interior, lo cual se favorece dando algun viento, y despues se coloca nuevamente en posicion horizontal, se limpian bién las toberas, se recompone si es preciso el revestimiento interior, y se procede á una nueva carga, calentando préviamente el aparato si no está á la temperatura conveniente.

El procedimiento Bessemer permite realizar una considerable economía de combustible, de tiempo y de mano de obra sobre los otros métodos de obtencion del acero. En la operacion misma, como acaba de verse, no se consume combustible alguno, y por lo tanto, el gasto de éste consiste tan sólo en el necesario para fundir préviamente el hierro colado que se afina y el *spiegeleisen* que se añade y una pequeña cantidad para calentar la retorta y el receptáculo donde se vierte el acero. De manera que aún agregando el combustible necesario para producir el vapor empleado en el movimiento de la retorta, no se llega á un consumo de 100 de combustible por 100 de acero producido; y de esta cantidad puede deducirse más de la mitad si se lleva el hierro colado á la retorta en el momento de hacer la sangría del horno alto.

La mano de obra es muy pequeña, y en cuanto al tiempo, en pocas horas puede convertirse en acero forjado una cantidad de hierro colado que necesitaría muchas semanas para llegar al

mismo resultado pasando por el hierro dulce y la cementacion.

Además de estas ventajas presenta el método la de producir de una vez una gran masa de acero fundido que no puede obtenerse por la fusion en crisoles, á no ser por un método como el de Krupp que exige una fábrica de condiciones especialísimas; y por último, tiene una gran homogeneidad y una composicion constante y que puede ser la que se desee.

En cambio de estas ventajas presenta el inconveniente gravísimo de no adquirir el temple y además muchas de las variedades no se sueldan ni consigo mismas, ni con el hierro, exigiendo todas una materia primera sumamente pura, una escala muy grande de trabajo y aparatos de gran coste, entre ellos una máquina soplante de una potencia extraordinaria. Esto hace que no sea á propósito para fabricar objetos pequeños y sólo se usa con ventaja para reemplazar al hierro en la fabricacion de piezas grandes de maquinaria, llantas de ruedas, carriles, palastro para calderas y otros análogos.

Mientras se enfria el metal se desprenden de su masa cantidades considerables de gas que hacen su estructura ampollosa si no se tienen precauciones especiales. Una de estas consiste en tapar los moldes por medio de una chapa de hierro, que se sujeta fuertemente sobre el metal líquido, acuñándola bajo una barra atravesada sobre el molde y cuyos extremos están introducidos en dos orejas que se colocan en su parte superior; pero es preferible hacer el moldeo ascendente ó en sifon, es decir, colocando los moldes de manera que el metal se introduzca en ellos por la parte baja, lo cual se consigue haciendo que todos ellos comuniquen por abajo con un receptáculo central, en el que se vierte el metal fundido.

Por este segundo medio se consigue aminorar la cantidad de metal perdido; mejorar su calidad y aumentar su peso específico en 7 ú 8 por 100. Tambien se destruyen ménos los moldes—que á veces sirven para cuatro veces más operaciones que cuando se llenan por arriba—y se facilita el trabajo.

Las pérdidas de metal en el procedimiento Bessemer no llegan generalmente al 20 por 100; pero hay que tener en cuenta que tanto en la retorta como en el receptáculo de moldeo quedan partículas metálicas adheridas á las paredes, cuyo peso es

muy variable y depende de las precauciones que se tienen al moldear.

Las escorias que se producen corren con facilidad, y cuando se han solidificado presentan un color negro en la superficie y amarillo verdoso en el interior, hallándose con gran frecuencia sembradas de globulillos metálicos.

El tiempo empleado en una operacion es segun resulta de lo que se ha dicho de 20 á 22 minutos, y varía en estos límites con la naturaleza del hierro colado que se emplea.

Acero Martin (1).—El acero obtenido por el procedimiento Bessemer, que acaba de describirse, carece, como se ha dicho ya, de una cualidad importantísima cuya falta le hace inaplicable para ciertos usos; no se temple; del mismo modo que los hierros llamados fuertes, ó los aceros blandos, que como él conservan una pequeña cantidad de carbono, no experimenta variación ni en su textura ni en su dureza, sometido repentinamente á una gran disminucion de temperatura.

