

BOLETIN

DE LA

Sociedad Nacional de Minería

DIRECTORIO DE LA SOCIEDAD

Presidente

Cárlos Besa

Acuña, Guillermo
 Aguirre, Cesáreo
 Aidunate Solar, Cárlos
 Avalos, Cárlos G.
 Blanquier, Juan

Braden, Guillermo
 Elguin, Lorenzo
 Gandarillas, Javier
 Ghigliotto Salas, Orlando
 Lanas, Cárlos

Vice-Presidente

José Luis Lecaros

Lira, Alejandro
 Maier, Ernesto
 Malsch, Cárlos
 Pinto, Joaquin N.
 Yunge, Guillermo

Secretario

OSVALDO MARTÍNEZ C.

Química Práctica de las fundiciones de Cobre

(Conclusion)

Cálculo del eje:

Cobre en el mineral.....	70.00 kgs.
Azufre que este cobre necesita.....	17.50 »
Peso del sulfuro de cobre.....	87.50 »
Azufre existente.....	73.00 »
» (50%) volatilizado.....	36.50 »
» aprovechable.....	36.50 »
» combinado con el cobre.....	17.50 »
» para el fierro.....	19.00 »
Fierro que este azufre necesita (32 : 56 :: 19 : X).....	32.20 »
Peso del sulfuro de fierro.....	52.20 »
» » » de cobre.....	87.50 »
Peso del eje.....	139.70 kgs.

Prácticamente 140 kilogramos.

$$\text{Lei de cobre en el eje} = \frac{70 \times 100}{140} = 50\%$$

Cálculo de la escoria:

Cantidad de fierro existente en carga.....		98.50 kgs.
» » » combinada con el eje.....		33.20 »
» » » para formar escoria.....		65.30 »
Oxido de fierro equivalente (65.3 × 1.29).....		85.53 »
 Sílice existente en carga.....		 575.30 kgs.
 Oxido de fierro.....	66.30 kgs.	
Cal.....	128.80 »	
Alúmina.....	80.00 »	
Magnesia.....	70.00 »	
 Total de bases.....	345.10 kgs.	345.10 »
 Peso total de la escoria.....		920.40 kgs.

A primera vista está que la cantidad de sílice existente está en marcado exceso sobre la que la práctica i el estudio nos aconseja fijar como máximum; la sílice forma en este caso mas del 60% de los componentes de la escoria. Igualmente se observa que la relacion que existe entre la cal i la alúmina no es la que el estudio nos aconseja mantener, es decir, 3 de cal por uno de alúmina; existe un déficit de 11.20 kilogramos de cal. Tambien se observa que el óxido de fierro está en una proporcion reducidísima entre los constituyentes de la escoria formando sólo el 7% de ella.

Todas estas irregularidades deben salvarse de la manera económica conveniente.

Resulta innecesario decir que por primera providencia procederemos a agregar la cantidad de cal necesaria para mantener la relacion que debe existir entre la cal i la alúmina, es decir, necesitamos 111.20 kilogramos de cal. Si aun existiera sílice que neutralizar asumiendo la proporcion de un sesquisilicato, el exceso lo neutralizaríamos con fierro. Procederemos a averiguar la equivalencia de las bases con respecto a la sílice tomando como base el sesquisilicato:

Sílice existente en la escoria..... 575.30 kgs

Cal en la escoria.....	240.00 kgs.	
Sílice que esta cal necesita (240 × 0.803).....	192.72 kgs.	
Alúmina en la escoria.....	80.00 »	
Sílice que esta alúmina necesita (80 × 1.31).....	104.80 »	
Oxido de fierro en la escoria.....	66.30 »	
Sílice que este fierro necesita (66.3 × 0.625).....	41.44 »	
Magnesia existente en el mineral..	70.00 »	
Sílice que esta magnesia necesita (70 × 1.125).....	78.75	
	<hr/>	
Sílice neutralizada por estas bases.	417.71 kgs.	417.71 kgs.
	<hr/>	
Sílice libre por neutralizar.....		157.58 kgs.
Oxido de fierro que esta sílice ne- cesita (157.59 × 1.60).....		252.14 »

El problema queda ahora limitado a averiguar qué fundentes i cuánta cantidad de ellos se debe agregar para suministrar a cada carga la cantidad de 111.20 kilogramos de cal i 252.14 kilogramos de óxido de fierro.

Respecto al primero no hai duda sobre su eleccion; trataremos de buscar un carbonato de cal de los mas puros que se encuentren en condiciones económicas ventajosas; el carbonato usado anteriormente que analiza 2% de sílice, i 50% de cal es un fundente apropiadísimo para el caso en discusion. La cantidad de carbonato necesario es, segun la proporcion que al pié se inserta de 222.40 kilogramos de carbonato.

$$100 : 50 :: X : 111.20 \quad X = 222.40 \text{ kgs.}$$

Respecto al fundente que usaremos para suministrar a la carga los 252.14 kilogramos de óxido de fierro, debemos primero decir algo sobre su eleccion. Si elijésemos un mineral oxidado de fierro, como la hematita, resultará que debido a las reacciones de los óxidos sobre los sulfuros de fierro, la mayoría de la pirita, que hemos agregado con el único objeto de suministrar azufre i fierro para el eje, se perderia por oxidacion. Como esto seria enteramente contraproducente se hace necesario recurrir a agregar mas pirita i a cambiar las condiciones en que el horno trabaja, aumentando la cantidad de aire para producir así la oxidacion del fierro de la pirita; es decir la fundicion queda bajo las condiciones de una operacion oxidante en extremo.

La pirita dijimos analizaba:

Sílice.....	=	23%
Fierro.....	=	35
Azufre.....	=	30
Cal.....	=	8

La lei de 35 de fierro corresponde a 45.15% de óxido ferroso.

La proporción siguiente nos dará la cantidad de pirita que es necesaria para suministrar al horno 252,14 kilogramos de óxido de fierro

$$100 : 45.15 :: X : 252.14 \quad X=558.4$$

Se hacen necesarios 558.4 kilogramos de pirita.

Resulta ahora que la pirita no es muy pura i contiene una cantidad apreciable de sílice (23%) que va a destruir en parte nuestros cálculos que correspondían a la producción de un sesquisilicato.

En la mayoría de los casos anteriores los fundentes usados eran mas o ménos puros i por consiguiente su adición no afectaba de una manera material los cálculos hechos; en el caso presente parece que se hace necesario neutralizar la sílice existente en los 558.4 kilogramos de pirita.

Sílice existente en 558.4 kilogramos de pirita 128,43

$$558,4 \times 0.23$$

Oxido de fierro que esta sílice necesita

$$128.43 \times 1.60 = 205.44$$

Cantidad de pirita necesaria para producir este óxido de fierro:

$$100 : 45.15 :: X : 205.44 \quad X=455 \text{ kgs.}$$

Se necesitan pues 455 kilogramos mas de pirita.

Resalta entonces a primera vista que es imposible neutralizar la sílice pues siempre tendremos en la pirita que agregamos un exceso de sílice libre; así por ejemplo, en estos 455 kilogramos tenemos 104 kilogramos de sílice que no está neutralizada. Hemos agregado mas de mil kilogramos de pirita i sólo hemos conseguido neutralizar 53 kilogramos de sílice, pues aun tenemos 104 kilogramos sin neutralizar; esto nos está probando que la pirita que a primera vista estimamos como fundente dista mucho de servir para este objeto. La cantidad de sílice que contiene (23%) anula notablemente sus condiciones de fundente pues sólo permite que una pequeña cantidad de fierro que se oxida vaya a neutralizar la sílice libre de la carga necesitando ella la mayoría del fierro de la pirita; el 23% de sílice corresponde a un 36.8% de óxido de fierro (sesquisilicato) i como la pirita sólo ensaya 45.15% resulta que sólo existe un 8.35% de fierro útil que se utiliza como neutralizador de sílice en exceso de la carga.

Se hace por lo consiguiente necesario buscarse un fundente mas apropiado como seria, por ejemplo, la siguiente pirita:

Sílice.....	=	8%
Fierro.....	=	40
Azufre.....	=	30
Cal.....	=	12
Alúmina.....	=	4

Nuestros cálculos se modificarían de la siguiente manera:

La cantidad de pirita necesaria para suministrar 1.64 kilogramos de azufre que falta seria la misma, es decir, 11 kilogramos por cada 100 de mineral; puesto que la lei de azufre en ambas piritas es la misma.

Nuestra carga para los fines del cálculo de la escoria seria la siguiente:

CARGA	PESO	Si O ²		Ca O		Al ² O ³		Mg O		S		Fe		Cu	
		%	K	%	K	%	K	%	K	%	K	%	K	%	K
Mineral.....	1 000	55	550	12	120	8	80	7	70	4	40	6	60	7	70
Pirita.....	110	8	8.8	12	13.2	4	4.4			30	33	40	44		
TOTAL.....	1 110		558.8		133.2		84.4		70		73		104		70

Cálculo del eje:

Cobre en el mineral.....	70.00 kgs.
Azufre para este cobre.....	17.50 »
Peso del sulfuro de cobre.....	87.50 »
Azufre en la carga.....	73.00 »
» (50%) perdido por volatilizacion.....	36.50 »
» aprovechable.....	36.50 »
» combinado con el cobre.....	17.50 »
» para el fierro.....	19.00 »
Fierro que este azufre necesita (32 : 56 :: 19 : X).....	33.20 »
Peso del sulfuro de fierro.....	52.20 »

Peso total del eje:

Sulfuro de cobre.....	=	87.50 kgs.
» » » fierro.....	=	52.20 »
		139.70 kgs.

o sea en práctica 140 kilogramos.

Cálculo de la escoria:

Cantidad de fierro existente en carga.....	=	104.20 kgs.	
Fierro combinado en el eje.....	=	33.20 »	
» para la escoria.....	=	70.80 »	
Oxido de fierro que resulta (70.8 × 1,29).....	=	91.33 »	
Sílice en carga.....			558.80 kgs.
Cal existente en carga.....	133.20 kgs.		
Oxido de fierro existente.....	91.33 »		
Alúmina en carga.....	84.40 »		
Magnesia en la carga.....	70.00		
Peso total de las bases.....	378.93 kgs.	378.93 »	
» » de la escoria.....			937.73 kgs.

Todo lo que traté de la escoria anterior es aplicable a este caso i por lo consiguiente se hace necesario agregar la cantidad de cal necesaria para mantener la relacion de 3 : 1 entre la cal i alúmina. La cantidad de cal que debe existir es en este caso de 253.20 kilogramos i como sólo existen 133.20 es de necesidad agregar 120 kilogramos de cal.

La cantidad de carbonato de cal necesaria para suministrar esta cantidad de cal es de 240 kilogramos.

$$100 : 50 :: X : 120 \quad X = 240 \text{ kilogramos.}$$

Pasando a determinar la cantidad de sílice que aun existe por neutralizar procedemos como sigue:

Sílice existente en carga.....			555.80 kgs
Cal existente en carga.....	253.20 kgs.		
Sílice que esta cal necesita (253.20 × 0.803).....		203.31 kgs.	
Oxido de fierro en carga.....	91.33 »		
Sílice que éste necesita (91.33 × 0.625).....		57.08 »	
Alúmina existente en carga.....	84.40 »		
Sílice que ésta necesita (84.40 × 1.31).....		110.52 »	
Magnesia existente en carga.....	70.00 »		
Sílice que esta magnesia necesita (70 × 1.125).....		78.75 »	
Sílice neutralizada.....		449.66 kgs.	449.66 kgs.
» por neutralizar.....			106.14 »
Oxido de fierro que esta sílice necesita (106.14 × 1.29).....			169.82 kgs.

El problema se resuelve ahora a averiguar qué cantidad de pirita que ensaya 40% de fierro o sea 51.60% de óxido de fierro se debe agregar para suministrar 169.82 kilogramos de óxido de fierro. La proporción siguiente resuelve el problema:

$$100 : 51.60 :: X : 169.82 \quad X=329.10 \text{ kgs.}$$

Se hace pues necesario agregar 329.10 kilogramos mas de pirita i nuestra carga final queda de la siguiente manera:

CARGA	PESO Kg	Si O ²		Ca O		Al ² O ³		Mg O		Fe		S		Cu	
		%	K	%	K	%	K	%	K	%	K	%	K	%	K
Mineral.....	1 000	55	550	12	120	8	80	7	70	6	60	4	40	7	70
Pirita.....	439	8	35.1	12	52.6	4	17.5			40	175.6	30	131.7		
Carbonato de cal	240	2	4.8	50	120										
TOTAL.....	1 679		589.9		292.6		97.5		70		235.6		171.7		70

Cálculo del eje:

Cobre en el eje.....	70.00 kgs.
Azufre con este cobre.....	17.50 »
Sulfuro de cobre.....	87.50 kgs.
Fierro en el eje.....	33.20 kgs.
Azufre para el fierro.....	19.00 »
Sulfuro de fierro.....	52.20 kgs.
Peso total del eje.....	139.70 kgs.
o sea en números redondos.....	140.00 »
Lei de cobre en el eje.....	50%
Azufre existente.....	171.70 kgs.
» (50%) perdido por sublimacion.....	85.85 »
» aprovechable.....	85.85 kgs.
» en el eje.....	36.50 »
» que hai que oxidar.....	49.35 kgs.

Cálculo de la escoria:

Fierro en la carga.....	235.60 kgs.
» en el eje.....	33.20 »
» para la escoria.....	202.40 »
Oxido de fierro resultante (202.40×1.29).....	261.10 »

Componentes de la escoria:

Sílice.....	= 589.90 kgs.
Oxido de fierro.....	= 261.10 »
Cal.....	= 292.60 »
Alúmina.....	= 97.50 »
Magnesia.....	= 70.00 »

TOTAL..... = 1,311.10 kgs.

$$\text{Lei de sílice de la escoria} \quad \frac{589.9 \times 100}{1,311.10} = 44.9\%$$

$$\text{Lei de cal en la escoria} \quad \frac{292.6 \times 100}{1,311.10} = 22.3$$

$$\text{Lei de óxido de fierro en la escoria} \quad \frac{261.1 \times 100}{1,311.10} = 19.1$$

$$\text{Lei de alúmina en la escoria} \quad \frac{97.5 \times 100}{1,311.10} = 7.4$$

$$\text{Lei de magnesia en la escoria} \quad \frac{70 \times 100}{1,311.10} = 5.3$$

99.0%

V. CASO

Este caso se debe referir a la fundición de mezclas minerales en el cual hai que considerar si los minerales son de la misma naturaleza o nó. Para proceder con orden vamos a analizar los casos en detalle.

a) *Mezcla de minerales oxidados.*—Supóngase que un establecimiento

de fundicion recibe para su beneficio cuatro clases de minerales oxidados que analizan como sigue:

	I	II	III	IV
Sílice.....	50%	40%	60%	30%
Cal.....	20	15	8	35
Oxido de fierro.....	10	20	4	5
Alúmina.....	5	5	12	3
Magnesia.....	5	8	6	5
Cobre.....	8	10	9	8
	98%	98%	99%	86%

Para los efectos de la fundicion en jeneral prevalecen todas las condiciones de trabajo i estudio que se hicieron valer en la resolucion del primer caso de fundicion o sea la fundicion de minerales oxidados provocando una accion reducente en el horno. Para los efectos del cálculo de la fundicion la cuestion se reduce a averiguar las cantidades relativas de minerales I, II, III y IV que semanal o mensualmente recibe el establecimiento, usando para nuestros cálculos el contenido término medio que arroja el total de los diversos minerales mezclados en un solo lote o comun. Así, por ejemplo, si asumimos que el establecimiento recibe diariamente 300 toneladas que se distribuyen como sigue:

Mineral I.....	100 toneladas
» II.....	100 »
» III.....	50 »
» IV.....	50 »

El caso quedaria reducido a fundir directamente 300 toneladas de mineral resultando la siguiente mezcla.

CARGA	PESO Kg	Si O ²		Ca O		Fe		Al ² O ³		Mg O		Cu	
		%	K	%	K	%	K	%	K	%	K	%	K
Mineral I.....	100	50	50	20	20	10	10	5	5	5	5	8	8
Mineral II.....	100	40	40	15	15	20	20	5	5	8	8	10	10
Mineral III.....	50	30	30	8	4	4	2	12	6	6	3.5	9	4.5
Mineral IV.....	50	15	15	35	17.5	5	2.5	3	1.5	5	2.5	8	4
TOTAL.....	300		135		56.5		34.5		17.5		18.5		26
Mineral resultante.	300		45%		18.83%		11.5%		5.83%		6.16%		8.3%

Como se ve el mineral que resulta de la mezcla analiza como sigue:

Sílice.....	= 45.00%
Cal.....	= 18.83
Oxido de fierro.....	= 11.50
Alúmina.....	= 5.83
Magnesia.....	= 6.16
Cobre.....	= 8.83

I el caso queda reducido a la fundicion simple de un mineral oxidado.

b) *Mezclas de minerales sulfurados o piritosos.*—Se procede de igual manera que en el caso anterior; así, por ejemplo, si se asume que un establecimiento recibe diariamente 600 toneladas de las clases I, II, III i IV en las siguientes cantidades:

	MINERAL I 200 ton.	MINERAL II 200 ton.	MINERAL III 100 ton.	MINERAL IV 100 ton.
Sílice.....	30%	50%	60%	20%
Cal.....	8	15	10	5
Alúmina.....	2	8	6	...
Magnesia.....	...	7	4	4
Fierro.....	20	6	8	25
Azufre.....	25	8	5	30
Cobre.....	10	6	7	12
TOTAL.....	95%	100%	100%	96%

Procederíamos para averiguar el mineral resultante de igual manera que lo hemos hecho en el caso anterior.

CARGA	Si O ²		Ca O		Al ₂ O ³		Mg O		Fe		S		Cu		
	Tn	%	Tn	%	Tn	%	Tn	%	Tn	%	Tn	%	Tn	%	
Mineral I.....	200	30	60	8	16	2	4	...	20	40	25	50	10	20	
Mineral II.....	200	50	100	15	30	8	16	7	14	6	12	8	16	6	12
Mineral III.....	100	60	60	10	10	6	6	4	4	8	8	5	5	7	7
Mineral III.....	100	20	20	5	5	4	4	25	25	30	30	12	12
TOTAL.....	600		240		61		26		22		85		101		51
Mineral resultante.....	600	40%		10.16%		4.33%		3.66%		14.16%		16.83%		8.50%	

I se obtiene el siguiente mineral:

Sílice.....	= 40.00%
Cal.....	= 10.16
Alúmina.....	= 4.33
Magnesia.....	= 3.66
Fierro.....	= 14.16
Azufre.....	= 16.83
Cobre.....	= 8.50

Que para los fines de cálculo i fundicion se procede como si se tratara simplemente de fundicion de un solo mineral sulfurado cuya lei de azufre es 16.83%.

c) *Mezclas de minerales oxidados i sulfurados.*—Para la resolucion de este caso se procede en igual forma a los casos anteriores i con el mineral que resultare para los efectos del cálculo de los fundentes se debe tomar en consideracion lo establecido al tratar de la fundicion en que se mezclan en el horno minerales sulfurados con oxidados; esto es, que la pérdida de azufre i oxidacion del fierro se produce aquí naturalmente por las reacciones entre óxidos i sulfuros i que, por lo consiguiente, se debe estimar que de esta manera se perderá el 62½% por lo ménos del azufre que el mineral contiene; pudiendo esta pérdida ser equivalente al 75% del azufre contenido cuando las reacciones son mui intensas.

Se ha tratado de resolver este caso de mezcla combinando los minerales unos con otros para producir un eje de 50%, asumiendo una pérdida de azufre. Esta solucion es demasiado teórica e idealista pues asume que el fundidor reciba sus minerales de acuerdo con la relacion que debe existir entre ellos para producir un eje de una lei dada de cobre, fundiendo en una atmósfera neutral.

CONSIDERACIONES JENERALES SOBRE LOS DIVERSOS SISTEMAS DE FUNDICION

En realidad agrupando los sistemas de fundicion detallados, llegamos al conocimiento de que sólo existen tres casos jenerales, a saber:

- I Fundicion reducente.
- II » neutra.
- III » oxidante.

Fundicion reducente.—En este sistema las características de la fundicion residen en la produccion de una atmósfera reducente dentro del horno i sólo así se pueden fundir los minerales de naturaleza oxidada o aquellos que han sido trasformados a este estado por medios artificiales.