Esto ha hecho que continúen los estudios sobre la fabricacion económica del acero fundido, y desde hace algunos años viene compartiendo la atencion de los metalurgistas, con el procedimiento Bessemer, el procedimiento Siemens-Martin, ó Martin, cuyo acero tiene las condiciones ordinarias: puede templarse y presenta condiciones aceptables de precio, para aplicarle á los mismos usos que el acero Bessemer.

La fabricacion del acero Martin se funda en un principio enunciado ya por Reaumur en su tratado sobre el arte de convertir el hierro en acero. Si en un baño de hierro colado líquido se disuelven poco á poco y á favor de una elevadísima temperatura cantidades de hierro dulce más ó menos considerables, segun la naturaleza de una y otra materia, es indudable que repartiéndose el carbono de la primera en toda la masa de hierro contenida en una y otras, la cantidad de aquel cuerpo, deteniendo la operacion y las adiciones de hierro dulce en el momento oportuno, podrá ser la necesaria para convertir el total en acero.

(1) *Fabrication de l'acier fondu par le procède Martin, par A. Noblet.—Revue universelle des mines par Cuyper.—Tomo XXVIII, pág. 181.*

«Por último, decía Reaumur en su Memoria 9.^a sobre el arte de convertir el hierro en acero (1), se puede tratar de disolver en el hierro fundido, ferralla, puntas de clavos, etc. El hierro añadido de este modo hará que el otro se espese más pronto, abreviará el tiempo que hace falta tenerle fundido, se disipará menor cantidad de los azufres que contienen las partes más próximas á la superficie, el hierro añadido se apoderará de los que el fuego habia de evaporar en otro caso y se trasformará él mismo en acero. He fabricado de este modo aceros en una forja ordinaria y han salido bien; unas veces he mezclado con el hierro colado una cuarta parte y otras una tercera parte de hierro dulce.»

Sin embargo, de la aparente sencillez de este principio y del buen resultado que, segun él mismo manifiesta, habia obtenido Reaumur, durante ciento cincuenta años, la fabricacion del acero por este método ha sido impracticable, á pesar de las tentativas hechas por Chalut et Clouet, Mushet, Uchatius, Hassenfratz, Alexandre, etc. Se ha necesitado llegar al año 1864 para llegar á fabricar industrialmente el acero por el método indicado hace siglo y medio por Reaumur.

El horno Martin es un horno de reverbero con una puerta única de trabajo, provisto de regeneradores Siemens que permiten obtener en su plaza una elevadísima temperatura. Dicha plaza es de arena arcillosa muy refractaria, mezclada con cuarzo triturado; está sostenida sobre una plancha de hierro dulce refrecada por una corriente de aire, y tiene una forma cóncava, cuyo punto más bajo está hácia la parte de delante, donde se halla la piqueta. El espesor de arena es de 15 á 20 centímetros.

Las dimensiones de estos hornos varían como es natural con la cantidad de hierro que ha de cargarse en ellos. Los de las forjas de Sireuil, donde se han hecho los primeros ensayos del método, pueden contener de 1.500 á 2.500 kilogramos; los de Firminy 4.000, y 5.000 los del Creuzot y de Terrenoire.

La operacion varía en sus detalles segun la clase de acero que se quiere obtener. Suponiendo que se trata de fabricar acero

(1) Reaumur, *L'art de convertir le fer forgé en acier et l'art d'adoucir le fer fondu*.—Paris, 1722, pág. 256.

duro ó muy duro para herramientas, muelles, etc., se empieza por calentar el horno á la temperatura de 1.800 á 2.000 grados; despues se cargan en la plaza 550 kilógramos de hierro colado gris, calentado previamente al rojo blanco, que se funden con facilidad. Cuando están bien líquidos se proyectan sobre el baño 100 kilógramos de hierro en trozos de 1 á 2 kilógramos de peso, tambien calentados de antemano al rojo blanco; á los 15 ó 20 minutos el hierro se ha disuelto en el baño metálico, que se remueve ligeramente para mezclarlo bien; entonces se añaden otros 100 kilógramos y se sacan las escorias formadas, que son negras y muy oxidantes. Despues se continúan las adiciones de 100 kilógramos de hierro, agregando unos cuando están bien fundidos los otros; y cuando se han introducido 900 kilógramos se empiezan á tomar con un cazo muestras del metal, vertiéndolas en lingoteras de forma cilíndrica de base semicircular de 5 centímetros de diámetro y $2\frac{1}{2}$ de grueso. Cuando la muestra se ha solidificado, se coge con la tenaza, se lleva al martillo-pilon, se la da un golpe y se examinan las resquebrajaduras, grietas y rasgaduras que presenta.