Prescindiendo de las dificultades mecánicas que el fundidor encontrará

al practicar la operacion i que son objeto de otro capítulo, revisaremos las dificultades de oríjen químico que se pueden presentar.

Nuestros cálculos nos hacian presumir (ejemplo núm. 1) la produccion de un cobre puro acompañado de una escoria que analizaba 35.4% de sílice i 29.4% de óxido de fierro. Estos resultados pueden ser materialmente alterados si no se considera debidamente la accion química que debe desarrollar el horno. Puede, por ejemplo, resultar un cobre que contenga gran cantidad de fierro (20% por ejemplo) i en este caso la lei en sílice de nuestra escoria subirá notablemente al par que la lei en fierro de la misma disminuye. La causa principal de este inconveniente reside principalmente en un exceso de la accion reductora del horno, accion que alcanza a ejercerse sobre el óxido de fierro que debia combinarse con la sílice. Puede tambien suceder que parte apreciable del cobre pase a la escoria en forma de silicato, disminuyendo el grado de silicacion de ella i produciendo desastrosos resultados económicos. A la manera del inconveniente anterior esta dificultad tiene su oríjen en la diferencia de la accion reducente o reductora que permite que parte del cobre al estado de óxido se combine con la sílice.

La accion reductora del horno regulariza, como se ve, el correcto funcionamiento del horno, ayudando hasta cierto punto por el grado de silicacion, de la escoria. Una escoria mui básica dará lugar a la reduccion del fierro i una escoria mui ácida a la escorificacion del cobre.

Es pues, conveniente, producir en estos hornos de fundicion una escoria que fluctúe entre 30 i 35% de sílice.

La accion reducente del horno se gradúa segun sea la cantidad de aire que se inyecta al horno, cantidad que determina la combustion completa o incompleta del carbono del combustible; se hace necesario no proceder empíricamente sino que es de suma utilidad determinar teóricamente este volúmen de aire ajustándose a hechos basados en la práctica de la operacion. Así el volúmen de aire que se calcula para este sistema de fundicion debe hacerse basándose en que el 75% del carbono del combustible se quemará a ácido carbónico i que el 25% restante sólo se quemará a monóxido de carbono.

Se asegurará de esta manera una accion reducente eficaz sin ser exagerada.

Si aun en la práctica se observasen algunas de las dificultades que hemos detallado tratando de funcionar con la escoria que se recomienda, se debe modificar el volúmen de aire de acuerdo con el inconveniente que se observa; así, por ejemplo, si la escoria aumenta en sílice i el cobre se produce con fierro, se debe aumentar paulatinamente el volúmen de aire hasta que desaparezca el inconveniente; si por el contrario, la lei de la sílice disminuye i el cobre pasa a la escoria en cantidades apreciables, se debe disminuir el volúmen de aire hasta normalizar la situacion.

Nada diremos sobre las pérdidas efectivas de cobre en la escoria pues ellas, dentro de una fundicion bien llevada, se debe única i exclusivamente

a causas mecánicas. El cobre se mezcla mecánicamente con la masa de la escoria muy en especial si ésta es ligosa, pesada o no está bien sobrecalentada o bien fluida. Las escorias de este sistema de fundición no deben ensayar, generalmente hablando, más de 0.5% de cobre, aunque esto es muy relativo e enteramente subordinado al criterio económico del fundidor.

Es preferible a veces perder mayor cantidad de cobre que gastar mayor suma de dinero, que lo que esta pérdida representa, en la compra de fundentes que mejoran la calidad de la escoria o bien en una mayor cantidad de combustible a fin de producir la más perfecta fluidez de la escoria.

Aun observando todas las precauciones puede resultar que el hierro se niegue a unirse con la sílice e formar escorias e se le encuentre con el cobre ya sea en forma de hierro metálico, o más comúnmente, en este último caso, en forma de sesquióxido de hierro o hierro magnético. Este inconveniente tiene su origen en la inercia de ciertos silicatos ácidos, bajo ciertas condiciones, para escorificar hierro e exige una revisión cuidadosa del cálculo de la fundición. Revisión que reside principalmente en asegurarse que toda o la mayoría de la sílice que forma dicho silicato sea neutralizada con cal e que el hierro necesario para la escoria sea neutralizado con sílice libre o con un mineral cuarzoso.

Fundiciones neutras.—Se entiende por fundición neutra aquella que se practica, tratando que la atmósfera del horno sea neutral e por lo consiguiente su definición no es exacta, pues indudablemente en el horno se producen reacciones de oxidación del combustible e oxidaciones e reducciones entre los diversos componentes de la carga. Es casi imposible encontrar un mineral que se funda dentro de una atmósfera neutra e que no exija auxilio de fundentes tales como la pirita de hierro o bien el sesquióxido de hierro; fundentes ambos que destruyen por completo el carácter neutral de la fundición.

Quizá el caso más claro de fundición neutra es el caso N.º 4 en la forma resuelta para producir un eje de 82% e una escoria que analiza 45.77% de sílice e 22.40 de óxido de hierro. En este sistema de fundición no es de temer la dificultad que el cobre se oxide e pase a la escoria disminuyendo el grado de silicación de ella, pues ello no sucederá sin la desaparición casi completa del azufre; para que esta desaparición tenga lugar se hace necesario que se produzca en el horno una atmósfera oxidante, debido a un exceso de aire.

La producción de una atmósfera reductora puede resultar como en el caso anterior en la presencia de hierro metálico, en el eje; debido a la reducción del sesquióxido de hierro usado como fundente trayendo como consecuencia un aumento del grado de silicación de la escoria.

La regularización del aire en esta fundición, como en el anterior, es de interés primordial, el cálculo del consumo de basarse en el hecho que sea necesario producir una combustión completa de todo el carbono del combustible.

Una cantidad de aire mayor que ésta resultará en la eliminación del

azufre del eje i posiblemente en la oxidacion i escorificacion del cobre; una cantidad menor resultará en la reduccion de parte del fierro que se traduce por un empobrecimiento del eje i un aumento del grado de silicacion de la escoria.

Fundicion oxidante.—Este es el sistema mas jeneral de fundicion i la mayoría de los casos resueltos participan mas o ménos de los caractéres de este sistema. La característica del sistema reside en la eliminacion de parte del azufre i fierro que contienen los minerales por medio de una oxidacion provocada por el oxígeno del aire que se inyecta al horno.

Es de sumo interes en este caso regularizar la cantidad de aire que se debe producir para evitar que se presenten varias dificultades en la marcha del horno. El cálculo del consumo del aire debe basarse en que se hace aquí necesario no sólo la oxidacion completa de toda el carbono del combustible sino que tambien la oxidacion del azufre i fierro que es de necesidad eliminar para producir el eje que nos hemos propuesto conseguir.

Un déficit de aire resulta en la produccion de un eje de baja lei i en el aumento del grado de silicacion de la escoria, resultados que entorpecen por completo la marcha del horno i que tienen su orijen en la destruccion completa de los cálculos preliminares a la fundicion.

Se comprende fácilmente que si el fierro no se oxida, la sílice que se ha supuesto neutralizar por ese óxido de fierro permanece al estado libre, gravitando sobre las otras bases con las cuales forma silicatos sumamente ácidos e infusibles.

Un exceso de aire, aunque innecesario, no daña, se puede decir, a este sistema de fundicion i podemos por lo consiguiente hacer el cálculo del aire para el horno con completa libertad. La accion oxidante tenderá solamente a aumentar un poco mas la lei de cobre del eje, resultando nuestra escoria un poco mas básica o sea mas rica en óxido de fierro.

En este sistema de fundiciones, funcionando aun con un exceso sobre el aire calculado, se observa muchas veces que los resultados no corresponden a las aspiraciones del cálculo; así el caso de produccion de ejes de mas baja lei que lo calculado i de escorias mas ácidas que lo que se esperaba, es bastante jeneral.

La esplicacion de este fenómeno reside en la inercia de escorificacion de ciertos silicatos ácidos, inercia de escorificacion a la cual nos hemos referido en detalle al tratar de este caso discutiendo la fundicion de los minerales sulfurados. La única manera de salvar la dificultad es procediendo a revisar nuestros cálculos tratando de introducir en la carga sílica al estado libre o cuarzo que promueva la oxidacion del fierro acelerando la escorificacion.

De lo anteriormente dicho se desprende que es recomendable proceder en estos casos de fundicion con una escoria mas bien ácida que básica que facilitará grandemente la oxidacion del fierro.

VENTILACION DE LOS HORNOS DE VIENTO

En el capítulo anterior hemos visto la necesidad de regularizar el consumo del aire con el objeto de controlar el trabajo químico del horno. Se hace indispensable conocer para cada caso el volúmen de aire que exigen las reacciones que, en el interior o foco del horno, deben llevarse a cabo; este volúmen nos servirá siempre como punto de partida aunque indudablemente él debe modificarse en la práctica, según sea la eficiencia de los aparatos inyectoros de aire i el cuidado con que el aire se trasmite de dichos aparatos al foco del horno.

La determinacion del volúmen de aire exige el conocimiento del consumo de coque para la fundicion, consumo que nosotros no hemos todavía estimado pero que, en esta ocasion, asumimos ajustándonos a las deducciones que se tienen de la práctica de las fundiciones en marcha.

Consecuentes con nuestra manera de presentar este estudio, localizaremos el cálculo del volúmen de aire a dos casos de fundicion, a saber: Caso I (páj. 26) en que se trata de una fundicion reducente i Caso II en que se trata de una fundicion oxidante.

—La carga de fundicion calculada para este caso es la siguiente:

CARGA	PESO KLGRS.	SÍLICE SiO ²		FIERRO Fe O		CAL CaO		Magnesia Mg O		Alúmina Al ₂ O ₃		COBRE	
		%	Klgrs.	%	Klgrs.	%	Klgrs.	%	Klgrs.	%	Klgrs.	%	Klgrs.
Minerales de cobre.....	1,000.00	40	400.00	(I) 19.2	192.00	8	80	8	80	7	70	10	100
Minerales de fierro	256.75	5	12.84	65	186.96
Carbonato de cal.....	445.54	10	44.50	50	2,26	7
TOTALES..	1,602.04	...	457.34	...	379.76	...	302.67	...	80	...	70	...	100

El peso total de ella es de 1,602.04 kilogramos de mineral.

Supondremos que actuamos en un horno de fundicion de 300 toneladas diarias de capacidad.

El consumo de combustible en un horno que trabaja en una atmósfera

reducente es casi siempre superior a 14% del peso total de la carga. Trátándose en este caso de una fundición calculada para producir una escoria en muy buenas condiciones, con sólo 35% de sílice, entiendo que el consumo de combustible no deberá ser superior a 15% de coque sobre el peso total de la carga. El coque en cuestión ensaya:

Carbono.....	=	85%
Cenizas.....	=	10
Otras sustancias.....	=	5

El gasto de coque por carga será de 240.3 kilogramos por carga

$$1,602.04 \times 0.15 = 240.3$$

El horno fundirá diariamente 187 cargas de mineral

$$300,000 : 1,602.04 = 187.$$

El consumo diario de combustible será de 44.936 kilogramos de coque.

$$240.3 \times 187 = 44,936$$

El contenido de carbono fijo de esta cantidad de coque es de 38.195 kilogramos de carbono.

Si examinamos las condiciones en que debe verificarse la fundición debemos aceptar lo que sobre el consumo y combustión del combustible se expresó al tratar del caso en discusión y que se resume diciendo que el 75% del carbono de este combustible se quemará produciendo ácido carbónico, es decir, en combustión completa y que el resto se oxidará a monóxido de carbono, es decir se quemará en combustión incompleta:

Por lo consiguiente tendremos: carbono que en las 24 horas debe quemarse completamente

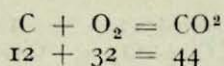
$$38,195 \times 0.75 = 28,646.25 \text{ kgs.}$$

Carbono que en las 24 horas debe quemarse incompletamente

$$38,195 \times 0.25 = 9,548.25 \text{ kgs.}$$

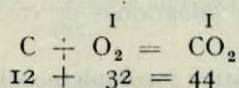
Nosotros necesitamos estimar el volumen de aire y no su peso y debemos principiar por determinar el volumen de oxígeno necesario para provocar la combustión de la cantidad de carbono expresado.

Si escribimos la ecuación que representa la combustión del carbono, colocando debajo de cada elemento su peso atómico; tendremos que estos pesos atómicos representan pesos relativos que podemos denominar kilogramos, libras, etc., así por ejemplo, la ecuación



nos dice que 12 kilogramos de carbono se unen con 32 kilogramos de oxígeno; produciendo 44 kilogramos de ácido carbónico.

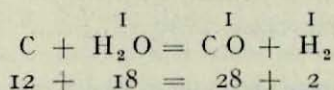
Cuando en la ecuación figuran compuestos gaseosos, cada molécula de gas que se usa o que se genera representa un volumen relativo del gas a que se refiere; se acostumbra a marcar este volumen en un número romano sobre la fórmula del gas; así en el caso recién escrito, la fórmula quedará como sigue:



Estas soluciones relativas se pueden convertir en volúmenes reales e efectivos, siempre que los pesos relativos escritos debajo de la fórmula tengan también un valor real; así si designamos los pesos relativos como kilogramos tendremos que cada número romano representa 22.22 m.³ Se puede decir de la fórmula anterior entonces que 12 kilogramos de carbon se combinan con 32 kilogramos de oxígeno o sea 22.22 metros cúbicos de oxígeno i producen 44 kilogramos de ácido carbónico cuyo volumen es también 22.22 m.³

No está demás demostrar cómo el factor 22.22 viene en realidad a reemplazar a un volumen de gas cualesquiera, bajo condiciones normales de presión i temperatura (0° C i 760 mm. de presión).

Si escribimos la ecuación de acción entre el carbono incandescente i el vapor de agua tendremos lo siguiente:

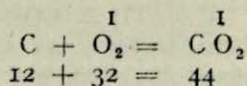


Un metro cúbico de hidrógeno bajo condiciones normales, pesa 0.09 kilogramos, según determinación experimental; de aquí se desprende que los dos kilogramos tendrán por volumen 2 : 0.09 = 22.22 metros cúbicos.

Por otra parte los volúmenes relativos de todos los gases son iguales i representan una molécula del gas i por lo consiguiente cada número romano I de estas fórmulas representará 22.22 metros cúbicos siempre que los pesos relativos sean kilogramos.

Explicando el uso del factor 22.22, nos concretaremos al ejemplo en discusión en el cual hai que averiguar cuántos metros cúbicos de oxígeno exigen 28,646.25 kilogramos de carbono para producir una combustión completa.

La ecuación de combustión completa es la siguiente:

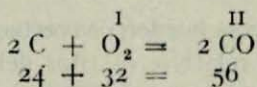


nos dice que 12 kilogramos de carbono se combinan con 22.22 metros cúbicos de oxígeno. La proporción que sigue nos dice entonces que para 28,646.25 kilogramos de carbono se necesita 53.043 metros cúbicos de oxígeno.

$$12 : 22.22 :: 28.646.25 : X \quad X=53.043 \text{ m.}^3$$

Restan ahora 9,548.75 kilogramos de carbono que se desean combus ironar incompletamente.

La ecuación de combustión incompleta es la siguiente:



nos dice que 24 kilogramos de carbono se combinan con 22.22 m³ de oxígeno. La proporción que se inserta al pie nos dice que, según esto, los 9,548,75 kilogramos de carbono exigen 8.840 metros cúbicos de oxígeno

$$24 : 22.22 :: 9.548.75 : X \quad X=8.840 \text{ m.}^3$$

El volumen total de oxígeno para la marcha normal del horno es de 61.883 m.³ de oxígeno en las 24 horas.

La composición del aire en volumen por porcentaje es la siguiente:

Oxígeno.....	=	20.8%
Nitrógeno.....	=	79.2

Conociendo el volumen de oxígeno necesario se hace tarea muy sencilla determinar el volumen de aire; así la proporción que sigue resuelve el caso

$$61.883 : 20.8 :: X : 100$$

en que X=297.514 metros cúbicos de aire. Esta cantidad de aire está calculada para presiones y temperaturas normales.

El volumen de aire como el de todos los gases aumenta uniformemente con la temperatura; así principiando con un volumen conocido a 0°; este volumen aumentará $\frac{1}{273}$ de su volumen por cada grado centígrado de aumento en temperatura; así a la temperatura de 273° el volumen del gas es doble que lo que era a 0° C. La corrección que se debe hacer para la temperatura queda representada por la fórmula

$$V = V' \times \frac{c + 273}{273}$$

en que V' es el volúmen a 0° i C la temperatura reinante.

Así en el caso en discusion en que la temperatura reinante es de $25^{\circ} C$; la correccion que debe sufrir el volúmen debido a esta temperatura se espresa en la aplicacion de la fórmula que nos dicen que el volúmen es de 324.290 metros cúbicos

$$V = \frac{25 + 273}{273} \times 297.514$$

$$V = 324.290$$

El volúmen de aire es por otra parte inversamente proporcional a la presion que se ejerce sobre él i debe por consiguiente hacérsele la correccion correspondiente, la presion normal es de 760 milímetros i si asumimos que esta presion se aumenta, por las condiciones de la localidad donde se efectúa la fundicion, a 780 milímetros de mercurio, la correccion se espresará de la siguiente manera:

$$324.290 \times \frac{760}{780} = 315.858 \text{ m.}^3 \text{ de aire.}$$

Se desprende de la solucion de este problema que nuestro ventilador debe jenerar en las 24 horas, para el correcto funcionamiento del horno, 315.858 m.³ de aire.

Determinar la eficiencia del ventilador i por consiguiente el tanto por ciento de aire que se pierde es tarea difícil i debe ser controlada experimentalmente en cada caso como mas adelante se verá. Sin embargo, se acostumbra siempre en estos cálculos, prescindiendo de las modificaciones que deben introducirseles posteriormente, aumentar estos resultados con un 30% a fin de colocarse en las condiciones de eficiencia mecánica del ventilador; así que, de acuerdo con estas ideas, el volúmen de aire necesario es de 379.029 metros cúbicos a la presion de 780 mm. i $25^{\circ} C$ de temperatura; condiciones reinantes en el lugar o paraje donde se efectúa la fundicion.

Resolveremos otro ejemplo en que se trata de oxidar no tan solo el carbono del combustible sino tambien algunos de los elementos de la carga, para entrar despues a estudiar los ventiladores i la manera de controlar su rendimiento.

Un caso apropiado para este segundo cálculo es el caso de fundicion oxidante que se detalla en páginas 45 i 46 en que se trata de producir un eje de 50% de cobre i una escoria de 44% de sílice.

CARGA	Peso	Silice		Fierro		Cal		Magnesia		Alúmina		Azufre		Cobre	
		k	%	k	%	k	%	k	%	k	%	k	%	k	%
Mineral.....	100	35	35	20	20	12	12	3	3	4	4	15	15	8	8
Calcáreos	25.34	50	12.67
Silice.....	7.00	93	6.51
TOTAL.....	132.24		41.51		20		24.67		3		4		15		8

El peso total de la carga es de 132.24 kilogramos i se puede decir que, dadas las condiciones en que se va a fundir, i la escoria que se desea producir, un 10% de coke debe ser el máximo del gasto o consumo del combustible.

Si asumimos un horno de capacidad diaria de 300 toneladas tendremos que en las 24 horas funde 2,269 cargas.

$$300,000 : 132.24 = 2,269$$

De lo espuesto se desprende que el consumo diario de combustible es de 29.996 kilogramos de coke.

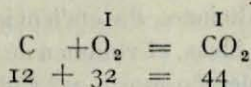
$$2,269 \times 13.22 = 29,996 \text{ kgs.}$$

Si recordamos que nuestro coke ensaya 85% de carbono tendremos que la cantidad de carbono que diariamente se oxida es de 25,496 kgs.

$$29,996 \times 0.85 = 25,496 \text{ kgs.}$$

Se recordará que en este caso de fundición se exige la transformación de todo el carbono en ácido carbónico (combustión completa).