En este método, como en el de Bessemer, no conviene detener la operacion en el momento en que la carga se ha convertido en acero; sino continuarla hasta producir un hierro casi dulce que se recarbura adicionando una cantidad de 20 á 50 kilógramos de hierro colado especular muy puro. Cuando estos están bien incorporados en el baño líquido, se remuevela masa enérgicamente, con un espeton que se disuelve en ella, y se procede con rapidez al moldeo.

Si se quiere obtener productos menos carburados, se aumenta la proporcion de hierro dulce agregado en la carga: así, por ejemplo, para el acero duro de que se ha hecho mérito, una carga contiene 675 kilógramos de hierro colado para 1.000 de hierro dulce; para acero blando bastan 590 kilógramos de hierro colado para 1.200 de hierro dulce y para acero mas blando aún, 600 kilógramos para 1.600.

El procedimiento Martin exige para la fabricacion del acero aparatos mucho menos costosos que el de Bessemer, pero en cambio la produccion es mucho más pequeña, el precio del metal más elevado y la mano de obra más difícil. Además no ha

adquirido todavía el desarrollo práctico que el de Bessemer, cosa natural, porque es bastante más moderno. La pérdida en el de Martin es de 17.04 por 100.

Otros procedimientos de obtencion del acero.— Tanto el uno como el otro de los procedimientos últimamente indicados, exigen para la fabricacion del acero hierros colados muy puros y especialmente exentos de fósforo: de manera que una gran parte de los obtenidos en casi todas las localidades, no podría aplicarse ni á uno ni á otro si el producto ha de ser de buena calidad.

Con objeto de purificar los hierros, quitándolos las materias extrañas que se oponen á este empleo, se ha ideado muy recientemente en Inglaterra un método que, como todos éstos, lleva el nombre de su inventor Mr. Heaton, en virtud del cual se escorifica el fósforo por la accion oxidante y básica á la vez, del nitrato de sosa.

El aparato en que la operacion se verifica es, segun Mr. Gruner (1), una cuba cilíndrica de crisol movable (*Fig. 110*), especie de cubilote sin toberas en el cual se vierte el hierro colado que se va á purificar. El crisol *c* es una caldera de palastro cilíndrica, con dos muñones *m m* que permiten cogerla con una palanca terminada por dos ganchos y sostenida en dos ruedas. Interiormente está revestida de ladrillos ó de hormigon refractario, que forma en su centro una depresión hemisférica *d*. La cuba está tambien revestida de ladrillos, y uno, y otro aparato pueden unirse fuertemente cogiendo con grapas y cuñas de hierro *g g* unos rebordes *r r* contruidos al efecto. En la parte alta de la cuba hay una cubierta *p* semejante á la de un cubilote y sobre ella una especie de pantalla *s* para que no salgan al exterior las chispas producidas por la deflagracion del nitrato sódico.

Las dimensiones del aparato, suponiendo que haya de contener de 700 á 800 kilogramos, son las siguientes:

Diámetro interior.....	0.m75
Profundidad del crisol.....	0.m30 á 0.m35
Altura de la cuba.....	2.m20

(1) Gruner, *Examen du procédé Heaton*. *Annales des mines*, 6.^a série, t. XVI, página 199.

A 90 centímetros por bajo del nivel superior hay un orificio *f* que sirve para hacer la carga y que puede taparse con una puercecilla de palastro ó con un ladrillo.