La ecuación



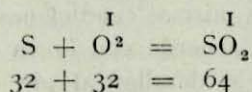
nos dice, que 12 kilogramos de carbono exigen 22.22 metros cúbicos de oxígeno i por consiguiente los 25,496 kilogramos de carbono exigirían 47.210 metros cúbicos de oxígeno.

$$12 : 22.22 :: 25,496 : X \quad X = 47.210 \text{ m.}^3$$

Además del cálculo del carbono tenemos que tomar en consideración el azufre i fierro que deben oxidarse en el foco del horno.

Azufre en la carga del mineral.....	15.000 kgs.
» perdido por sublimacion.....	7.500 »
» aprovechable.....	7.500 »
» en el eje.....	4.160 »
» que se debe oxidar por carga.....	3.340 »
Número de cargas fundidas en las 24 horas.....	2.269 »
Azufre oxidado en las 24 horas.....	7.578 »

El azufre se oxida de acuerdo con la siguiente reaccion:

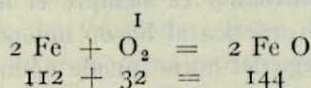


reaccion que nos dice que 32 kilogramos de azufre necesitan 22.22 m.³ de oxígeno; por lo consiguiente los 7.578 kilogramos de azufre exigirán 5.252 metros cúbicos de oxígeno.

$$32 : 22.22 :: 7.578 : X \quad X=52.52 \text{ m.}^3$$

Fierro en la carga del mineral.....	20.00 kgs.
» en el eje.....	3.84 »
» que se debe oxidar por carga.....	16.16 »
Número de cargas fundidas en las 24 horas.....	22.69 »
Fierro oxidado en las 24 horas.....	34.667 »

El fierro se oxida de acuerdo con la siguiente reaccion:



reaccion que nos demuestra que 112 kilogramos de fierro se combinan con 22.22 m.³ de oxígeno; de acuerdo con esto los 34.667 kilogramos de fierro se combinan con 6,877 m.³ de oxígeno.

$$112 : 22.22 :: 34,667 : X \quad X=6,877 \text{ m.}^3$$

Resumiendo tendremos:

Oxígeno necesario para el combustible.....	47,210 M. ³
» » » azufre.....	5,262 »
» » » fierro.....	6,877 »
oxígeno para la fundicion en 24 horas.....	59,349 »

Recordaremos la composicion del aire por volúmen en porcentaje que es la siguiente:

Oxígeno.....	20.8%
Nitrógeno.....	79.2%

i la proporcion que sigue nos dará la cantidad de aire que este oxígeno representa:

$$59,349 : 20.8 :: X : 100 \quad X = 285,332 \text{ m.}^3$$

Esta cantidad de aire está calculada para 0° C. i para 760 mm. de presión barométrica; asumiremos las mismas condiciones del caso anterior de 26° C i 780 mm. de presión i de acuerdo con lo ya explicado efectuaremos las correcciones necesarias que se detallan al pié; obteniendo como resultado un volúmen de aire de 302,925 m.³

$$V = 285.331 \times \frac{25+75}{273} \times \frac{760}{780} = 302.925 \text{ m.}^3$$

Efectivamente la correccion del 20% que indudablemente se perderá arribaremos a la conclusion de que para el correcto funcionamiento del horno se necesitan 363,509 metros cúbicos de aire calculados en 25° C. de temperatura i 780 mm. de presión barométrica.

II. La ventilacion artificial de los hornos se puede hacer siguiendo dos sistemas jeneralmente, a saber:

a) Ventilacion volumétrica o ventilacion fundada en un volúmen constante.

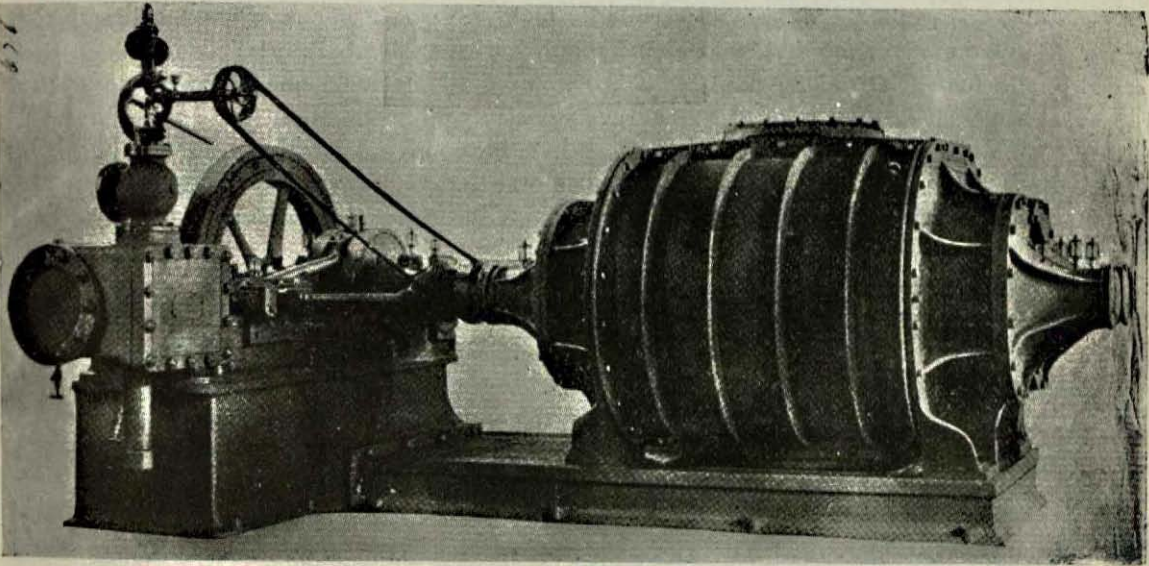
b) Ventilacion de presión fija o constante: En el primer caso el volúmen de aire jenerado en el ventilador es siempre el mismo i este volúmen se introduce en su totalidad práctica al horno independientemente de la presión o resistencia que la carga del horno puede oponerle a esta introduccion.

En el segundo caso el volúmen jenerado por el ventilador no es constante i depende de la resistencia que la carga del horno pueda ofrecerla al ventilador; es decir que mientras mayor sea la presión que se desarrolla por la resistencia que se ofrece menor será el volúmen de aire que el ventilador jenera.

Por lo espuesto en este capítulo i en el anterior sobre la importancia que tiene para el correcto funcionamiento del horno, el volúmen de aire que se debe insuflar, se dejan de manifiesto los inconvenientes i si se quiere la inutilidad del segundo sistema de ventilacion. Ademas la mayoría de estos aparatos que se basan en este segundo sistema no son capaces de introducir viento al horno a la presión que necesariamente se debe hacer para que penetre al interior de él.

Los aparatos usados para insuflar el aire pertenecientes al primer sistema, están basados en el mismo principio i su descripción jeneral obedece a la de una cámara de fierro fundido, en el interior de la cual jiran, sobre sus respectivos ejes dos i a veces tres paletas de un perfil o contorno apropiado, embutiéndose una sobre la otra. De esta manera por cada revolución de las paletas cierto volúmen de aire es aprisionado i obligado a seguir el curso de las cañerías de salida.

El tipo mas corriente de estos aparatos es el del ventilador Root de dos paletas, detallada en la figura adjunta, número 1.



Las dos paletas son como el perfil del número 8 al revolucionar se embuten una dentro de la otra i jiran dentro de la cámara de fierro que forma la parte superficial i visible del ventilador. Estos aparatos han sido modificados en detalle por las diversas casas constructoras i se les conoce con el nombre de ventilador Green Connerville, etc., aunque en realidad obedecen todos ellos a un mismo principio ya descrito.

El rendimiento de estos aparatos alcanza hasta un 80% del trabajo de ventilación del que se dice que son capaces. Es, sin embargo, conveniente recordar que la eficiencia de cada ventilador se debe determinar experimentalmente, pues dicha eficiencia depende del cuidado con que el aparato haya sido construido i de la buena disposición en que se hayan instalado las cañerías de conducción del aire. Debe también recordarse que la eficiencia de cualquier ventilador tiende necesariamente a disminuir con el aumento de la presión con la cual se le obliga a trabajar.

Estos aparatos trabajan perfectamente bien con una presión de 120 i 150 mm. de mercurio aunque se los manufactura para presiones de 500 mm.

de mercurio. La velocidad con que operan estos aparatos varia o puede normalmente variar entre 200 i 400 revoluciones por minuto i la cantidad de aire jenerada para el ventilador fluctúa, de los modelos pequeños a los grandes, entre 0.135 m.³ a 3 m.³ por revolucion.

La fuerza i capacidad de estos ventiladores depende, jeneralmente, de su manufacturacion i por esto se hace casi imposible establecer jeneralidades sobre ellos.

Sin embargo, para formarse una idea jeneral de la capacidad del ventilador i la fuerza necesaria para su movimiento puede atenerse a las siguientes condiciones jenerales:

Un aparato de esta clase que desplaza 0.135 m.³ por revolucion i que funciona con 400 revoluciones por minuto necesita 8 caballos (HP) efectivos de fuerza. Otro que desplaza 0.350 m.³ por revolucion i que opera a 350 revoluciones por minuto, exige una fuerza de 50 a 80 caballos.

Cuando se hace necesario recurrir a presiones mayores que las consideradas aquí, estos aparatos pierden su oportunidad para dar franca acogida a las compresoras de aire, aunque su uso en las fundiciones de cobre es mui restringido.

Al segundo sistema de ventilacion, o sea al de presion constante, pertenecen los ventiladores centrifugos o turbinas de aire i los ventiladores helicoidales. Su uso en las fundiciones de cobre es casi absolutamente nulo, pues no son capaces de producir aire a presiones mayores de 60 milímetros de mercurio i aun para esto deben ser accionados produciendo 2,500 revoluciones por minuto.

Es de interes i de gran necesidad controlar el rendimiento efectivo de un ventilador i, para ello se hace necesario entrar a conocer la presion que se establece dentro del sistema de ventilacion artificial; presion que tiene su orijen en la resistencia que la carga del horno pone a la introduccion del aire, i en el empuje que al aire le da el ventilador al forzarlo a traves de la cañería para que se introduzca al horno. Es casi indudable que dentro del circuito de circulacion, que tiene su principio en el ventilador, i su fin en el horno, se produce una presion dada que en término medio es constante. Digo constante, en término medio, pues dicha presion aumentará periódicamente con la altura de la carga en el horno i periódicamente disminuirá con el descenso de dicha carga.

Las variaciones no periódicas de esta presion se deben no a la marcha normal del horno sino a irregularidades que en ellos se produzcan tales como acresiones, callos, etc., que dificultan el pasaje del aire. Con el objeto de conocer cuál es la presion dada, en término medio, el fundidor debe tener instalado en la cañería de alimentacion de aire al horno, un manómetro que puede espresar la presion de ese aire en milímetros de mercurio o en milímetros de agua.

La equivalencia entre la presion espresada de cualesquier manera se puede ver en la tabla adjunta.

TABLA PARA LA REDUCCIÓN DE LA PRESION DE AGUA EN PRESION DE MERCURIO

Presion de agua en mm	Presion de mercurio en mm	Presion de agua en mm	Presion de mercurio en mm	Presion de agua en mm	Presion de mercurio en mm
1	0,07	25	1,84	85	6,27
2	0,15	30	2,21	90	6,64
3	0,22	35	2,58	100	7,38
4	0,30	40	2,95	200	14,76
5	0,37	45	3,32	300	22,14
6	0,44	50	3,69	400	29,52
7	0,52	55	4,06	500	36,90
8	0,59	60	4,43	600	44,28
9	0,66	65	4,80	700	51,76
10	0,74	70	5,17	800	59,04
15	1,12	75	5,54	900	66,42
20	1,48	80	5,90	1,000	73,80

Conocida la presion con que el aire se introduce al horno i que se lee en el manómetro i conocida la seccion de la cañería de introduccion es fácil determinar el volúmen de aire i por consiguiente no sólo verificar el rendimiento que se le atribuye al ventilador sino que tambien controlar el consumo de aire de acuerdo con el correcto funcionamiento del horno.

Conocida la presion del manómetro es fácil determinar la velocidad del aire de acuerdo con la siguiente fórmula:

$$V = \sqrt{16 H}$$

en que V es igual a la velocidad del aire en metros por segundo i H es la presion espesada en milímetros de agua.

Así, por ejemplo, un ventilador que trabaja con una presion de 120 mm. de mercurio en el manómetro i que transmite el aire al horno a traves de una cañería de 0.20 m. de diámetro, introduce por segundo 5,024 metros cúbicos de aire; segun el siguiente cálculo:

120 mm. de mercurio son equivalentes a 1,600 mm. de agua.

$$V = \sqrt{16 (1,600)} = \sqrt{25,600} = 160 \text{ metros cúbicos por segundo.}$$

Superficie de la seccion de la cañería = $(\pi) R^2 = 3,14 \times 0,01 = 0,0314$ metros cuadrados.

Volúmen de aire por segundo $0,0314 \times 160 = 5,024 \text{ m.}^3$ a la presion de 120 milímetros de mercurio mas la presion barométrica de la localidad.

Con los conocimientos que tenemos ahora vamos a controlar prácticamente el rendimiento del ventilador para un caso dado.

Supongamos que se trata del caso últimamente estudiado en la determinación del volumen necesario de aire para las fundiciones (páj. 83) i que era de 363,509 metros cúbicos de aire a una presión barométrica de 780 mm. de mercurio.

Nuestro ventilador está garantido para jenerar un metro cúbico por revolución, como al volumen de 363,509 metros cúbicos se le hizo ya la corrección del 20% que corresponde a la deficiencia del ventilador, se tendrá que para proporcionar este volumen de aire en las 24 horas (1,440 minutos) el ventilador debe marchar a 252 revoluciones por minuto (363,509 : 1,440).

Establecido el trabajo del ventilador a esta velocidad se observa el manómetro, colocado sobre la cañería de conducción de aire, i se obtiene que la presión término medio con que se introduce el aire es de 120 mm. de mercurio. Asumiendo que la cañería es del diámetro espresado anteriormente se tendrá que el horno recibe por segundo 5,024 metros cúbicos a la presión barométrica de 780 mm. mas la presión de 120 mm. de mercurio que acusa el manómetro.

Para comprobar el volumen que se debía introducir al horno (369,509) con el que en realidad se introduce (434,073) se haría necesario corregir el primero en dos casos a saber:

I. Descontando el 20% de mas que se le agregó para las posibles pérdidas del ventilador.

II. Corrigiendo el exceso de presión de 120 mm. de mercurio que existe en el volumen real.

En el caso presente, sin necesidad de hacer esas correcciones se observa que el volumen que realmente entra al horno es mucho mayor que el que nosotros creíamos hacer entrar i por lo consiguiente la velocidad del ventilador debe bajarse hasta que el manómetro indique, en término medio la presión que corresponde al volumen de aire que se desea introducir.

Si el caso hubiera sido el contrario, es decir, que la presión indicada por el manómetro correspondía a un volumen menor que el que se desea efectivamente introducir al horno, habría sido necesario aumentar la marcha del ventilador hasta que esta presión hubiese correspondido al volumen que se desea obtener.

COMBUSTION EN LAS FUNDICIONES

En la mayoría de las reacciones metalúrgicas, la cantidad de combustible usada, o sea el monto total de la energía necesaria para efectuar la reacción, es sin duda alguna el factor que regulariza la practicabilidad o impracticabilidad del procedimiento que se basa en las reacciones en cuestión. Cada

ecuación química tiene su significado térmico: bien consume cierta cantidad dada de calórico o bien lo desenvuelve o jenera otra cantidad. Cuando un elemento se une con otro para formar un compuesto químico hai jeneralmente hablando una jeneracion de calórico; la cantidad de calórico jenerado es esperimentalmente determinada por medio del calorímetro i se denomina calórico de formacion del cuerpo químico que se trata: el calórico de formacion se puede espresar de tres maneras, a saber: sin relacion alguna, relacionado a cualesquiera de los dos elementos que sirvieran de constituyente del nuevo cuerpo o bien relacionado al nuevo cuerpo químico formado. Un ejemplo práctico ilustrará talvez mejor este punto, el calor de formacion del anhídrido carbónico (CO_2) determinado en el calorímetro es de 97.200 calorías, esta cantidad se puede espresar de tres maneras:

Independientemente. Calor de formacion=97,200 calorías.

Subordinado a los componentes del cuerpo químico:

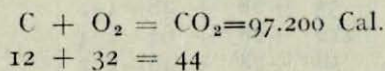
Calor de formacion=8,100 calorías por kgs. de O.

» » » =3,040 » » de O.

Subordinado el cuerpo químico mismo=2,209 calorías por kilogramo de CO^o formado.

Fácilmente se comprende que para subordinar el calor de formacion, ya sea a los componentes del cuerpo químico, ya sea al cuerpo químico mismo, basta dividir el calor independiente de formacion por el peso molecular del elemento o cuerpo químico que se le quiere subordinar.

La reaccion que sirve de base a nuestros estudios de termo-química es la siguiente:



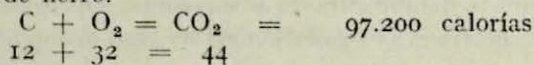
Que significa que 12 kilogramos de carbono se queman con 32 kilogramos de oxígeno, produciendo 44 kilogramos de anhídrido carbónico i jenerando 97.200 calorías, o bien levantando la temperatura de 97.2 kilogramos de agua (condiciones normales) un grado centígrado.

La tabla que se inserta a continuacion da el calor de formacion de diversos compuestos químicos.

FÓRMULA	Pesos moleculares	Calor Ind. de formacion
Mg O.....	24 +16 = 40	143.4 Cal.
Ba O.....	137 +16 =153	133.4 »
Ca O.....	40 +16 = 56	131.5 »
Al ₂ O ₃	54 +48 =102	392.6 »
Si O.....	28 +32 = 60	180.0 »
Mn O.....	55 +16 = 71	99.9 »
Zn O.....	65 +16 = 81	84.8 »
H O.....	2 +16 = 18	70.4 »
Fe ₃ O.....	168 +64 =232	170.8 »
Fe O.....	56 +16 = 72	65.7 »
Fe ₂ O ₃	112 +48 =160	195.6 »
CO.....	12 +32 = 44	97.2 »
Cu ₂ O.....	127.2+16 =143.2	43.8 »
Cu O.....	63.6+16 = 79.6	37.7 »
SO.....	32 +32 = 64	69.26 »
SO ₃	32 +48 = 80	91.9 »
CO.....	12 +16 = 28	29.16 »
Fe S.....	56 +32 = 88	24.0 »
Zn S.....	65 +32 = 97	43.0 »
Cu S.....	127.2+32 =159.2	20.3 »
Pb S.....	207 +32 =239	20.2 »
Cu S.....	63.6 + 32=95.6	10.1 »
Ca CO ₂	40 +12 + 48=100	273.85 »
Mg CO ₂	24 +12 + 48= 84	269.9 »
Ba Si O ₃	137 +28 + 48=213	328.1 »
Ca Si O ₃	40 +28 + 48=116	329.35 »
Ca ₂ Si O ₄	80 +28 + 64=172	471.3 »
Al ₂ Si O ₇	54 +56 +112=222	767.5 »
Mn Si O ₃	55 +28 + 48=131	276.3 »
Fe ₂ Si O ₄	112 +28 + 64=204	320.3 »
Fe Si O ₃	56 +28 + 48=132	254.6 »
Ba SO ₄	137 +32 + 64=233	339.4 »
Fe SO ₄	56 +32 + 64=152	228.0 »
Pb SO ₄	207 +32 + 64=303	215.7 »
Cu SO ₄	63.6+32 + 64=159.6	181.7 »

El conocimiento de estas tablas nos pone en condicion de resolver el lado teórico de cualesquier problema de metalurgia del cobre que se nos presente; nosotros estudiaremos las diferentes maneras con que estos problemas se nos pueden presentar en práctica:

a) Determinar la cantidad total de calórico jenerado en un horno donde se queman diariamente 1,000 kilogramos de carbono, 500 kilogramos de azufre i 200 kilogramos de fierro:



Por kilogramo de carbon	$\frac{97.2}{12} =$	8,100 calorías
Kilogramos de carbon oxidado.....		<u>1,000</u>
Calórico jenerado.....		8.100.000 calorías
	$S + O^2 = SO^2 =$	69.260 »
	$32 + 32 = 64$	
Por kilogramo de azufre	$\frac{69.26}{32} =$	2.160 »
Kilogramos de azufre oxidados.....		<u>500</u>
Calórico jenerado.....		1,080.000 »
	$Fe + O = Fe O =$	65.700 »
	$56 + 16 = 72$	
Por kilogramo de fierro	$\frac{65.7}{66} =$	1.170 »
Kilogramos de fierro oxidados.....		<u>200</u>
Calórico jenerado.....		234.000 »

RESÚMEN

Combustion del carbono.....	8,100.000 calorías
» » azufre.....	1,080.000 »
» » fierro.....	<u>234.000 »</u>
Cantidad total de calórico.....	9,414.000 calorías

b) Si el problema se complica un poco mas i nos piden por ejemplo, que al valor calórico determinado, agreguemos el que se desprende de la union del fierro oxidado con la sílice libre de la carga, nos valdremos del mismo método, para calcularlo, es decir, guiándonos por los pesos moleculares i los calóricos de formacion: el calórico independiente de formacion del silicato de fierro es igual a 254.6 calorías, en esta cantidad está comprendido el calórico de formacion del óxido de fierro, el calórico de formacion de la sílice i el calórico propio de formacion del silicato, o sea, calórico jenerado por la union del óxido de fierro con la sílice: es pues natural que a

254.6 le restamos el calórico de formación del óxido de hierro, pues lo hemos tomado en consideracion bajo otro ítem i el calórico de formación de la sílice, pues ella entra al horno ya formada i que sólo tomemos en consideracion el calórico jenerado, por la union de ámbos compuestos químicos, así:

Fe Si O ²	= +	254.600	calorías
Ménos Fe O.....	= -	65.700	»
» Si O ²	= -	180.000	»
Calórico de union igual.....		8.900	calorías

Esto se puede espresar por unidad de peso de sílice o bien de óxido de hierro, dividiendo las 8,900 calorías por peso específico de la sílice o bien del óxido de hierro.

Formacion del silicato de cal

Formacion de — Ca Si O ²	=	329.350	calorías
Ménos formacion de Ca O.....	=	131.500	»
» » » Si O ²	=	180.000	»
Calórico propio del silicato de cal.....		17.850	calorías

$$\text{Por kilógramo de cal } \frac{17,850}{56} = 318 \text{ calorías.}$$

Esto se puede espresar por unidad de peso de sílice o bien de cal dividiendo los 17,850 por el peso específico de la sílice o bien de la cal.

Como ejemplo de este caso podríamos citar la calcinacion del carbonato de cal (aquí se va simplemente a desunir el anhídrido carbónico (CO²) de la cal (Ca O), estos cuerpos en sí mismos permanecen inalterables).

Ca O CO ²	= +	273.850	calorías
Ménos Ca O.....	= -	131.500	»
» CO ²	= -	97.200	»
Resto.....		45.150	

$$\text{Por kilógramo de Ca O } \frac{45.150}{56} = 806 \text{ calorías.}$$

Es decir, que para calcinar carbonato de cal es necesario 806 calorías por kilógramo de Ca O (cal) que resulte.

c) Si el problema comprende ahora la descomposicion de ciertos cuerpos

químicos i la formacion de otros, es necesario escribir la ecuacion química e interpretarla termo-químicamente; se supone que todos los componentes de la ecuacion van a ser descompuestos en sus elementos simples; así es que cada componente absorberá tanto calor cuanto suma su calórico de formacion, i la suma de los calóricos de formacion, será indudablemente el calórico absorbido por la reaccion; motivo por el cual se lo considera negativo. La suma de los calóricos de formacion de los productos de la ecuacion forman la cantidad total del calórico jenerado i será necesariamente positivo (a no ser que el producto o productos formados sean termos negativos). El exceso o déficit de calórico será la diferencia entre estas dos sumas; así, por ejemplo: ¿Cuál es la cantidad de calórico jenerada durante la fundicion pirítica?

$$\begin{array}{r}
 2 \text{ Fe S} + \text{Si O}_2 + 2 \text{ O}_2 = \text{SO}_2 + 2 \text{ Fe O Si O}_2. \\
 2 (24,000) + 180,000 \qquad 69,260 + 320,300. \\
 = 228,000 \qquad + 389,560. \\
 \qquad \qquad \qquad + 161,560 \text{ calorías.}
 \end{array}$$

La reaccion principal del horno pirítico produce por lo consiguiente 161,560 calorías.

En otras palabras se puede espresar la misma idea estableciendo que el calor de formacion de todos los cuerpos componentes de la carga de un horno que durante el curso de la fundicion deben ser destruidos, forman el debe del balance térmico del horno i el calor de formacion de todos los compuestos que se forman durante la operacion forman el haber de dicho balance. Así, por ejemplo, si aplicamos esta regla al caso estudiado anteriormente tendremos que 20 kilogramos de fierro, 15 kilogramos de azufre que forman 35 kilogramos de sulfuro de fierro se destruyen en el horno, conjuntamente con 25.34 kilogramos de carbonato de cal.

Por lo consiguiente el balance del horno en lo que corresponde al debe será como sigue:

Descomposicion del sulfuro de fierro.....	24,000 Cal.
	24,000
Espresada por kilogramo de fierro.....	428 »
	56
Kilogramos de fierro en carga.....	35 kgs.
Calor gastado en esta composicion.....	12,980 Cal.
Descomposicion del carbonato de cal.....	45,150 »
	45,150
Por kilogramos de cal.....	806 »
	56
Kilogramos de cal en la carga	12.67 kgs.
Calor gastado en esta descomposicion.....	10,210 Cal.

El debe térmico del horno queda por ahora constituido en 23.190 calorías por cada 132 kilogramos de carga.

El haber térmico se forma como sigue:

Combustion del carbono.....		97.200 Cal.
	97.200	
Por kilogramo de carbono.....		8.100 »
	12	
Kilogramo de carbono por carga.....		11.23 kgs.
Calórico jenerado.....		90.960 Cal.
Oxidacion del azufre.....		69.260 »
	69.260	
Por kilogramo de azufre.....		2.160 »
	32	
Kilogramos de azufre oxidado por carga.....		3.34 kgs.
Calórico jenerado.....		7.210 Cal.
Oxidacion del fierro.....		65.700 »
	65.700	
Por kilogramos de fierro.....		1.170 »
	56	
Kilogramos de fierro oxidado.....		16.16 kgs.
Calórico jenerado.....		18.900 Cal.
Formacion del silicato de fierro.....		8.900 »
	8.900	
Por kilogramos de óxido de fierro.....		123.6 »
	72	
Kilogramos de óxido de fierro que se escorifican.....		20.85 kgs.
Calórico jenerado.....		4.020 Cal.

El haber térmico del horno queda formado por 123.660 calorías i el debe por 23.190 calorías; el balance a favor de 100.470 calorías sirven para efectuar el trabajo del horno que consiste en elevar la temperatura de la carga total a un grado tal que se produzca la completa liquefaccion de ella.

Las operaciones termoquímicas hasta aquí enumeradas se refieren únicamente a cálculos mas o ménos teóricos pues se considera la reaccion se efectúa a temperaturas normales i no elevadas; hai pues que corregir estos

resultados agregando o descontando el calor absorbido por los componentes de la reaccion i por los productos de ella a la temperatura o temperaturas a que se efectúa la operacion; en metalurgia del cobre el problema que se tiene siempre que resolver (excepto bessemerizacion (1) de ejes) es el de principiar con constituyentes frios i terminar con productos calientes o fundidos. La manera de determinar el calor absorbido o calor que está en un cuerpo químico o mineral como calor latente es por medio de los calores específicos de la sustancia dada; se acostumbra tambien a llamar capacidad calorífica del cuerpo al calor latente; la capacidad calorífica aumenta con la temperatura reinante. Un cuerpo al pasar del estado sólido al líquido o de éste al gaseoso o vice-versa absorbe o desenvuelve una cantidad dada de calórico que se ha dado en llamar calor latente de vaporizacion, de solidificación, etc. Cuando un cuerpo pasa del estado sólido al líquido absorbe calor i en este caso el calor latente de fusion o liquefaccion tiene que agregársele a los ítem ya calculados de cualesquier problema termoquímico; al solidificarse dicho cuerpo desenvuelve esa misma cantidad de calórico.

Todos estos datos se dan en las tablas que siguen, ellos han sido recopilados de las mas notables autoridades termoquímicas. Como no es posible dar los calores específicos para cada temperatura, nos limitamos a dar el calor específico medio para períodos mas o ménos grandes de temperaturas.

Hidrójeno

Calor específico medio hasta 2,000° C.

Por kilogramo.....	=	3,700 + 0,0003	t = Cal.
» m. ³	=	0,303 + 0,000027	t = »
		de 2,000° C. a 4,000° C.	
» kilogramo.....	=	2,75 + 0,0008	t = »
» m. ³	=	0,2575 + 0,000072	t = »

Carbono

Calor específico medio de 0 a 250° C.

	0,1567 + 0,00036	t = Cal.
de 250° C. a 1,000° C.		
	0,2142 + 0,000166	t = Cal.

Calor de vaporizacion 3,837 calorías por kilogramo de carbono.

(1). Conversion a cobre metálico de ejes fundidos.

Nitrógeno

Calor específico medio hasta 2,000° C.

Por kilogramo.....	=	0,2405 + 0,0000214t = Cal.
» m. ³	=	0,303 + 0,000027 t = »
		de 2,000° C. a 4,000° C.
» kilogramo.....	=	0,2044 + 0,000057 t = »
» m. ³	=	0,2575 + 0,000072 t = »

Oxígeno

Calor específico medio hasta 2,000° C.

Por kilogramo.....	=	0,2104 + 0,0000187 t = Cal.
» m. ³	=	0,303 + 0,000027 t = »
		de 2,000° C. a 4,000° C.
» kilogramo.....	=	0,1788 + 0,00005 t = »
» m. ³	=	0,2575 + 0,000072 t = »

Azúfre

Calor específico medio de 15° C. a 97° C. = 0,1844.

Calor latente defusion.....	=	9,37 cal por kg.
» específico medio.....	=	0,2346 + 0,00006 t = Cal.
» latente de evaporacion.....	=	72 cal. por kg.

Cobre

Calor específico medio para cualquier temperatura.....

.....	=	0,0939 + 0,00001778 t = Cal.
» latente de fusion.....	=	43,2 cal. por kg.
» » de vaporizacion.....	=	858 » » »

Agua

Calor específico del agua a 100° C. se puede considerar igual a la unidad; en resumen el agua absorbe por kilogramo de 0 a 100° la cantidad 101,5 calorías (Calor específico medio de 0° a 100° C = 1 + 0,0015 t.).

Calor latente de fusion (hielo en agua)..... = 80 Cal.

» » » vaporizacion..... = 606 »

Para determinar el calórico total, incluyendo el de vaporizacion, absorbido por kilogramo de agua tomada una temperatura normal i calentada

a otra mayor que el punto de ebullicion, se aconseja usar la fórmula de Regnault que es la siguiente: $C=606.5+0.305 t$.

Monóxido de carbono (CO)

Calor específico medio hasta 2,000° C.

Por m. ³	=	0,303 +0,000027 t = Cal.
» kilógramo.....	=	0,2505 +0,0000219 t = »

Acido Carbónico (CO²)

Calor específico medio de 0° C a 2,050°.

Por m. ³	=	0,37 +0,00022 t = Cal.
» kilógramo.....	=	0.19 +0,00011 t = »

Magnesia (Mg O)

Calor específico medio para cualesquier temperatura:

Por kilógramo.....	=	0,2081 +0,0000876 t = Cal.
Calor latente de fusion.....	=	50,9 calorías por kg.

Sílice (Si O²)

Calor específico medio para cualesquier temperatura:

Por kilógramo.....	=	0,1833 +0.000077 t = Cal.
Calor latente de fusion.....	=	109.4 calorías por kg.

Acido sulfuroso (SO²)

Calor específico medio para cualesquier temperatura:

Por kilógramo.....	=	0,36 +0,0003 t = Cal.
m. ³	=	0,125 +0,0001 t = »

Acido Sulfúrico (SO³)

Calor específico medio para cualesquier temperatura:

Por kilógramo.....	=	0,100 +0,00004 t = Cal.
» m. ³	=	0,405 +0,00017 t = »

Cal (Ca O)

Calor específico para cualesquier temperatura:

Por kilógramo.....	=	0,1715 +0,00007 t = Cal.
Calor latente de fusion.....	=	60,2 por kg.

Oxido de Fierro (Fe O)

Calor específico para cualesquier temperatura:

Por kilogramo.....	=	0,1460+0,000167 t = Cal.
Calor latente de fusion.....	=	45 Cal por kg.

Sulfuro de Fierro (Fe S)

Calor específico para cualesquier temperatura:

Por kilogramo.....	=	0,1357+0,00009 t = Cal.
Calor latente de fusion.....	=	38.40 Cal por kg.

Sulfuro de Cobre (Cu² S)

Calor específico para cualesquier temperatura:

Por kilogramo.....	=	0,1126+0,00009 t = Cal.
Calor latente de fusion.....	=	46,4 Cal por kg.

Mg Si O³..... = 0,301 (Hasta 1,250° C)—Calor latente de fusion
= 125 calorías.

Ca Si O³..... = 0,288 (Hasta 1,250° C)—Calor latente de fusion
= 100 calorías.

Fe Si O³..... = 0,180 (Hasta 1,250° C)—Calor latente de fusion
= 90 calorías.

Fe₂ Si O⁴..... = 0,170 (Hasta 1,050° C)—Calor latente de fusion
= 85 calorías.

En la aplicacion de estas tablas reside el correcto entendimiento de los problemas térmicos que se pueden presentar en la fundicion i en la determinacion científica de la cantidad de combustible que se hace necesario para que la fundicion se produzca.

El gasto de calor en el horno se reduce a lo ya espresado, al tratar de la descomposicion de los componentes de la carga i al calor que absorbe la carga desde que entra al horno hasta que sale fuera de él. Se asume que la carga entra a 0°C. i se hace necesario saber la temperatura a que salen los diversos productos en que se transforma la carga; estos productos son gases, ejes i escorias. Se determina entónces el calor que absorben estos productos hasta su temperatura de salida i el total se lo agrega al Debe térmico del horno.

Se debe tambien agregar la cantidad de calor que se hace necesaria

para transformar los diversos componentes de la carga del horno del estado sólido al líquido o al de vapor.

Segun esto el balance térmico del horno quedaria como sigue:

Produccion de calor

- a) Calor resultante de la combustion i oxidacion del carbono del combustible.
- b) Calor resultante de la Combustion u oxidacion del fierro de la piritita.
- c) Calor resultante de la combustion u oxidacion del azufre de la piritita.
- d) Calor que resulta de la union de la sílice con el óxido de fierro que se forma en el horno.
- e) Calor resultante de la union de la sílice con la cal del carbonato de cal que entra al horno.

Consumo de calor

- a) Calor absorbido por los gases que se componen de azufre, ácido sulfuroso, nitrógeno i ácido carbónico desde temperaturas ordinarias a la temperatura que salen delhorno.
- b) Calor absorbido por los diferentes componentes de la carga desde la temperatura ordinaria a la temperatura a la cual transformados en escoria i eje salen del horno.
- c) Calor absorbido por la descomposicion de la piritita de fierro.
- d) Calor absorbido por la descomposicion del carbonato de cal.
- e) Calor absorbido por los diversos componentes al tranformarse del estado sólido al fundido o líquido o al vaporizarse.
- f) Calor absorbido en la evaporacion de la humedad de la carga.
- g) Calor absorbido en el calentamiento del agua de los jackets.
- h) Calor perdido por radiacion.

Todos estos ítem ya sea para la produccion como para el gasto de cal pueden ser fácilmente determinados.

Tomando como base, el ejemplo de fundicion, discutido en la página 81 resultará el cálculo en la forma siguiente:

Carbonato de cal por carga (que corresponde a 12.67 de C a O)	25.34 kgs.
Azufre sublimado por carga.....	7.5 »
» oxidado por carga.....	3.34 »
Combustible usado por carga.....	13.22 »
Carbono contenido en el combustible.....	11.23 »

Composicion del eje por carga

Sulfuro de cobre.....	10.00 kgs.
» de fierro.....	6.00 »

Composicion de la escoria por carga

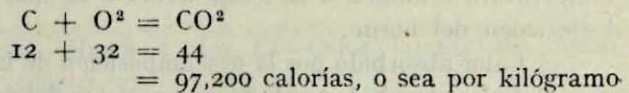
Silice... ..	41.51 kgs.
Oxido de fierro.....	20.85 »
Cal.....	24.67 »
Alúmina i magnesia.....	7.00 »
Volúmen de aire en las 24 horas.....	363,509 m. ³
Número de cargas fundidas en las 24 horas.....	2,269

Produccion de calor

a) Combustion del combustible:

Coke usado por carga.....	13.22 kgs.
Carbono contenido (85%).....	11.23 »
Cargas fundidas diariamente.....	2,269 »
Carbono quemado en las 24 horas.....	25.480.87 kgs.

Ecuacion de combustion:



de carbono:

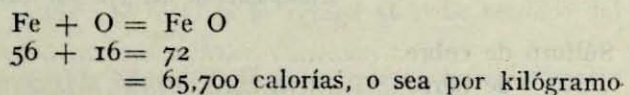
$$\frac{97.200}{44} = 8,100 \text{ calorías.}$$

Calor producido (25.490.87 × 8,100) 206.395.047 calorías.

b) Combustion del fierro de la pirita:

Fierro presente por carga.....	20.00 kgs.
» en el eje por carga.....	3.84 »
» que se oxida por carga.....	16.16 kgs.
Número de cargas fundidas en las 24 horas.....	2269 »
Fierro oxidado en las 24 horas.....	34.667 kgs.

Ecuacion de combustion:



de fierro:

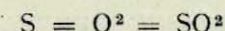
$$\frac{65.700}{56} = 1.170 \text{ calorías.}$$

Calor producido $(34.667 \times 1,170) = 40.690.190$ calorías.

c) Combustion del azufre de la pirita:

Azufre oxidado por carga.....	3.34 kgs.
Número de cargas fundidas.....	2,269
<hr/>	
Azufre oxidado en las 24 horas.....	7,578 kgs.

Ecuacion de combustion:



$$32 + \quad = 64$$

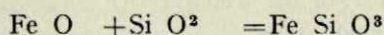
= 69,260 calorías; por kilogramo de

azufre.

$$\frac{69.260}{32} = 2.160 \text{ calorías.}$$

Calor producido $(2.160 \times 7.578) = 16.368.480$ calorías.

d) Formacion del silicato de fierro. Ecuacion de combustion.



$$72 + 60 = 132$$

$$65.700 + 180.00 - 254.000$$

$$-245.700 - +254.000$$

= + 8,900 calorías; o sea por kilogramo de óxido

de fierro.

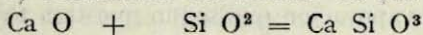
$$\frac{8.900}{72} = 123.6 \text{ calorías.}$$

Kilogramos de óxido de fierro escorificados en las 24 horas

$$(34.667 \times 1.29) \dots \dots \dots 44.720 \text{ kgs.}$$

$$\text{Calor producido } 44.720 \times 123.6 = \dots \dots \dots 5.527.392 \text{ Cal.}$$

e) Formacion del silicato de cal:



$$56 + 60 = 116$$

$$131.500 + 180.000 \quad 329.350$$

$$311.50 + 329.350$$

+ 17.850 calorías o sea por kilogramo de cal

$$\frac{17.850}{56} = 318 \text{ calorías.}$$

Kilogramos de cal que forman silicato por carga.....	12.67 kgs.
Número de cargas fundidas.....	2,269 »
<hr/>	
Kilogramos de cal que forman silicato.....	28.728 kgs.
Calor producido (28.728 × 318) =	9.135.504 Cal.

Resumen de la producción

a) Combustion del carbono.....	206.395.047 Cal.
b) » » hierro.....	40.690.190 »
c) » » azufre.....	16.368.480 »
d) Formacion del silicato de hierro.....	5.527.392 »
e) » » » » cal.....	9.135.504 »
<hr/>	
Calor total producido en las 24 horas.....	278.116.613 Cal.

Consumo de calor

a) Calor absorbido por los gases: Para determinar este ítem se hace necesario determinar el de cada uno de los gases constituyentes i que son: S, N, CO² i SO².

I.—Azufre sublimado por carga.....	7.5 kgs.
Número de cargas fundidas.....	2,269 »
<hr/>	
Azufre sublimado en 24 horas.....	17.017.5 kgs.