El aparato entero insiste sobre un marco de hierro colado que á su vez se apoya sobre columnas *C C* del mismo material, de tal manera que el crisol queda suspendido en el aire y

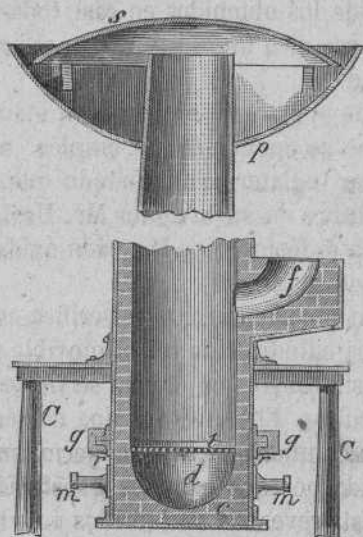


Fig. 110.

puede quitarse fácilmente soltando las grapas *g g* que le sostienen.

El hierro colado se puede tomar directamente del horno alto ó refundirle en un cubilote: haya de usarse de un modo ó de otro se empieza por colocar en el fondo del crisol una cantidad de salitre del Perú mezclado íntimamente con arena cuarzosa; para 100 kilogramos de hierro colado bastan de 6 á 12 de nitrato y de 1 á 1 $\frac{1}{2}$ de arena. Ambas materias se apisonan fuertemente y sobre ellas se coloca un disco de hierro dulce ó colado *t* lleno de agujeros que se sujeta con cuñas á dos barras atravesadas en el interior del horno. En seguida se vierte sobre el disco agujereado el hierro fundido, que, pasando á tra-

vés de los orificios, ataca el salitre colocado debajo; éste desprende una gran cantidad de gases oxidantes, los cuales atraviesan el baño líquido acompañados de filetes de sosa, determinando una ebullicion más ó menos fuerte y el desprendimiento de vapores densos, blancos al principio, amarillos ó anaranjados despues, y casi negros al final.

Al cabo de algunos minutos, 2 á 10, segun la naturaleza del hierro empleado, ha terminado la operacion y se deja enfriar el metal en el crisol mismo sacando luego éste y rompiéndole á golpes para destinarle posteriormente á la fabricacion de hierro dulce ó de acero.

Sometido el hierro colado á la accion del nitrato sódico, experimenta una oxidacion que trasforma en ácidos el silicio, el azufre, el fósforo, etc.; estos ácidos se combinan con la sosa que la descomposicion del ácido nítrico ha dejado libre y pasan á formar una escoria que ya no se descompone en virtud de la accion reductiva del hierro; de modo que éste queda en un estado de afinacion muy notable, sobre todo, por la separacion de los cuerpos citados, que son los que le comunican peores propiedades.

Sin embargo, el procedimiento Heaton no se ha extendido mucho, y acaso no tenga gran importancia dentro de algunos años, porque segun una série de experimentos hechos especialmente en las fábricas de Terrenoire, los aceros pueden contener dosis de fósforo mucho más fuertes de lo que se habia creido, sin perder ni su maleabilidad ni su resistencia, con tal de que no tengan sino cantidades muy pequeñas de carbono. En la sesion celebrada por la Asociacion de los Ingenieros civiles de Francia el 20 de Febrero de 1874, Mr. Euverte, director de las citadas fábricas de Terrenoire, manifestaba que de los estudios hechos se podia deducir la ley siguiente: *puede introducirse fósforo en el acero fundido, á condicion de eliminar de él el carbono, y cuanto ménos quede de este cuerpo, tanto más podrá tener de aquel* (1).

El acero contiene por término medio 0,30 por 100 de car-

(1) *Des aciers phosphoreux.*—*Revue universelle des mines*, 1.^a série, t. XXXV, pág. 458.

bono y no puede pasar de 0,05 á 0,10 de fósforo; en Terrenoire ha podido aumentarse hasta 0,4 por 100 la dosis de fósforo, reduciendo á 0,1 la de carbono, sin que el metal pierda sus buenas cualidades; de manera que afinando los hierros colados hasta el punto de producir hierros dulces, y agregándoles luego en vez de *spiegeleisen* una sustancia que no contenga carbono, se pueden conseguir productos aceptables en el mercado sin necesidad de emplear como primeras materias hierros colados muy puros por sí mismos, ó purificados por el procedimiento Heaton.