El calórico absorbido por esta cantidad de azufre se obtiene aplicando la fórmula jeneral en que el calórico es igual al calor específico multiplicado por la temperatura. De acuerdo con esto tendremos, que la fórmula para este caso, se aplica como sigue, asumiendo la temperatura a que salen los gases es de 400° C.

$$Q = 17.017.5 [(0.2346 \times 400) + (0.00006 + 400^2)] \\ = 1.759.609 \text{ calorías.}$$

a esto hai que agregar el calórico de evaporacion que segun nuestras tablas es de 72 calorías por kilogramo.

$$72 \times 17.017.5 = 1.225.260 \text{ calorías.}$$

Por resumen se tendria que todo el vapor de azufre que se produce en el horno significa un gasto de calor diario de 2.984.869 calorías.

II CO².—Si examinamos la reaccion de produccion de ácido carbónico: C+O²=CO² (páj. 96) veremos que el volúmen de ácido carbónico producido es igual al volúmen de oxígeno agregado para la completa combustion del carbono i como este volúmen de oxígeno es en las 24 horas, de 47.210 metros cúbicos tendremos que el volúmen de ácido carbónico debe ser lo mismo. El calor absorbido por este volúmen se determina como sigue:

$$Q=47.210 [(0.37 \times 400) + (0.00022 \times 400^2)] \\ =8.648.872 \text{ calorías.}$$

III SO².—En la página 97 podemos ver que el volúmen de SO² es de 5,262 metros cúbicos, ya que él es igual al volúmen del oxígeno necesario para oxidar el azufre.

La cantidad de calor contenida en este volúmen de gas es la siguiente:

$$Q=5,262 [(0.125 \times 400) + (0.0001 \times 400^2)] \\ =347.358 \text{ calorías.}$$

IV N.—De lo expuesto en la página 98 al efectuar el cálculo del aire para el horno se comprueba que la cantidad de nitrógeno que el horno recibe en las 24 horas es de 225.982 metros cúbicos. La cantidad de calor que este volúmen de gas absorbe se determina como sigue:

$$Q=225.982 [(0.303 \times 400) + (0.000027 \times 400^2)] \\ =26.360.741 \text{ calorías.}$$

El calor absorbido por los gases se puede reasumir como sigue:

S.....	2.984.869 calorías
CO ²	8.648.872 »
SO.....	347.358 »
N.....	26.360.741 »
	38.341.840 calorías

b) Calor absorbido por los otros componentes de la carga que salen del horno a 1,200° C transformados en escorias i ejes.

I. Cu ² S.—Sulfuro de cobre por carga.....	10 kgs.
Número de cargas fundidas.....	2,269 »
Kilógramos de sulfuro de cobre en 24 horas.....	22,690 »

Calórico absorbido:

$$Q=22,690 [(0.1126 \times 1,200) + (0.00009 \times 1,200^2)] \\ =6.006.043 \text{ calorías.}$$

A esto hai que agregarle el calor latente de fusion que equivale a 46.4 calorías por kilogramo $22.690 \times 46.4 = 1.052.816$ calorías o sea un total para el sulfuro de cobre de 7.058.859 calorías.

II. Fe S.—Sulfuro de fierro por carga.....	6 kgs.
Número ed cargas fundidas.....	2,269 »
Sulfuro de fierro en 24 horas.....	13.614 kgs.

Calor absorbido:

$$Q = 13.614 [(0.1357 \times 1,200) + (0.00009 \times 1,200)] \\ = 3.490.262 \text{ calorías;}$$

a esto hay que agregar el calor latente de fusion que es de 38.4 calorías por kilogramo.

$$13.614 \times 38.4 = 522.777 \text{ calorías.}$$

Por consiguiente el calor total para el sulfuro de hierro es de 4.013.403 calorías.

El calor absorbido en la produccion del eje es entónces como sigue:

Sulfuro de cobre.....	=	7.058.859 calorías
» » fierro.....	=	4.013.403 »
Eje.....	=	11.072.262 calorías

Escoria

Sílice.....	41.51 kgs.
Oxido de fierro.....	20.85 »
Cal.....	24.67 »
Alúmina y magnesia.....	7.00 »

En las 24 horas que pasan por el horno 2,269 cargas, se tendrá que el total de sustancias, que forman escorias es el que sigue:

Sílice.....	94.186 kgs.
Oxido de fierro.....	47.208 »
Cal.....	66.332 »
Alúmina i Magnesia.....	15.883 »

1) Calor absorbido por la sílice:

$$Q = [(0.1833 \times 1200) + (0.000077 + 1200^2)] 94.186 \\ = 31.175.566 \text{ calorías.}$$

A esto hai que agregarle el calor de fusion que es de 109.4 calorías por kilogramo— $94.186 \times 109.4 = 10.295.948$ calorías.

Lo que da un total de 41.471.514 calorías.

2) Calor absorbido por el óxido de fierro:

$$Q = [(0.146 \times 1,200) + (0.000167 \times 1,200^2)] 47.208 \\ = 14.817.728 \text{ calorías.}$$

agregándole el calor de fusion que es de 45 calorías por kilogramo. $47.208 \times 45 = 2.124.360$ calorías, dará un total de 16.942.088 calorías.

3) Calor absorbido por la cal:

$$Q = [(0.1,715 \times 1,200) + (0.00007 \times 1,200^2)] 66.332 \\ = 13.797.056 \text{ calorías.}$$

El calor de fusion es de 60.2 calorías por kilogramo. $66.332 \times 60.2 = 3.993.186$, que agregados a los anteriores dan un total de 17.780.242 calorías

4) Calculando la alúmina i magnesia consideradas como una sola base el calor absorbido será:

$$Q = [(0.2081 \times 1200) + (0.0000876 \times 1200^2)] 15.883 \\ = 5.982.008 \text{ calorías.}$$

agregando el calor latente de fusion que es: $15.883 \times 50.9 = 808.4444$ calorías, tendremos un total de 6.790.452 calorías.

En resúmen la escoria absorberá la siguiente cantidad de calor:

Sílice.....	41.471.514 calorías
Oxido de fierro.....	16.942.088 »
Cal.....	17.780.242 »
Alúmina i magnesia.....	6.790.452 »
TOTAL (escoria).....	82.984.296 calorías

El calor absorbido por los componentes de la carga a la temperatura que salen del horno i el gasto de calor en producir su licuefaccion es por lo consiguiente el siguiente:

Eje.....	11.072.262 calorías
Escoria.....	82.984.296 »
TOTAL.....	94.056.558 calorías

c) Calor absorbido por la descomposicion de la pirita de fierro.

En página 107 se estableció que el gasto por este ítem para este mismo caso era de 12.980 calorías por carga i como en las 24 horas el horno pasa o funde 2,269 cargas, el gasto total será de: $12.980 \times 2,269 = 29.451.620$ calorías.

d) Calor absorbido por la descomposicion del carbonato de cal:

En página 107 se estableció que el gasto de calor, para este caso, debido a la descomposicion del carbonato de cal era de 10.210 calorías por cargas; como el horno funde en los 24 horas 2,269 cargas, el gasto total será de $10.210 \times 2,269 = 23.166.490$ calorías.

e) Calor de fusion i vaporizacion de los diversos componentes de la carga:

Este gasto de calor se ha tomado ya en cuenta por separado al tratarse del calor absorbido por los gases, ejes i escorias.

f) Calor absorbido por la evaporacion de la humedad de la carga:

Se asume que la carga contenga 4% de humedad al ser introducida al horno (incluso combustible) i como el horno funde al día 300 toneladas de mineral con 30 de combustible se deduce fácilmente que se hace necesario evaporar al día 13 metros cúbicos de agua que salen al estado de vapor a una temperatura de 400° C., mezclados con los gases del horno.

Usando la fórmula de Regnault (páj. 110) tendremos que el gasto de calor es el siguiente:

$$Q = [(6.5 + (0.305 \times 400)] 13.000 = 9.507.000 \text{ calorías}$$

g) Calor absorbido por el calentamiento del agua de los jacketes:

Si asumimos que el horno consuma 250 metros cúbicos de agua en los 24 horas i que el agua salga de ella a la temperatura de 80° C., tendremos que el calor consumido por este ítem es el siguiente: (esto asumiendo no 80° sino 100° C.) (páj. 110).

$$Q = 101.5 \times 250.000 = 25.375.000 \text{ calorías.}$$

Para efectuar una comparacion entre la produccion i gasto de calor sería necesario conocer el calor perdido por radiacion; usando un dato mui práctico podemos decir que el no puede ser superior a 900 calorías por tonelada fundida o sea, en las 300 toneladas diarias, el gasto de calor por radiacion debería ser igual a 270.000 calorías.

Resúmen del gasto de calor

a)	Calor absorbido por los gases.....	38.341.840	calorías
b)	» » » el eje i escoria.....	94.056.558	»
c)	» » » descomposicion de la pirita.	29.451.620	»
d)	» » » descomposicion del carbona- to de cal.....	23.166.490	»
f)	» » » la evaporacion de la hume- dad.....	9.507.000	»
g)	» » » el agua de los jackets.....	25.375.000	»
h)	» perdido por radiacion.....	270.00	»
GASTO TOTAL DE CALOR.....		220.168.500	calorías

En página 116 tenemos un resúmen de la produccion de calor para este caso i que suma 278.116.613 calorías. Si a esto se le resta el consumo efectivo o necesario de calor que suma 220.168.500 calorías se tiene un exceso de calor en el horno de 58.948.113, que indica claramente que el horno funciona con mas coke que el necesario. Este exceso de calor con el coke comunmente usado en Chile representa un consumo en exceso de 8 a 9 toneladas diarias.

IGNACIO DÍAZ OSSA.



Notas sobre ensayos de plata, oro, plomo, estaño y cobre (*)

CAPITULO I.

INTRODUCCION

APARATOS I REACTIVOS

La docimasia, hablando estrictamente, es la determinacion cuantitativa de los metales en los minerales, productos de los hornos, lingotes, etc., por medio del fuego i reactivos por vía seca, i será tratada de este modo en las notas siguientes, escepto en pocos casos en que se usan métodos por la vía húmeda o métodos combinados por vía seca i vía húmeda.

(*) Traducción de la obra de Lodge i Low, por F. A. Sundt.—2.ª edicion.

Balanzas.—En el laboratorio de trabajo parecen ser absolutamente esenciales tres clases de balanzas.

1.^a *Balanza para flujos*, capaz de pesar 4 kilogramos i sensible a 2/10 de gramo; para pesar muestras de mineral, flujos, reactivos, etc.;

2.^a *Balanza para pulpa*, para pesar el mineral que se va a ensayar, botones de plomo en los ensayos por plomo, etc. Será sensible a 2/1000 de gramo, o 2 miligramos;

3.^a *Balanza para botones*, para pesar los botones de plata i el oro. Será sensible 1/100 de miligramo. Balanzas de esta clase son las mas sensibles i delicadas; el estudiante deberá usarla con el mayor cuidado posible.

Pesos.—Para las balanzas anteriores habrá tres series de pesos:

1.^a (Balanza para flujos). Un kilogramo a un gramo, para pesar las muestras, reactivos, flujos, etc. Pueden comprarse pesos adicionales de kilogramos para pesar cantidades mas grandes;

2.^a (Balanza para pulpa). Veinte gramos a un centígramo, para pesar el mineral para los ensayos por plomo, cobre i estaño i los botones resultantes;

3.^a Serie de pesos finos, de un gramo a un milígramo, para usar en la balanza de botones.

Los pesos de la 2.^a i 3.^a serie *no se deben tomar con los dedos* sino con las pinzas.

Para estos pesos hai dos sitios i solamente dos: en la caja de la balanza o en la caja de los pesos. Si se colocan en cualquier otra parte se esponen a cubrirse de polvo o de otras cosas. No se debe olvidar que la exactitud del resultado depende de la exactitud de los pesos, i se deberá tomar todas las precauciones posibles en el uso i cuidado de ellos.

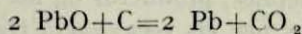
Reactivos de ensayes

Los reactivos usados en docimasia se pueden dividir como sigue:

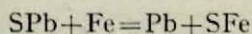
- 1.^o Agentes reductores;
- 2.^o Agentes oxidantes;
- 3.^o Agentes desazufantes;
- 4.^o Agentes azufantes;
- 5.^o Flujos.

1.^o *Agentes reductores.*—Cuando un metal se separa de un estado de combinacion química, se dice que se ha «reducido» i el proceso de la separacion se llama «reduccion» (Percy).

El agente por medio del que se efectúa la reduccion se llama «agente reductor» (Percy).



Aquí el carbon es el agente reductor.



En esta reaccion el fierro reduce i produce plomo metálico; pero jeneralmente hablamos del fierro como un ajente desazufrante.

Se define tambien un ajente reductor como una sustancia capaz de quitar el oxígeno a otras sustancias en que está combinado i que lo pueden ceder.

Los ajentes reductores mas comunmente usados son los siguientes:

Carbon de leña.—De la reaccion $2 \text{PbO} + \text{C} = 2 \text{Pb} + \text{CO}_2$, este carbon

tendria, cuando puro, un poder reductor de $\frac{207 \times 2}{12} = 34\frac{1}{2}$ gramos de plomo por un gramo de carbon. Pero el que se usa está raras veces puro, i tiene un poder reductor de 24 a 28 gramos.

Argol.—Poder reductor de 7 a 11, segun su pureza.

Crema de tártaro.—Poder reductor al rededor de 5 gramos.

Cianuro de Potasio.

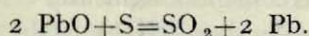
Harina.—Poder reductor al rededor de 11,9 gramos.

Almidon.—Poder reductor al rededor de 12 gramos.

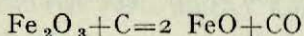
2.º *Ajentes oxidantes.*—Estos ceden fácilmente oxígeno.

Oxígeno del aire: $2 \text{S}_2 \text{Fe} + 11 \text{O} = 4 \text{SO}_2 + \text{Fe}_2\text{O}_3$.

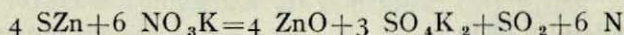
Litarjirio: $\text{PbO} + \text{Fe} = \text{FeO} + \text{Pb}$.



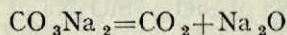
Oxido férrico (Fe O_2) i *bióxido de manganeseo* (MnO_2).—En presencia de carbon ámbos son reducidos a protóxidos:



Nitratos de potasio i sodio.—Son los ajentes oxidantes mas poderosos; i si se usa un exceso en presencia de sulfuros, se forma SO_4H_2 . Actuando sobre los sulfuros de Ag, Cu i Pb, esto es, sobre sulfuros no fácilmente oxidables, i usado en cantidad exacta para poner en libertad a los metales, el nitro lo hace oxidando el azufre con trasformacion en SO_4H_2 o SO_3 o ámbos, sobre estos sulfuros no sólo forma SO_3 , sino que oxida a los metales.



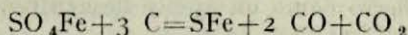
Carbonatos alcalinos.—Deben su poder oxidante al CO_2 producido cuando se calientan en presencia de ácidos mas fuertes, como la sílice, el ácido bórico, etc.



3.º *Ajentes desazufrantes.*

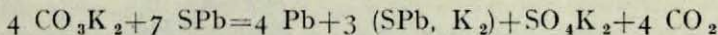
Oxígeno: $2 \text{S}_2\text{Fe} + 11 \text{O} = \text{Fe}_2\text{O}_3 + 4 \text{SO}_2$

Carbon de leña: Forma sulfuro de carbono i reduce los sulfatos a sulfuros.

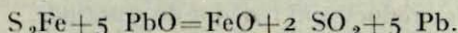
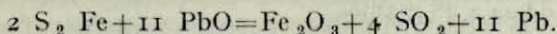


Fierro: $\text{SPb} + \text{Fe} = \text{SFe} + \text{Pb}$.

Carbonatos alcalinos:



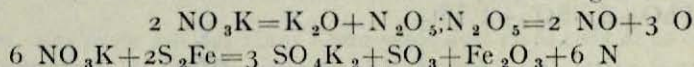
Litarjirio: $\text{SPb} + 2 \text{PbO} = \text{SO}_2 + 3 \text{Pb}$.



El litarjirio descompone todos los sulfuros de este modo, produciéndose plomo i se encuentra que:

- 1 gramo de piritita reducirá alrededor de 10 gramos de plomo;
- 1 gramo de blenda reducirá alrededor de 9 gramos de plomo;
- 1 gramo de galena reducirá alrededor de $2\frac{1}{2}$ gramos de plomo.

Nitro.—Actúa con el auxilio del calor de la manera siguiente:



Se pueden citar tambien como desazufrantes el cianuro i ferrocianuro de *potasio*. El último, fundido con álcalis, produce fierro finísimo que absorbe el azufre.

4.º *Ajentes azufrantes.*

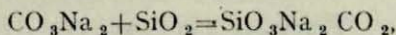
Azufre.

Sulfuros, como las piritas de fierro i galena.

5.º *Flujos.*—Un flujo es una sustancia, que agregada a un cuerpo infusible por sí mismo o difícilmente fusible, produce su fusion. Por ejemplo, si se trata de cuarzo que tiene algo de oro libre, cuya cantidad se quiere determinar, a fin de fundir el cuarzo, que es un ácido, tendremos que calentar a una temperatura mucho mayor de 1064°C , temperatura de fusion del oro, i aun el oro no se separaria bien.

Si, en cambio, agregamos algo de CO_3Na_2 , un flujo básico, al cuarzo molido, formaremos un silicato de sodio, i el oro, debido a su alto peso específico, se separará entónces fácilmente.

El carbonato de sodio es el flujo añadido:



i el silicato de sodio es la escoria formada durante la fusion.

Para determinar qué flujo o flujos hai que agregar a una sustancia, el estudiante deberá recordar que, si el mineral es básico, como la caliza o el óxido

de fierro, se necesitará un flujo que actúe como un ácido, por ejemplo, la sílice o el bórax. Si el mineral es ácido, necesitará un flujo que actúe como base, por ejemplo, el óxido de fierro, la caliza o el litarjirio.

Los siguientes son los principales flujos usados en docimasia:

Litarjirio	Bórax	Nitro
Plomo	Vidrio de bórax	Carbonato de calcio
CO_3Na_2 o CO_3NaH	Sílice	Espato de fluor
CO_3K_2	Argol	Oxido de fierro
	Carbon de leña	CNK
	Harina	

Productos de fusión

En todas las fusiones que el ensayador haga, obtendrá, sea en la escorificación o en la fusión en crisol, un boton de algunos metales, una escoria i posiblemente, ademas, una mata o speiss.

Escoria.—Esta es la materia inútil, sin valor, que proviene del mineral o sustancia que se ha ensayado. Las escorias son ácidas o básicas. Una escoria ácida tiende a ser vidriosa i quebradiza i cuando se funde se puede estirar en hilos largos como la melaza. Si la escoria es básica, es espesa i de aspecto pétreo; cuando se enfria es viscosa; i no se puede estirar en hilos cuando está fundida o cerca del punto de solidificación.

La fusibilidad de las escorias varía mucho. Como regla, la combinación de varias sustancias produce una escoria o mezcla mas fusible que la producida por la combinación de dos solamente. Las escorias de las fundiciones de cobre i plomo son esencialmente silicatos de fierro i calcio, o fierro, aluminio i calcio; las de los hornos que producen fierro son silicatos de calcio, magnesio i aluminio.

En nuestro trabajo de ensayos la cuestion de la fusibilidad, debe tenerse constantemente presente. Formamos silicatos de sodio o plomo o una combinación de éstos con varios óxidos i boratos, i aunque muchos silicatos son mui fusibles, otros son completamente infusibles. Una fusión puede por eso ser perfectamente líquida en un horno de crisol, i espesa, llena de glóbulos de plomo en un horno de mufla, en que el calor no es tan alto.

Las escorias deberán ser homogéneas i no deberán contener partículas de sustancias que aparentemente no están descompuestas. Varian en color, segun los flujos usados i los ingredientes del mineral o sustancia. Una escoria roja indica la presencia del óxido cuproso (Cu_2O); el color verde indica la presencia de silicato ferroso. A veces, el color parece depender de la temperatura a que la fusión se ha efectuado.