Este modo de proceder se va estudiando cuidadosamente en algunas fábricas; para reducir el óxido de hierro que se forma al final de la operacion en los procedimientos Bessemer ó Martin, en vez de agregar *spiegeleisen*, como se hacia en un principio, se hace la adición con una aleacion de hierro y manganeso, que segun el método conque se ha fabricado, contiene de 50 á 75 por 100 de manganeso metálico, y únicamente de 5 á 7 por 100 de carbono. La adición de este producto, llamado comercialmente *ferro-manganeso*, permite introducir en el baño metálico una proporción de 10 por 100 de manganeso con sólo 2 de carbono, y por lo tanto, produce del mismo modo que el *spiegeleisen* la reducción del óxido de hierro que haya podido formarse durante el afino sin introducir en el metal más que una cantidad mínima de carbono.

La objeción más formal que se hace á este método es la de que el ferro-manganeso es una sustancia muy cara y que por lo tanto su empleo hace subir el precio de fabricación del acero fundido á tanto como costaría el producirle tomando como primera materia, en vez de hierros colados ordinarios que contengan fósforo, hierros elegidos que se puedan tratar por uno de los procedimientos Bessemer ó Martin, agregando *spiegeleisen*, que cuesta 200 pesetas la tonelada en vez de ferro-manganeso que cuesta á 200 ó 250 pesetas el quintal métrico, y cuyo precio no es de esperar que baje al ménos en un período de tiempo considerable.

La fabricación del ferro-manganeso se funda, segun los ensayos hechos por M. Philippart en Seraing, en el tratamiento, en un horno alto de una mezcla de hierro y manganeso que se

obtiene mezclando limaduras, torneaduras ó esponja del primer metal con mineral manganesífero (puede ser igualmente titanífero ó tungstenífero), rociándolas con una disolución amoniacal ó con un ácido diluido y encerrándolas fuertemente comprimidas en moldes de hierro colado. Se produce un gran desprendimiento de calor y se obtiene una masa compacta y quebradiza que resiste sin desagregarse una temperatura de unos 1.000° y que se emplea como mineral en el horno alto; pero necesitándose una temperatura muy elevada en éste y una gran presión de viento, el aparato se deteriora con prontitud y hay necesidad de recurrir á disposiciones especiales, muy caras por punto general.

Tal vez podrán utilizarse para la fabricación industrial de aleaciones ferro-manganesíferas, los estudios hechos hace algunos años por M. Hugo Tamm sobre la metalúrgia del manganeso (1). Según estos estudios puede obtenerse un carburo de manganeso semejante en su composición al hierro colado, fundiendo en un crisol de arcilla—que no necesita más condición que la de poder soportar mucho tiempo seguido la temperatura del rojo blanco, y que se guarnece interiormente de arcilla y plombagina,—una mezcla compuesta de 1.000 partes de manganesa de buena calidad, 91 de negro de humo, 635 de un flujo particular y el aceite necesario para empapar la mezcla.

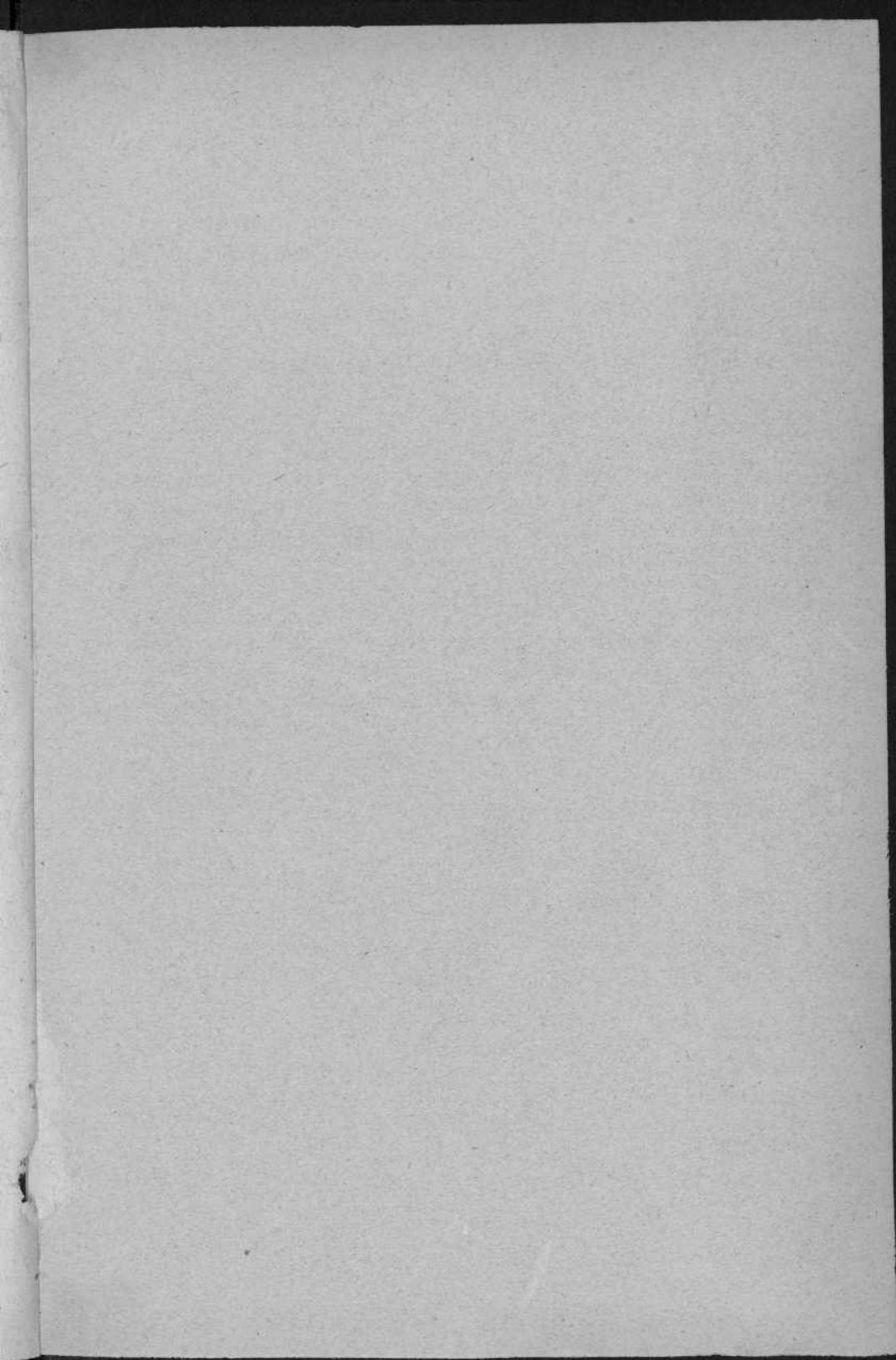
El flujo puede ser de diversas clases, pero el que se recomienda como preferible se prepara del modo siguiente. Se funden en un crisol vidrio machacado, cal viva y espato fluor: el producto obtenido se trocea, y se mezcla con 16.2 por 100 de su peso de negro de humo ó de hollín, y con 178 por 100 de manganesa, fundiendo el todo en un crisol donde se obtiene un botón metálico de carburo de manganeso—próximamente el 28 por 100 de la manganesa empleada,—y una escoria de color verde aceituna, que se separa y se machaca para servir de fundente.

La fusión del flujo con la manganesa y el negro de humo se verifica apilando la mezcla en el crisol brascado del modo que

(1) *Sur la métallurgie du manganèse.*—*Moniteur scientifique*, 3.^a série, t. III, pág. 231.

se ha dicho y cubriéndola con un disco de madera que se carboniza durante la operacion y permite el desprendimiento de los gases, evitando la oxidacion de las sustancias. Al principio se dá un calor moderado; y cuando ya no se observan más vapores, se aumenta rápidamente la temperatura hasta el rojo blanco, manteniéndola á este calor durante algunas horas. Se deja luego enfriar el crisol y se vuelve boca abajo golpeándole un poco para que se desprenda la masa interior: se desprende á golpes la escoria, y queda el manganeso al estado de carburo que puede afinarse para reducirlo á metal puro.

Segun su autor, este método permite obtener el manganeso en condiciones económicas aceptables, y pudiera facilitar su adicion á los hierros para convertirlos en acero fosforoso. Sin embargo, la fabricacion económica de este y su buena aplicacion á los usos á que se destina el acero ordinario, principalmente á la fabricacion de carriles, no es aún un hecho industrial que haya adquirido la sancion de la práctica. Se ha hecho únicamente esta ligera reseña para que se tenga una idea de los diversos caminos por donde hoy se dirige la industria del acero, llamada por las excelentes condiciones de este metal á ejercer una gran influencia en el desarrollo y en la mejora de todas las demás, que le emplean, como es natural, en tanta mayor escala cuanto más barato se produce.