El peso específico de la escoria debe tomarse en consideración, pues si es mui grande el metal que se desea obtener no se separará pronto.

Mata o régulo.—Estos términos tienen un mismo significado.

En Chile se conoce tambien con el nombre de *eye*. Estos nombres se aplican a sulfuros metálicos, formados por la combinacion de los metales con el azufre a temperaturas elevadas.

Mata de cobre = $2 \text{ Cu} + \text{S} = \text{SCu}_2$;

Mata de fierro = $\text{Fe} + \text{S} = \text{SFe}$

Mata de plomo = $\text{Pb} + \text{S} = \text{SPb}$.

Speiss.—Este término se aplica a los arseniuros o antimoniuros metálicos, formados en las operaciones de fusion; así, hablamos de un speiss de níquel i cobalto o de un speiss de fierro.

Ejemplo:

Speiss de níquel: $\left\{ \begin{array}{l} \text{Ni} = 45\%; \text{Co} = 6\%; \text{Fe} = 9\%; \\ \text{As} = 36\%; \text{S} = 2\%; \text{Cu} = 1\%. \end{array} \right.$

Speiss de fierro = As Fe_5 , que contiene 21,12% de As.

Si usamos fierro al ensayar un mineral que contiene arsénico, se encuentra como resultado de la fusion un boton de plomo sobre el cual hai un speiss.

Si se encontraran presentes en la fusion, tanto el metal como el speiss, la mata i la escoria se separarian en este orden, comenzando de abajo.

Es dudosa la condicion en que el arsénico i antimonio se encuentran en el speiss. En jeneral, sucede que aumentando la cantidad de antimonio i arsénico, aumenta tambien el peso específico del speiss.

Hornos i combustibles

En nuestros trabajos de ensaye hacemos uso de dos clases de hornos: la mufia i el horno de crisol. En el último las vasijas de ensayes están en contacto directo con el fuego, mientras que en el primero nó. Estos hornos pueden calentarse con combustible sólido, líquido o gaseoso, cuya eleccion depende en parte del precio i en parte de la localidad.

Las fusiones en crisoles pueden hacerse tambien en la mufia, i hai algunos hornos construidos en combinacion (mufia i de crisol).

Los combustibles sólidos son carbon de leña, coke, antracita i hulla.

Cualquiera de ellos puede usarse para calentar el horno de mufia; los tres primeros calientan por contacto, el último solo por su llama. Todos, con escepcion de la hulla, se pueden usar en el horno de crisol. Los combustibles gaseosos o líquidos se pueden usar en cualquier horno.

Usando combustible sólido, el horno tiene que alimentarse constantemente; mientras que al usar combustible líquido o gaseoso su cantidad se puede regular i la de calor se puede ajustar mucho mejor.

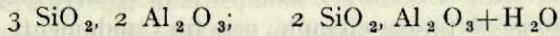
Los hornos mismos pueden hacerse de ladrillos solamente, rodeándolos

con fierro, o se puede hacer una caja de fierro del tamaño i forma deseados, que se reviste interiormente con ladrillos a fuego.

Los hornos de ladrillos, cercados con fierro, están asegurados contra las quebraduras que se producen con la expansion i contraccion constante.

Sustancias refractarias

Arcillas refractarias.—Prácticamente son silicatos de aluminio, i se llaman tambien arcillas a fuego, por su propiedad de resistir altas temperaturas sin ablandarse. Su plasticidad depende de su agua de combinacion:



Su grado de encojimiento es de $2\frac{1}{2}$ a 5 por ciento.

Las impurezas que se encuentran mas comunmente en las arcillas son óxido de fierro, carbonato de calcio i los álcalis, todos los cuales tienden a hacer fusible la arcilla, combinándose con la sílice de la arcilla.

Cuanto mas se aproxime la composicion de la arcilla a la combinacion simple de SiO_2 , i $\text{Al}_2 \text{ O}_3$, tanto mejor parece ser; i cuanto mayor la proporcion de SiO_2 , tanto mas refractaria es.

Ladrillos refractarios (a fuego).—Son hechos con arcilla refractaria i varian no sólo en la composicion sino tambien en la textura del material. Hai ladrillos de grano mui grueso i otros de grano mui fino, segun el uso a que se destinan. Se funden al rededor de 1400° a 1700° C .

Crisoles.—Se hacen de arcillas preparadas, o de mezclas convenientes.

Los crisoles deberán tener las siguientes propiedades:

1. Serán infusibles.
2. Deberán poder soportar cambios repentinos de temperatura.
3. Serán sólo debilmente atacados no sólo por la carga interior sino tambien por las cenizas del combustible exterior.
4. Serán, tanto como sea posible, impermeables a las sustancias fundidas i tambien a los gases.

Los crisoles mas infusibles se hacen de arcillas con alta proporcion de SiO_2 i que contengan sólo pequeñas proporciones de óxido de fierro, cal i álcalis.

Se hacen crisoles de cal, magnesia i alúmina, i son en extremo infusibles, pero sólo se usan para fines especiales.

La infusibilidad, como el poder de soportar cambios repentinos de temperatura, se aumenta por la adicion a la arcilla de ciertas sustancias como cuarzo, grafita, coke i pedernal molido. Estas sustancias no se dilatan ni contraen i forman una especie de armazon infusible del resto del material.

Los crisoles pesados i de grano menudo son los ménos atacados durante la fusion; es decir, el material debe estar finamente molido i no grueso. Es esta

la razon de la superioridad de un crisol como el de Beaufay, respecto del de Hesse.

Los crisoles se prueban; así su resistencia a los óxidos se determina fundiendo litarjirio (PbO) en ellos i anotando el tiempo que resisten ántes que el litarjirio los destruyan i rompan.

La permeabilidad a los líquidos se prueba, llenando el crisol con agua, i observando el tiempo que demora la humedad en aparecer al exterior.

Un crisol de arcilla no se deberá poner directamente sobre carbon caliente. Crujiria i despues podria romperse. Siempre póngase algo de combustible frio sobre el fuego ántes de colocar el crisol o los crisoles sobre él.

A menudo es necesario dar a los crisoles una capa de alguna sustancia para evitar la absorcion por el crisol i tambien para hacerlo ménos activo en la fusion. El cloruro de plata, por ejemplo, penetra rápidamente por los poros de un crisol. Para evitarlo, tómesese un crisol nuevo i llénense con una solucion saturada e hirviente de bórax, déjese reposar algunos minutos i váciense en seguida. Póngase el crisol a secar. Se puede tambien fundir en el crisol bórax o vidrio de bórax, moviendo despues el crisol para que toda su superficie interior se vitrifique al ponerse en contacto con el bórax; este barniz no sólo impide que las sustancias penetren en el crisol sino que tambien actúa como la sal, impidiendo que las partículas metálicas se adhieran a las paredes del crisol.

Cuando un crisol no cruje, está sólo lijeraente corroido, i si se limpia por una fusion previa, puede usarse de nuevo. La intensidad de la corrosion depende, en parte, del carácter de la carga; i en parte, de la temperatura de fusion. Con una carga silícea, un crisol ordinario sólo es atacado lijeraente, miéntras que si hai bastante litarjirio i la carga es básica, la corrosion será mui notable. Por otra parte, un crisol básico será atacado por una carga silícea.

El tamaño de la mayoría de los crisoles se indica por letras o números puestos en un lado o en el fondo. Cuanto mas alto es el número o mas adelante está la letra en el alfabeto, mas grande es el crisol.

Hai tambien crisoles de grafito.

La grafito es carbon puro, si el mineral mismo no contiene impurezas.

La grafito pura no se funde, ni ablanda, ni experimenta cambios cuando se calienta a temperaturas mui altas en ausencia del oxígeno. Arde mui lentamente cuando se calienta al aire.

Como la grafito no es plástica, se mezcla con arcilla refractaria i despues se pone en moldes. La arcilla actúa como un esqueleto del crisol. Soporta cambios repentinos de temperatura i temperaturas en extremo altas. Cuando se funden óxidos en ellos, se reducen al estado metálico, consumiendo la grafito del crisol. Este, tambien por la corrosion exterior, poco a poco se destruye. Antes de usarlos, deberán estar guardados en lugares secos i sometidos a una temperatura de 120° a 150°C para espulsar la humedad. Cuando se calientan por primera vez, es conveniente colocarlos al fuego en posicion invertida; si nó, están dispuestos a rajarse i a veces a hacer esplosion. Cuando están al rojo se dan vuelta a su posicion natural i quedan listos para recibir la carga.

Un crisol puede resistir de una a treinta o mas fusiones, segun el modo de tratarlos i de las sustancias fundidas en ellos.

Escorificadoras.—Son las vasijas en que se efectúa el proceso de escorificacion en la muffa. Se hacen de arcilla refractaria que se reduce a polvo mas fino que en la manufactura de la mayoría de los crisoles.

Las marcas principales son las de Battersea (inglesa), Beaufay i Freiberg.

Las escorificadoras pueden usarse varias veces, pero como son mui baratas, no podrian pagar la pérdida del ensayo producida por la corrosion i rotura que suelen experimentar ya en la segunda fusion. Si la superficie exterior está áspera i mui corroida no se debe intentar fundir otra vez. Al escorificar un boton de plomo para disminuir su tamaño o para oxidar i escorificar sus impurezas, se deberá agregar una pequeña cantidad de sílice (SiO_2) *despues de la fusion del boton de plomo i de que la «cabalgadura» haya comenzado.* El PbO se combina con ella i de este modo la escorificadora no es atacada i comida tanto.

Copelas.—Se usan para la copelacion de los botones de plomo que contienen plata i oro. Se hacen de huesos de caballos u ovejas i tienen la propiedad de absorber los óxidos de los metales no preciosos. Los huesos se queman hasta que quedan perfectamente blancos, dejando 60% a 70% de ceniza; despues se muelen lo suficiente para que puedan atravesar un tamiz de 40 a 60 mallas por pulgada lineal. La ceniza de hueso queda así preparada para usarla, i consiste principalmente en fosfato de calcio (PO_4)₂ Ca_3 , con algo de óxido de calcio (CaO).

Si se comprimen demasiado (las copelas son mui duras) el litarjirio (PbO) será absorbido con mucha lentitud, prolongándose la copelacion, de lo que resulta una pérdida de metales preciosos.

Si son demasiado blandas, son frágiles i el litarjirio puede arrastrar consigo los metales preciosos a la copela.

Estarán bien secas, de preferencia secadas al aire, ántes de usarlas, i cuanto mas tiempo, mejor, i finalmente se calentarán a *toda la temperatura* de la muffa, de modo que se pongan *completamente rojas* ántes de poner el boton de plomo. Si están húmedas i contienen materia orgánica, *proyectan* i arrojan el plomo fundido fuera de la copela, falseando el ensaye. Si el plomo cabe dentro de la copela i ésta es *bastante gruesa*, absorberá su propio peso de PbO . Cuanto mas alta es la temperatura mas atacada es la copela por el litarjirio.

Las rajaduras o fisuras de las copelas pueden ocasionarse por varias causas. Ocurren con mas probabilidad en una copela blanda que en una dura i en las que están cargadas con mayor cantidad de litarjirio que en las que lo han absorbido en menor cantidad. Un calentamiento demasiado brusco i mucho cobre, pueden causarlas tambien.

Las copelas se pueden usar solo una vez.—La cantidad de plomo absorbida como óxido es de $3/4$ a 1 gramo por minuto. Se ahorrará tiempo i tambien se evitará que se rajen las copelas si se las calienta en el horno miéntras se efectúa la escorificacion.

Nunca deben guardarse los botones de plomo en las copelas ántes de usarlas, porque destruyen la superficie. Los botones se colocarán en las copelas sólo cuando éstas estén calientes i listas para la copelacion.

Muflas.—Sirven para la colocacion de las escorificadoras i copelas. Se hacen de arcilla refractaria i de varios tamaños i formas. La mayoría están cerradas en un extremo; pero algunas están abiertas en los dos. Algunas tienen salientes en el interior, en todo el largo de la mufla i mas o ménos a la mitad de la altura. Cuando la mufla está llena de copelas, se pueden colocar piezas de arcilla o falsos fondos de mufla sobre los salientes i las copelas demasiado calientes, disminuyendo así i manteniendo uniforme la temperatura en toda la mufla.

El tiempo que pueden durar depende del modo como se apoyan en el horno i del cuidado con que se usen.

Si se derrama algo en la mufla o se rompe una escorificadora, se deberá inmediatamente sacar la sustancia con un rastrillo, echar ceniza de hueso i sacarla con el rastrillo otra vez. Esto impide que la escoria o el PbO cóma i perfore la mufla. Por fin, estiéndase en el interior una capa de ceniza de hueso.

CAPITULO II

DE LAS MUESTRAS

Muestras rotuladas.—Cada lote o muestra de mineral, esté en barriles, sacos, cajones o botellas, deberá tener marcado un número. Recibida una muestra, lo primero que debe hacerse es apuntar la fecha, nombre, número i demás datos relacionados con ella. Si la muestra no tiene número, se le pondrá uno, para identificarla despues.

Habiendo anotado el número de la muestra, el lugar de que procede, la fecha en que se ha recibido, etc., lo que se debe hacer despues es determinar el peso bruto. Si la muestra está mojada o húmeda se toman 5 a 20 kilogramos para determinar la humedad. El mineral se vacia despues sobre el lugar destinado a tomar la muestra. Se determina el peso de los cajones, sacos o barriles para calcular el peso neto del mineral. Despues se examinará el mineral cuidadosamente para poder deducir todo lo que se pueda respecto de la ganga i de los minerales que contiene, pues esta operacion se hace mejor cuando el mineral está en forma de trozos grandes.

En seguida viene la toma de la muestra o comun, la que se hace por un quebrantamiento gradual i mezcla, efectuándose la toma de la muestra segun el método de pilas cónicas. Todos los productos que procedan de este lote primitivo deberán quedar con su número.

Las partes de las muestras que no se usen para la experiencia o ensaye, se pondrán inmediatamente en sacos, cajones o barriles. Todos los productos, estén en sacos, cajones, etc., se rotularán de algun modo; si nó, están espuestos a confundirse o botarse. Si han de quedar fuera del laboratorio durante cierto tiempo se deberán tapar.

Observando estas pocas precauciones los productos no se pierden, confunden o se impurifican, como sucede a menudo.

Al tratar de esta operacion se darán esplicaciones jenerales sobre los métodos empleados, pero no se darán detalles de cómo debe cortarse un lote o muestra de cierto tamaño o riqueza. No se pueden dar reglas sobre esto i cada lote de mineral es un caso propio.

Creo, sin embargo, que cada muestra final deberá molerse lo suficiente para que pueda pasar por un tamiz de 120 a 140 mallas por pulgada cuadrada a lo ménos. Cuanto mas fina es la muestra tanto mayor es la probabilidad de obtener resultados uniformes. Si hubiera alguna máquina que pudiera hacerlo fácil i rápidamente, sin impurificar la muestra, moleria cada parte final de las muestras a tal grado que pudieran atravesar un tamiz de 300 mallas por pulgada cuadrada. Muchos errores de docimasia i química, como tambien la no uniformidad en los resultados obtenidos en una misma muestra por diferentes analistas, se debe a que la muestra está en trozos demasiado grandes. Enviar muestras o comunes (que no contengan torneaduras o partículas metálicas) que puedan ser pasadas por tamices de 200 mallas, i que no lo han sido, a diferentes ensayadores i químicos a fin de hacer una comparacion de diversos métodos, me parece no sólo una pérdida de tiempo, sino que los resultados que se deducirian serian enteramente erróneos.

Aun mas, cuando se vaya a hacer un trabajo experimental, sobre una muestra dada, asegúrese que su cantidad sea tan grande que se haya eliminado toda posibilidad de error, lo que no sucederia si la muestra fuera mas pequeña.

En toda determinacion de un comun, el estudiante no olvidará las dos siguientes observaciones importantes:

1.^a Que cada operacion que ejecute debe hacerse íntegra i con todo cuidado.

2.^a Que cada pieza del aparato o máquina debe estar limpia i libre de polvo ántes de ser usada.

Siguiendo estas reglas se debe obtener una muestra correcta para el dosaje o análisis; descuidándolas, no sólo se obtienen resultados incorrectos sino que tambien se encuentran sustancias que no se hallaban presentes en el mineral primitivo.

Los comunes o muestras de minerales se pueden hacer de tres maneras, cada una de las cuales tiene sus partidarios:

1.^a Haciendo filas i cuarteándolas;

2.^a Automáticamente, por máquinas, aplicable especialmente a sustancias de aparatos de molienda de los que, *todo el chorro* de mineral, despues de salir de las chancadoras o cilindros, se recoje a intervalos.

3.º Automáticamente, por máquinas, tambien aplicable a sustancias de los aparatos de molienda, que solamente toman *una parte del chorro* de mineral constantemente.

En estas Notas se describirá el primer método.

Podemos dividir nuestro material en dos clases:

a) Grandes lotes que contengan mas de 4,000 libras, incluyendo cascajos, placeres i depósitos parecidos.

b) Lotes de 4,000 libras o inferiores.

Clase a) Si el material de esta clase está en montones i en estado fino, se puede tomar un comun exactamente de los modos siguientes:

1.º Haciendo cortes u hoyos en las pilas en cualquier direccion i tomando de 50 a 100 libras de cada uno.

2.º Perforando hoyos en la pila en varias partes con un barreno grande de 2" a 6" de diámetro, unido a un mango largo de fierro.

La sustancia sacada con el barreno se recojerá en un pedazo de jénero.

En ámbos métodos se juntan las partes recojidas en cada hoyo, se mezclan completamente, se toma una muestra i se cuartea del modo descrito en la clase *b*.

Si el mineral está en trozos grandes i en masas informes, el mejor modo de tomar el comun es por medio de un cordel, dividido con señales. Este método se usa mucho para minerales de fierro.

Se pone sobre i al rededor de la fila de mineral, en todas direcciones, un cordel de 100 a 200 piés de largo i se toma una parte o todo el mineral que está debajo de cada señal (colocadas a distancia de un pié) del cordel. Cualquiera persona puede hacer esta operacion porque no se presta a dudas. Cuando la muestra se toma elijiendo muestras aquí i allá sobre una pila, es mui difícil obtener un comun exacto, debido a que la opinion de la persona se influencia, a pesar suyo, por la apariencia de los trozos de mineral; i esto es mas cierto todavía cuando la persona conoce los caractéres del mineral cuyo comun va a tomar. Obtenida la muestra se muele i trata como se describe en *b*.

Si el mineral viene en carros, que jeneralmente contienen de 15 a 30 toneladas, está suelto o ensacado. (Si es rico viene siempre en sacos). Si está en sacos primero se pesa, i si es de baja lei inferior a 100 onzas de plata por tonelada, de cada cinco o diez sacos se separa uno i se lleva a la cancha de las muestras. Si es de alta lei se toma uno cada cinco sacos. Así se obtiene una muestra de 3,000 a 6,000 libras. Si el mineral está suelto en el carro, se hace un espacio en el centro i cada cinco o diez paladas se separa una para la muestra. Si el mineral es rico se separa una palada cada tres, yendo el resto a la cancha del mineral. Esta operacion se repite hasta que la muestra de cada carro alcance a 3,000 o 4,000 libras. Si el mineral está mojado, se toman en esta operacion dos muestras de 5 kilogramos, a lo ménos, para determinar la humedad.

La muestra de mineral, que pesa en este caso de 3,000 a 4,000 libras, i que

representa la cantidad total de mineral recibido en cada carro, se trata como se indica en la clase *b*.

Si en alguna de las muestras así tomadas, hai trozos de mas de $\frac{3}{4}$ " de tamaño, se muele el total de la muestra.

Antes de moler una nueva muestra hai que asegurarse de que las máquinas estén perfectamente limpias i libres de partículas del lote tratado anteriormente, pues si no se hace esto i el primer mineral era rico, la muestra que se va a moler no tendrá valor.

Clase b) Habiendo molido todo el mineral a un tamaño inferior a $\frac{3}{4}$ " se forma con él una pila circular i se trata segun el método que se esplica aquí.

Por medio de la pala se forma una pila cónica del mineral, echando cada palada sobre la cúspide del cono. Deshágase la pila i vuélvase otra vez a formar, repitiendo esta operacion hasta tener la seguridad de que la mezcla está completamente hecha. Esta pila cónica de 8' o mas de diámetro i unos $3\frac{1}{2}$ ' de alto se trasforma en un cono truncado de 6" a 12" de alto i se divide en cuartos

Los cuartos *a'* i *a''* se separan; los cuartos *x'* i *x''* se llevan a la cancha del mineral. Los dos cuartos separados se mezclan como ántes, i con ellos se forma un cono, tomando alternativamente una palada de *a'* i otra *a''*; en seguida se cuartea separando esta vez los cuartos *x'* i *x''*. Se vuelve a formar i cuartear otro cono, mezclando paladas alternadas de *x'* i *x''*. Si la muestra primitiva era de 4,000 libras, esta es ahora de 500 libras. Se muele en cilindros, i se reduce a un tamaño de $\frac{1}{4}$ "; se mezcla i se cuartea otra vez, obteniendo 250 libras. Se tritura otra vez en cilindros i se hace pasar por un tamiz de 8 mallas por pulgada lineal.

Se vuelve a mezclar i a cuartear, obteniendo 125 libras. Estas se muelen i se hacen pasar por un tamiz de 12 mallas por pulgada lineal. La mezcla i cuarteo se repiten hasta obtener una muestra de unas 30 libras. En todos estos cuarteos debe estarse mui atento para recojer las partes finas correspondientes i no dejarlas sobre la cancha para que se reunan con las demas. *Pésese siempre el mineral ántes de tamizarlo.*

Las 30 o mas libras de mineral se pasan por un tamiz de 30 a 40 mallas por pulgada lineal, se cuarteon hasta obtener 2 a 4 lbs. Si la muestra está mui húmeda, se seca a 100°C durante $\frac{3}{4}$ de hora, se pesa i el total se muele en una placa para moler i se pasa despues por un tamiz de 100, 120 o 140 mallas por pulgada lineal.

Pequeñas muestras tomadas a mano, que pesan 600 gramos i ménos, se molerán i pasarán por el tamiz fino.

La mesa de molienda debe estar perfectamente limpia ántes de usarla. Si quedan partículas de oro o plata sobre el tamiz, se pesan, se envuelven en una hoja de plomo químicamente pura (Q. P.), principalmente exenta de plata i oro, i se copela. El boton resultante se pesa i se determina el oro.

Si se sospecha que las partículas son sólo de oro, el residuo se envuelve en una hoja de plomo Q. P. añadiendo un poco de plata, se copela despues i se determina el oro.

Conociéndose estos pesos i el mineral ántes de pasarlo por el tamiz, se puede calcular el número de gramos por tonelada i se añade al ensaye del mineral que pasa por el tamiz.

CAPITULO III

ENSAYE DE LA PLATA EN LOS MINERALES

Los minerales que contienen plata se pueden ensayar por via seca, de dos modos diferentes:

1.º Por el método de escorificación.

2.º Por el método en crisol.

En ámbos casos se tiene en vista:

1.º La adición de algunos flujos para combinarse con la ganga del mineral e impurezas, produciendo una escoria exenta de metales preciosos

2.º Mezclar plomo granulado o litarjirio con el mineral, por medio de lo que la plata i el oro se reunen i alean con el plomo;

3.º Separar la plata i el oro del plomo por copelación;

La plata en los minerales puede ser nativa o presentarse como minerales verdaderos de plata, es decir, con una composición definida como la cerarguiritita (Cl Ag) con 75,26% de plata, la arjentita (S Ag_2) con 87,1% de plata, etc., pero en la mayoría de los minerales se deriva de minerales arjentíferos como la galena, blenda, piritita, cerusa, etc., presentándose en ganga cuarzosa, calcárea, de pórfido, pizarra, granito. etc.

Método por escorificación

Es el mas sencillo de los métodos i se adapta a la mayoría de los minerales, como tambien a las matas i minerales de cobre, minerales ricos en antimonio, zinc i otras sustancias parecidas. Es un proceso de oxidación i las impurezas (Cu , Sb , Zn) se oxidan por el aire o por el litarjirio formado en el proceso, i se volatilizan como óxidos o pasan a la escoria.

En el proceso en el crisol, el Cu , Sb , Zn , que hai que eliminar, suelen ser reducidos i pasan al boton de plomo, i tienen que ser despues separados.

Minerales ordinarios.—El procedimiento es el siguiente: Pésese cuidadosamente una porción de mineral de 2,5 gramos en la balanza de pulpa; colóquense en una escorificadora. En la balanza de flujos pésense 30 gramos de plomo granulado i aproximadamente la mitad mézclese con el mineral en la escorificadora, colocando la otra mitad encima. Agréguese despues alrededor de

1 gramo de vidrio de bórax. La escorificadora se coloca ahora en la mufla con las tenazas especiales. La mufla deberá estar muy caliente.

Período de fusión.—La puerta de la mufla se *mantendrá cerrada por algún tiempo*, a fin de que se funda el contenido de la escorificadora.

Período de tuesta.—Se abre la puerta de la mufla para que entre el aire. El mineral i el plomo están perfectamente fundidos o algunas pequeñas partículas de mineral flotan en el baño. Se dejará entrar gran cantidad de aire para tostar i oxidar las impurezas del mineral, para oxidar el plomo a fin de obtener litarjirio. Este i el aire son los agentes de descomposición por medio de los que se oxidan i volatilizan sustancias como el As i Sb, o pasan a la escoria.

Período de escorificación.—Metales como el Cu i Zn van a la escoria i en parte también al botón de plomo. El azufre de los sulfuros se oxida a SO_2 i se volatiliza.

Si el contenido de la escorificadora no es perfectamente líquido i no presenta una superficie limpia de plomo, el ensaye necesita más calor, más bórax o más plomo.

Si el ensaye está en buenas condiciones durante la tuesta i escorificación, el litarjirio formado se combina con la ganga del mineral i con el material de la escorificadora. La escoria formada va a la circunferencia de la escorificadora, quedando en el interior una superficie de plomo llamada *ojo*.

La escoria aumenta poco a poco, el ojo de plomo se achica más i más i al fin la escoria cubre por completo al plomo.

El período de escorificación ha terminado. El mineral debe haberse descompuesto completamente i la escoria debe estar pobre o libre de plata, que se recoje junto con el oro en el botón de plomo.

Período de licuefacción.—Círrrese la puerta de la mufla i auméntese el calor unos pocos minutos para licuar bien la sustancia a fin de vaciarla con facilidad. Viértase el contenido en un molde que ha sido frotado con tiza, óxido de fierro o aceite, *previamente calentado i seco*. La superficie interior de la escorificadora será limpia i no quedarán trozos de mineral o de sustancia no descompuesta.

Una vez fría, quíbrese la escoria, que deberá estar exenta de partículas de plomo. Golpéese el plomo hasta darle la forma de cubo i pésese en la balanza de flujo. Si el plomo es pesado i maleable, está listo para la copelación. Si es quebradizo i duro, puede contener impurezas que deben eliminarse por una reescorificación, agregando cierta cantidad de plomo granulado.

Los botones quebradizos pueden contener Cu, As, Sb, Zn, S, PbO, o una aleación rica de Pb i Ag o Pb i Au. Los botones duros pueden contener Cu, Sb, o una aleación rica.

Lo esencial en este proceso de escorificación es:

Calor.—Plomo granulado.—Aire.

Accesorios son:—Vidrio de bórax i sílice.

Las variables son:—Vidrio de bórax.—Silice.—Plomo granulado.—Temperatura, tamaño, profundidad i diámetro de la escorificadora.

A fin de evitar una pérdida grande de plata i oro en la escoria no deberá ésta contener oxisulfuros.

Algunos minerales no necesitan adición de vidrio de bórax, otros necesitan gran cantidad. Una pequeña cantidad no perjudica, *pero una gran cantidad puede cubrir todo el plomo ántes que el mineral haya sido descompuesto, no pudiéndose así efectuar el ensaye.*

El vidrio de bórax actúa como un flujo ácido i es especialmente útil para disolver al combinarse con los óxidos formados en la escorificación.

Minerales que contienen mucha cal, zinc i arsénico, necesitan gran cantidad.

Minerales sulfurados, pesados, concentrados, o con poca ganga, necesitan la adición de silice para ocupar su lugar.

En jeneral 2,5 gramos de mineral necesitan 30 a 40 gramos de plomo granulado i un poco de bórax. Los siguientes minerales necesitan una cantidad mucho mayor:

Necesitan 2,5 gramos de mineral:

	Plomo	Calor	Vidrio de bórax	Silice
Minerales de antimonio.....	50—60 gr.	Alto	3 a 7 gr.	—
Minerales de arsénico.....	60 »	»	»	»
Minerales de cobalto i níquel.....	65 »	»	»	»
Matas de cobre.....	70—90 »	Mui bajo	1 a 1½	»
Minerales de cobre.....	60—70 »	»	»	»
Galena.....	40—45 »	Medio	2 a 3	»
Matas de plomo.....	50 »	Bajo	1—2	»
Speiss de plomo.....	60 »	Alto	»	»
Minerales de manganeso.....	50 »	Medio	2 a 3	»
Pirita (S ₂ Fe).....	45—50 »	»	»	»
Minerales de estaño.....	60—70 »	Alto	»	»
Minerales de zinc.....	60 »	»	3 a 5	»
Necesita 1,0 gramo: Speiss de fierro.....	70 »	»	5 a 7	»

Muchos de los anteriores, especialmente los minerales de cobre i níquel, necesitan dos o mas escorificaciones ántes de que el boton se pueda copelar.

Una parte de cobre necesita 10½ partes de plomo para oxidarse i ser llevado a la escoria o absorbido por la copela.

El peso del boton, despues de la escorificación, depende de la ganga del mineral, de la cantidad de plomo, de vidrio de bórax, de la SiO₂ usada, del tamaño de la escorificadora i de su posición en la mufia.

El boton de plomo no deberá pesar ménos de 10 a 12 gramos.

Botones que pesan mas de 30 gramos deben ser reescorificados por si contienen impurezas i porque son mui grandes para la copela. Colóquese la escorificadora en la mufla i caliéntese a la temperatura de escorificacion, agregando en seguida el boton de plomo; despues que la sustancia se ha fundido agréguese algo de SiO_2 para ayudar a la escorificacion del litarjirio que se forma. La escoria consiste en silicatos i óxidos de plomo i de las impurezas que éste contiene. Cuando el plomo tiene cobre agréguese plomo granulado, hasta obtener 60 gramos. El cobre se oxida por el PbO i SiO_2 i es mejor una temperatura baja. A veces se necesi tan treso mas escorificaciones para obtener un boton puro de plomo. Si se copela no estando puro, el boton se solidifica i el ensaye se pierde.

Un gran boton de plomo, puro, que se ha escorificado para disminuir su peso es a menudo quebradizo, debido a que contiene PbO formado en la segunda escorificacion.

Copelacion

El boton de plomo obtenido en la escorificacion, que será pesado, maleable i de la forma de un cubo con aristas i vértices truncados, no pesando mas de 30 gramos, está listo para ser copelado. Tendrá todo el oro, plata i el grupo del platino del mineral; la operacion siguiente es la oxidacion del plomo a litarjirio que es absorbido por la copela, quedando sobre ésta, el oro, plata i metales del grupo del platino. *La copela debe calentarse primero en el extremo de la mufla i despues mas i mas adentro, hasta que tome la mayor temperatura del horno.* Cuando está roja completamente se pone el boton de plomo en ella, i cuando hai varias copelas en el horno se cargan primero las del frente.

La copela deberá pesar mas que el boton de plomo i deberá poderlo contener sin que rebalse el plomo fundido.

Se cierra la puerta de la mufla i se funden los botones, tan pronto como se pueda. Cuando esto ha sucedido i empieza formarse el PbO , es decir, cuando el plomo está limpio en su superficie, se abre la puerta de la mufla i baja la temperatura. La temperatura es mui inferior a la de escorificacion. *Si es exactamente la conveniente (625° C. a 775° C) se forman cristales de PbO en el rededor interior de la superficie de la copela o frente al lado mas frio, sobre el boton.*

Si la temperatura es mui alta, no se forman cristales de litarjirio; la copela entera parece mui caliente i el color del litarjirio, absorbido por la copela apénas se nota.

Sobre 775° C la plata se volatiliza rápidamente. A 925° C la pérdida es 3 a 4% i a 1,000° C mas de 4%. Si la temperatura es mui baja, la copela toma color oscuro i se enfría; se empieza a formar una capa de litarjirio sobre el boton de plomo i éste cesa de oxidarse, se enfría i el ensaye es sin valor.

El boton de plomo se oxida poco a poco por el aire, i el 90% a 95% del litarjirio se absorbe por la copela; el resto se escapa como óxido que despues

se transforma en carbonato de plomo con el exceso de aire. A medida que el boton se achica se redondea mas i mas i las manchas del litarjirio aumentan en la copela. Esto indica que el boton está próximo al «relámpago» i *el calor deberá elevarse, o la copela se introducirá mas en el horno*. Cuando las últimas partes del litarjirio se escapan del boton, se ve un brillante juego de colores i el boton parece que se ajita i revuelve. Cuando desaparecen los colores, el boton se vuelve pesado i despues de unos segundos brilla mostrando el color de la plata. La última parte del proceso de la copelacion se llama «el relámpago».

La copela no se saca de la mufla hasta que el boton esté solidificado. Cuando el boton se solidifica otra vez, brilla o reluce. Un buen boton se separa fácilmente de la copela i tiene lustre de plata; es redondo si es pequeño, i hemisférico si largo, blanco opaco en el fondo. *Los botones grandes se retirarán lentamente i se cubrirán con una copela caliente, a fin de evitar la «vejetacion»*.

Los botones de plata que contienen mucho oro, raras veces, casi nunca, vejetan.

La vejetacion se debe a que del boton se desprende rápidamente el oxígeno que ha absorbido en la copelacion.

Los botones que han vejetado, como los que se han enfriado, se rechazarán, pues dan resultados mas bajos aun si se copelan otra vez con plomo o carbon, o con ámbos. Una copela, *con tal que su cavidad sea bastante grande*, absorberá su propio peso de litarjirio.

El calor en la copelacion será siempre inferior al de la escorificacion, pero en el caso de botones grandes o de botones de oro, se aumentará en el período del relámpago, a fin de mantener la plata o el oro fundidos, mientras los ultimos restos del plomo i litarjirio se absorben.

Cuando el grano está frio se toma con las pinzas para botones, se limpia con un pequeño cepillo. Si no queda limpio, se golpea con un martillo sobre un pequeño yunque i se limpia otra vez. *El boton que debe estar frio, está listo para pesarse* i el resultado se espresa en diez milésimos (D. M.) o gramos por tonelada.

Se usará una balanza sensible a $\frac{1}{100}$ de milígramo.

La pérdida principal de plata tiene lugar en la copelacion.

La Ag i el Au no se oxida en la copelacion; pero una parte es arrastrada a la copela por el PbO i otra volatilizada con el PbO.

Estas pérdidas dependen del calor usado, de la testura de la copela i del tamaño del boton de plomo. La pérdida en la copelacion se puede determinar copelando con plomo el grano obtenido i volviéndolo a pesar: la pérdida de peso es la correccion.

Los granos que contienen plata i oro, cuando se copelan a una temperatura demasiado baja, cerca del fin de la copelacion, del relámpago, en vez de continuar copelándose, se achatan, produciéndose un grano gris. Esto se debe a la presencia de unos 8% a 12% de plomo. Estos botones deberán volverse a copelar con plomo.

Botones de esta clase no deben confundirse con los que tienen una *fuerte*

proporción de platino, que se achatan i tienen un aspecto parecido. Copelaciones repetidas no cambian el aspecto de estos botones.

Cuando hai platino en pequeña cantidad, el grano de plomo es áspero, irregular i se necesita una alta temperatura para terminar la copelacion.

MÉTODO EN EL CRISOL

Horno de crisol o de viento; combustible: coke.

El objeto aquí, como en el método por escorificacion, es formar una escoria con la ganga del mineral i reunir los metales preciosos por medio del plomo, que se copela despues.

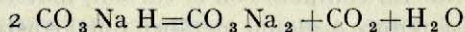
En el método por escorificacion los flujos principales son plomo i vidrio de bórax, con adición de sílice en algunos casos i a veces tambien de soda.

El acceso libre del aire produce una atmósfera oxidante. En el proceso en el crisol, por otra parte, aunque se hace uso de agentes oxidantes, tales como el litarjirio (PbO) i el nitro (NO₃K), se usan en jeneral agentes reductores, i estando el crisol cubierto, la atmósfera es reductora.

FLUJOS I REACTIVOS

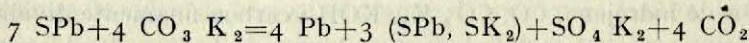
Los principales flujos i agentes de descomposicion usados, son los siguientes:

El carbonato de sodio i el carbonato de potasio son los flujos mas importantes. El bicarbonato de sodio se puede usar en vez del carbonato neutro, porque aquel se descompone por el calor en carbonato:

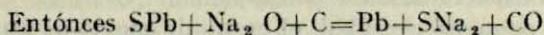
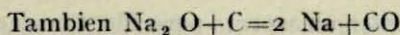


Ambos carbonatos actúan como flujos básicos combinándose con la sílice para formar silicato del álcali con desprendimiento del CO₂. Este gas tiende a hacerlos oxidantes.

Ambos silicatos forman compuestos fusibles con muchos óxidos metálicos, pero los compuestos no son estables i son fácilmente destruidos por la presencia del carbon. Considero el carbonato de sodio como uno de los flujos mas importantes, si no el principal en ensayos de minerales sulfurados en el crisol. Descompone estos sulfuros con reduccion, en el caso de la galena, a plomo.



Si se calienta en un vaso cerrado $2 \text{C} + \text{CO}_3 \text{Na}_2$, tenemos $2 \text{Na} + 3 \text{CO}$, o $2 \text{CO}_3 \text{Na}_2 + \text{C} = 3 \text{CO}_2 + 4 \text{Na}$



La cantidad de Pb producida depende de la cantidad de álcali usada.

Ambos carbonatos pueden usarse indiferentemente, pero el de sodio debe preferirse por ser mas barato i ménos delicuescente. La mezcla de los carbonatos es mas fusible que cada uno solo. El bicarbonato de sodio es mas jeneralmente usado por estar exento de sulfatos.

Bórax o baborato de sodio ($2 \text{B}_2\text{O}_3, \text{Na}_2\text{O}$, o $\text{B}_4\text{O}_7, \text{Na}_2 + 10\text{H}_2\text{O}$).—Es un excelente flujo universal. No es oxidante ni desulfurante, pero forma compuestos fusibles con todas las bases i se funde i combina con la mayoría de los óxidos metálicos. Debido a la presencia de ácido bórico actúa como flujo ácido, pero no es tan fuerte como el SiO_2 . Gran cantidad en la fusion, como la SiO_2 la hace espesa. Puede usarse en forma de baborato de sodio, pero debido a su gran cantidad de agua (47,2%) que produce un considerable aumento de volúmen en el crisol o escorificadora, es mejor usar vidrio de bórax.

Vidrio de bórax. Es el bórax fundido, vertido en moldes i quebrantado en pedacitos. Es casi doblemente mas activo que el bórax ordinario.

Litarjirio, PbO (Pb=92,86%, O=7,14%).—Es un agente poderoso de oxidacion; oxida todos los metales, escepto el Au i Ag i los sulfuros i sulfosales. Es un flujo universal que forma compuestos fusibles con las bases i se combina con la SiO_2 formando silicatos de plomo de diversa fusibilidad, segun la proporcion de PbO i SiO_2 . El fierro metálico sustituye al plomo en los silicatos, parcial o totalmente.

Aunque el PbO es una base fuerte, forma compuestos fusibles con óxidos infusibles por sí mismos. En el ensaye al crisol, aunque actúa como flujo, su uso principal es suministrar el plomo para alearse i reunirse con los metales preciosos del mineral. En contacto con el carbon, materia orgánica, sulfuros metálicos o fierro, se reduce a plomo metálico que arrastra el Au i Ag.

Fierro.—Es un agente desulfurante i separa el azufre de los sulfuros de Pb, Ag, Hg, Bi, Zn, Sb i Sn en parte del de Cu. Tambien reduce el PbO a Pb i precipita Pb de sus silicatos.