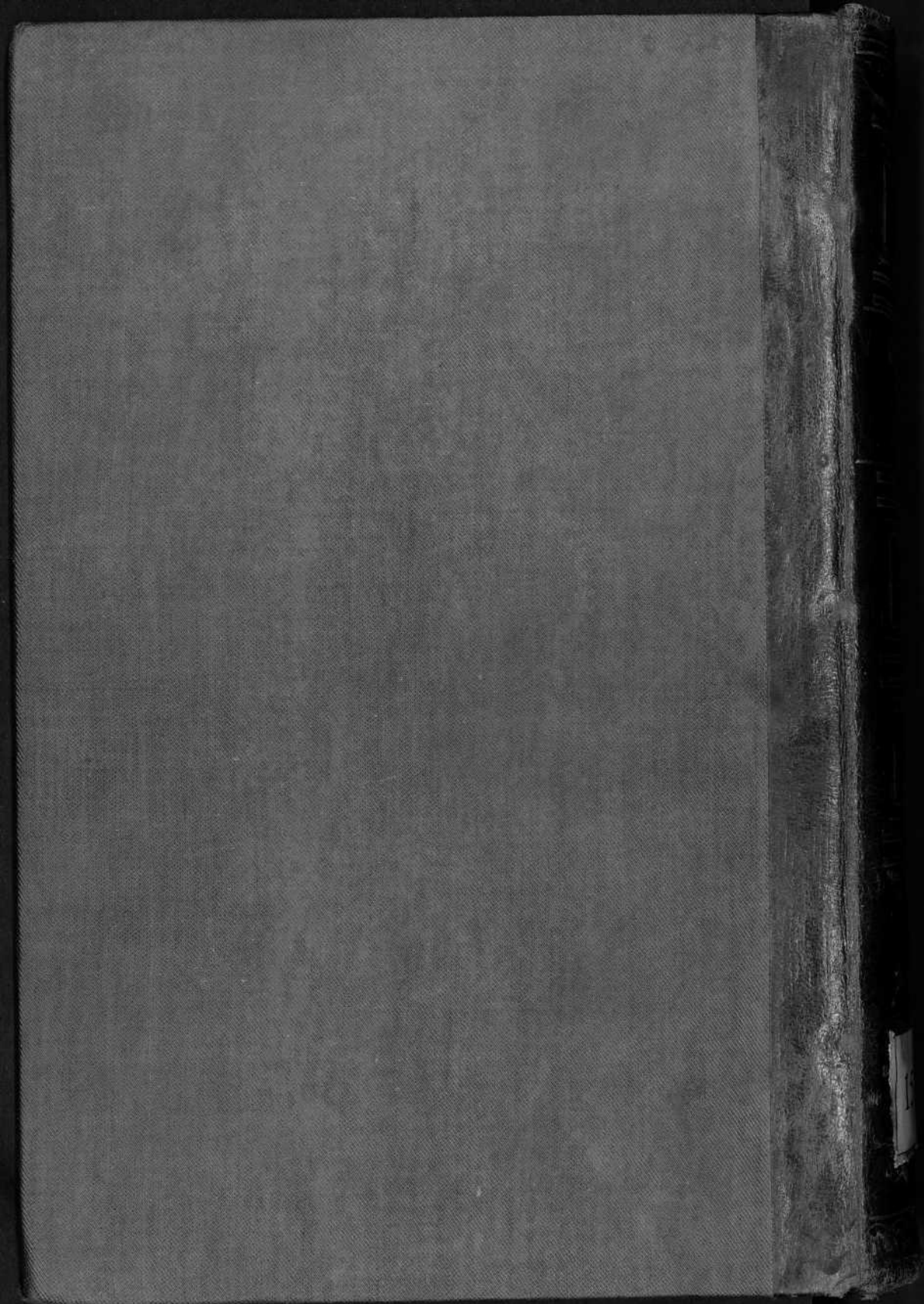


69

ESTANTE 10

Tabla 8.^a

N.º 2



Barinaga
METALURGIA
ESPECIAL

15.493