Carbon de madera, argol, crema de tártaro, azúcar, almidon, harina. (Poder reductor (P. R., alrededor de 15).—Todos son agentes reductores. Se usan en el ensaye en crisol para reducir el PbO a Pb. Tienen diferentes poderes reductores, i algunos ensayadores prefieren unos a otros. El carbon de madera es infusible i no se combina con los flujos; una gran cantidad hace la sustancia espesa e infusible. La harina se consigue fácilmente i por eso se usa mui a menudo. Prefiero el argol o la crema de tártaro, porque al calentarla desprende carburos de hidrógeno, CO, $\text{CO}_3 \text{K}_2$, KOH i carbon finamente dividido, i por este motivo actúa como flujo i agente reductor. Se le hace la objeccion de que hace hervir excesivamente a la fusion.

Nitrato de potasio i nitrato de sodio.—Son poderosos agentes oxidantes.

Funden sin alteracion a una temperatura inferior al rojo, pero calentados a mayor temperatura desprenden oxígeno, descomponiendo los sulfuros, arseniuros etc, en el mineral. Oxidan mui lentamente al Pb a no ser que esté finamente dividido i suspendido en la masa fundida.

Sílice. (SiO_2).—Es un fuerte flujo ácido. Se usa cuando las bases en el mineral están en exceso o cuando falta la ganga, i tambien para proteger las escorificadoras i crisoles de la accion del litarjirio.

Vidrio.—Es el vidrio ordinario de ventana. Es ya silicato de álcalis, cal, plomo, o de todos ellos, i su influencia en la fusion no es tan marcada como la de la sílice. Su uso en el crisol se recomienda para los principiantes, porque parece actuar facilitando la fusion i es ventajoso en la fusion de arenas negras de concentracion. Un exceso no es perjudicial.

Espato de fluor ($\text{F}_2 \text{Ca}$).—El flujo mas excelente para la barita o espato pesado.

Sal (ClNa).—Se usa para cubrir las cargas i resguardarlas del aire, i para limpiar la superficie interior de los crisoles.

ENSAYE DE LOS REACTIVOS

Una de las primeras cosas que debe hacer un ensayador es probar la pureza de sus reactivos. El plomo i litarjirio deben estar exentos de Ag i Au, pero esta pureza solo se consigue con una refina especial. Como el Au se puede separar mas fácilmente que la Ag, el Au se encuentra con ménos frecuencia que la Ag. Algunos litarjirios i plomos comerciales contienen considerable cantidad de Ag i a veces de Au, por eso es necesario ensayar cada lote recibido, tomando una muestra como en un mineral.

Plomo granulado.—Si no se encuentra en el comercio, se hace fundiendo plomo a una temperatura tan baja como se pueda, echándolo en un cajon i sacudiéndolo lentamente en direccion horizontal hasta que principie a solidificarse; se sacude entónces rápidamente hasta que se granule. Se tamiza en seguida i se refunde el residuo sobre el tamiz. Puede hacerse tambien soplando vapor sobre un chorro de plomo fundido.

Ensaye por plata i oro.—Escorifíquense 3 o 4 porciones de 100 a 150 gramos. Si es necesario, reescorifíquense los botones resultantes hasta que tengan el tamaño conveniente para la copelacion. Pésese el grano de metales preciosos i determínese el oro.

Litarjirio.—Ensaye por oro i plata.—100 a 150 gramos de PbO se mezclan con argol u otro reductor para obtener unos 30 gramos de plomo, con unos 10 gramos de vidrio de bórax i 20 gramos de soda, para facilitar la fusion, cubriéndose la carga con sal. El plomo reducido arrastra toda la plata i el oro de la cantidad total de litarjirio usada. Pésese el grano i determínese la cantidad de oro.

Poder oxidante del nitro.—Se determina fundiéndolo con un mineral o cuerpo (carbon, harina), de *poder reductor conocido*.

He aquí dos ejemplos:

	S ₂ Fe	
	Calcopirita	Harina
Mineral o sustancia reductora, gramos.....	2 3	1 2
CO ₃ Na H (bicarbonato).....	2 3
PbO (litarjirio).....	90 90	90 90
NO ₃ K (nitro).....	... 4	... 4
B ₄ O ₇ Na ₂ (vidrio de bórax).....	2 5	5 5
	Capa de sal	Capa de sal
Plomo, gramos.....	18 9, 2	11,2 5
Poder reductor (P. R) (por gramo).....	9	11,2
Plomo oxidado por 4 gr. NO ₃ K.....	27-9, 2	22,4-5
	=17, 8	=17, 4
Poder oxidante (P. O.) (por gramo).....	4,45	4,35
Promedio.....		4,4

Ajentes reductores (Carbon de madera i argol).—Ensaye del poder reductor (P. R).

Mézclense en el crisol en el orden dado los siguientes cuerpos:

PbO.....	60 gramos	PbO.....	60 gramos
Co ₃ NaH.....	3 »	CO ₃ NaH.....	3 »
Argol.....	3 »	Carbon de made	
		ra.....	1 »
SiO ₂	2 »	SiO ₂	2 »
o vidrio.....	5-10 »	o vidrio.....	5-10 »
	Capa de sal		Capa de sal

El argol i carbon se pesan en la balanza de pulpa, lo demas, en la de flujo.

Cúbrase el crisol en el horno, a fin de que no caiga coke. Despues que ha cesado la ebullicion, la reaccion $2 \text{Pb O} + \text{C} = \text{Pb C} + \text{O}_2$, ha terminado. El boton de plomo se puede obtener, rompiendo el crisol frio, o vertiendo el contenido fundido sobre un molde. Supóngase que los botones de plomo pesen 29 gramos el obtenido con carbon i 24 el obtenido con argol; el poder reductor

del primero será, entónces, 29 gramos, i el del segundo, 8 gramos. El exceso de litarjirio queda como tal o como silicato de plomo.

ENSAYE DE MINERALES

La ventaja principal del «método en crisol» para ensayos de plata i oro es que se pueden usar grandes cantidades de mineral. Por eso se aplica bien a minerales pobres en oro i plata, a minerales de ganga refractaria como cal, barita, que necesitan mucho bórax o vidrio, etc., para fundirlos en la escori-ficadora, a minerales como el cloruro de plata que salta en la escori-ficadora. Evítese en lo posible usar el «método en crisol» con minerales que contienen gran cantidad de cobre, antimonio i metales parecidos que pueden ser reducidos i arrastrados así al boton de plomo, haciéndose necesaria una escori-ficacion.

Dividiremos los minerales, para este método, en dos clases:

I clase.—Minerales silicosos, con óxido i carbonatos, o que no contienen sulfuros, arseniuros, etc., o sea, minerales que no tienen poder reductor.

II clase.—Minerales que llevan sulfuros, arseniuro, materia orgánica, etc., es decir, minerales con poder reductor.

I clase.—Se ensayarán segun el siguiente plan (El crisol se llenará solo hasta los $\frac{2}{3}$):

Mineral silicoso

Mézclense en el crisol:

Mineral.....	10	gramos	10	gramos
Bicarbonato de sodio.....	30	»	15	»
Bórax.....	0,3	»	0,5	»
Litarjirio.....	30	»	60	»
Argol.....	3 $\frac{1}{4}$	»	3 $\frac{1}{4}$	»

Capa de sal

Poder reductor del argol: 8

La fusion produce un boton de 26 gramos de plomo. Los flujos se pesan primero i se ponen en el crisol i el mineral al fin. La mezcla se comprime dando algunos golpes al crisol sobre su base i despues se pone la capa de sal.

Si el mineral contiene mucha cal u óxidos metálicos, se aumentará la cantidad de bórax o se agregará sílice. Si hai sulfato de bario debe agregarse fluospato, bórax o sílice. Si hai mucho Fe_2O_3 o Mn_2O_3 (oxidantes) debe agregarse mayor cantidad de ajente reductor si no se conoce el poder oxidante del mineral.

Cargas para diversas clases de gangas:

	Ganga calcárea:	SiO ₂ +Fe ₂ O ₃ P. O. = $\frac{1}{2}$	Ganga: silicato
Mineral.....	10 gr.	10 gr.	10 gr.
Bicarbonato de sodio.....	15 »	15 »	30 »
Bórax.....	10 »	10 »	10 »
Litarjirio.....	60 »	60 »	40 »
Argol (P. R. = 8).....	3 $\frac{1}{4}$ »	4 »	3 »
Sílice.....	2 »	— »	5 »

Capa de sal

Fusion en el horno de viento.—Instrucciones jenerales.—Se pone combustible nuevo sobre el fuego i los crisoles se colocan en seguida. Se tapan los crisoles i se rodean de combustible; se quita el registro del horno i el contenido de los crisoles se funde lentamente. Cuando empiece la fusion disminúyase el tiraje del horno para que la fusion se efectúe poco a poco, a fin de evitar que hierva demasiado i de que queden partículas de plomo i mineral adheridas a las partes superiores del crisol. Cesada la ebullicion hágase jirar el crisol con las tenazas, i despues aumentese el calor hasta que la fusion quede tranquila, digamos 30 a 55 minutos. Como regla, cuanto mayor es la cantidad de sulfuros mas dura es la fusion. La magnetita i otros minerales refractarios necesita mucho tiempo i alta temperatura para fundirse. Terminada la fusion sáquese el crisol con las tenazas especiales i viértase el contenido en moldes que han sido frotados con yeso, tiza, etc., i calentados. Una vez frio, se saca el boton de plomo que debe ser pesado i maleable. Golpéese con el martillo, dándole la forma de un cubo. Pésese en la balanza de flujos, con aproximacion de un gramo. Si el boton es duro i quebradizo se deberá escorificar ántes de la copelacion. Una escoria roja indica óxido cuproso (Cu₂O); si la capa de sal es azul, tambien hai cobre, debido al sulfato (SO₄Cu) o cloruro. El boton adherirá débilmente a la escoria. Un boton que se desprende de la escoria indica mucho calor o una fusion mui prolongada. Si hai una mata entre el boton i la escoria, esto indica que la fusion ha sido corta e imperfecta. Botones duros tienen cobre o antimonio o ámbos. Botones quebradizos pueden contener Cu, Sb, As, Zn, S, PbO o puede ser una aleacion rica de Pb i Ag o Pb i Au.

El boton de plomo se copela si pesa ménos de 30 gramos. Si pesa mas, o contiene impurezas, se escorifica primero. Se copela del modo ordinario. El boton de plata se pesa haciendo la correccion por la Ag contenida en el PbO usado, i el resultado se espresa en diez milésimos (D. M.) o gramos por tonelada (de 1 000 kgs.)

Fusion en la mufla.—(Véanse los ensayes de plomo a fin de aprender el modo de conducir la fusion en la mufla). Actualmente la mayoría de los ensayes se hacen en la mufla i nó en el horno de viento. Desde que se han introducido los hornos de petróleo i gasolina o su combinacion, se funde indistinta-

mente en los hornos de crisol o muflas. El primero tiene la ventaja, cuando se calienta con combustible sólido, de que se puede obtener una temperatura mucho mas elevada que en la mufla. La fusion en la mufla dura alrededor de una hora. La carga del crisol no deberá hervir demasiado i fundirá fácilmente. Por esto se pondrá bastante litarjirio i poca soda, usándose vidrio de bórax en vez de bórax.

II clase. Minerales con sulfuros, arseniuros o materia orgánica, o sea con poder reductor.—El ensaye en crisol se hace determinando previamente el poder reductor i haciendo despues el ensaye por una fusion corriente.

Poder reductor de los minerales.—En la fusion del ensaye la cantidad de bicarbonato de sodio usada es igual a la de mineral, o doble; en la fusion preliminar mantendremos esta relacion. Pésense los flujos primero i mézclense en el crisol con el mineral que se pone arriba.

Tómese de 2 a 10 gramos de mineral segun si la cantidad de sulfuros es grande o pequeña; mézclense con 80 gramos de litarjirio i con una cantidad de bicarbonato de sodio igual o doble a la de mineral. Condúzcase la fusion como al determinar el poder del P. R. del argol i carbon de madera, ya descrita. Fúndase 10 a 15 minutos a alta temperatura. Si 5 gramos de mineral producen 5,5 gramos de plomo, el P. R. es 1,1.

El P. R. obtenido varia con las diferentes condiciones en que se efectúa el ensaye, temperatura, cantidad de flujos, etc., i por eso debe hacerse en condiciones análogas a las del ensaye del mineral.

Fusion del mineral.—(Horno de viento). Se conduce la fusion como se ha descrito en la I clase, teniendo cuidado especial si hai mucho nitro en la carga. La cantidad de nitro i argol que hai que agregar deberá calcularse para cada caso.

Por ejemplo, si el poder reductor del mineral es 0,9 en el caso 1, i 4 en el caso 2, las cargas serán:

	Núm. 1	Núm. 2
Mineral.....	10	10
Bicarbonato de sodio.....	15	15
Bórax.....	5	5
Litarjirio.....	60	100
Argol (P. R. =8)	1½	—
Nitro (P. O=4,3)	—	7
Vidrio.....	—	10

Capa de sal

Fusion en la mufla.—En muchos minerales de la II clase el uso obligado del nitro produce efervescencia que puede hacer rebalsar el crisol.

Tamaño de los botones de plomo.—Deberá ser en la fusion en crisol de 25 a 30 grs. Los botones mas chicos suelen no reunir todo el metal precioso.

Metodos especiales

Minerales con mucho cobre i antimonio (matas de cobre) pueden producir cobre i antimonio que pasa al boton de plomo. A fin de evitarlo se agrega un gran exceso de litarjirio, unos 150 gramos para 10 o 15 gramos de mineral. Habrá tambien sílice o bórax suficiente para escorificar los metales. Se pueden ensayar así unos 10 gramos de matas de cobre, cantidad mucho mayor que en el método de escorificacion, lo que es ventajoso si la mata es pobre.

Si el mineral tiene poder oxidante, debe determinarse.

CAPÍTULO IV

ENSAYE DEL ORO EN LOS MINERALES

Debe tenerse presente que al ensayar minerales de oro, se opera sobre sustancias relativamente mui pobres en este metal. Minerales que tienen 1 gramo por tonelada ó 0,1 de cien milésimo (C. M.) suelen ser provechosos.

Por eso, en el ensaye debe procederse con mucha exactitud; debe operarse sobre cantidades de mineral mayores que en los ensayes de plata i plomo; es necesario, ademas, que la muestra esté finamente pulverizada, pasando por tamices de 50 mallas por centímetro lineal.

Los minerales que tienen plata pueden tambien tener oro.

Por regla jeneral, el oro se presenta en las venas de cuarzo, en las pizarras, granitos, gneisses i sienitas. Se presenta en estado nativo i asociado con sulfuros, piritas i arsenopiritas, galenas, calcopiritas i blendas.

Hai tambien minerales mui ricos en oro, como los telururos de plata i oro que tienen de 30% a 60% de oro.

El ensaye se compone de las operaciones siguientes:

1.^a Reunion del oro i plata del mineral por medio del plomo en el método de escorificacion, i del litarjirio, reducido a plomo, en la fundicion en crisol. La ganga e impurezas del mineral van a la escoria;

2.^a Copelacion del boton de plomo resultante;

3.^a Peso del grano de Au + Ag, si hai que determinar la Ag;

4.^a Incuartacion del grano si es necesario;

5.^a Tratamiento del boton con NO_3H o SO_4H_2 , lavado con H_2O , i colocacion del oro en un crisol de porcelana;

6.^a Secamiento, calentamiento i pesada del oro.

Los minerales de oro pueden dividirse en varias clases:

I clase.—Minerales sin sulfuros, arseniuros o materias reductoras de la ganga.

II clase.—Minerales con sulfuros, arseniuros, etc., en la ganga, o con poder reductor.

III clase.—Minerales telurados.

Métodos que pueden usarse en el ensaye

I clase. (Método por escorificación). A.—No se usará este método sino cuando sea necesario; por ejemplo, en el caso de cobre en lingotes o en barras o de sustancias ricas en cobre, i sustancias parecidas no apropiadas para el ensaye en crisol. La pérdida de oro es mayor en la escorificación que en la copelación. Si hai que seguir este método tómesese 2,5 gramos i procédase como se describe en el ensaye de las matas de cobre. Si el mineral es pobre hai que tomar 5 o mas porciones, que al fin se juntan para determinar el oro en el total.

I clase. (Método en el crisol). B.—Puede efectuarse el ensaye en el horno de viento o en la mufla. Tiene la gran ventaja sobre la escorificación de que se puede tomar una cantidad mayor de mineral, por ejemplo, 25 gramos.

Como en el ensaye de plata, los flujos activos estarán en la proporción del mineral tomado.

El ensaye se efectúa en crisoles mas grandes, como se ha descrito para los ensayes de plata.

He aquí algunas cargas:

	Mineral silicoso	Mineral calizo	Mineral con Fe ₂ O ₃ nativo o de la tuesta del S ₂ Fe	Mineral con 12% de cobre
	gramos	gramos	gramos	gramos
Mineral.....	25	25	25	12,5
Bicarbonato de sodio.....	60	40	40	15
Bórax.....	5	15 a 25	20	10
Litarjirio.....	30	30	30	100
Argol (P. R=10).....	2½	2½	7 (1)	2½
Sílice.....	5	4	3
	Capa	de sal.		

Fusion en la mufla.—Se efectúa como en el ensaye de plata.

II clase (Método en crisol). Método C.—Escorifíquese i trátase como en *I clase, A*, método especial para las matas de cobre.

(1) El Fe₂O₃ es oxidante i oxida algo del argol.

Método D.—Tuéstese el mineral i trátese como en el ejemplo 3 de la *I clase, B*.

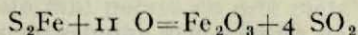
Método E.—Necesita gran cantidad de litarjirio i poca soda i nitro si es necesario. Hai que hacer una fusion preliminar para determinar el poder reductor del mineral. El método se adapta a los minerales con arsénico, antimonio i gran cantidad de S_2Fe , minerales con mas de 25% de cobre.

II clase, C.—Si se está obligado a usar este método, véase el ensaye de las matas de cobre.

II clase, D. (Ciertos minerales pueden perder mucho oro, si se usa el método precedente).—El método de tostar los minerales que contienen azufre, arsénico i materia orgánica se efectúa así:

Unos 50 gramos de mineral se ponen en una taza de arcilla o de fierro especial para tostar i se calientan lentamente en la mufla. Cuanto mas pesado los sulfuros de mineral, mas fusibles son, tales como SPb , S_3Sb_2 i SAG_2 i se deberá conducir la tuesta con mas cuidado. Revuélvase constantemente el mineral, para evitar que se aglomere. Si se aglomera, rechácese la tuesta i comiencese de nuevo.

La reaccion con el S_2Fe es:



Es decir, que hai que convertir los sulfuros en óxidos, volatilizando el S. As Sb. Se forma algo de sulfato i arseniato; algunos de ellos, como el sulfato de fierro i el de cobre se pueden destruir por el calor solo o con ayuda del carbon. Se puede usar tambien carbonato de amonio, que forma sulfato de amonio, volátil. Al fin de la tuesta, aumentese la temperatura casi a la de escorificacion o agréguese carbon hasta que no se desprenda mas SO_2 . Es casi imposible tostar a muerte un mineral con arsénico o antimonio.

Todos los componentes del mineral, despues de la tuesta, escepto el oro que está como metal, se encuentran como óxidos, i algo de calcio i plomo quedan como sulfatos. A ménos que el mineral tostado contenga cobre u otros metales fáciles de reducirse, ensáyese como en el ejemplo 3 de la *I clase, B*.

Método E.—Gran exceso de PbO i nitro si es necesario (Véase tambien *II clase*, minerales de plata).—Procédase como en los minerales de plata, *II clase*. Determinése el poder reductor. Los minerales que se tratan por este método pueden dividirse en tres clases, segun su cantidad de sustancia reductora, sulfuros, arseniuros, etc.;

- a. Minerales que necesitan un ajente reductor;
- b. Minerales que no necesitan un ajente reductor;
- c. Minerales que necesitan un ajente oxidante.

Ejemplos de las tres clases:

	a	b	c	
En la fusion previa.....	10	5	3	gramos de mineral
Dieron un boton de plomo de.....	3	5	12	gramos
Entónces el P. R. es.....	0,3	1	4	»

Las cargas del crisol serán:

	a	b	c
Mineral.....	25	25	25
Bicarbonato de sodio.....	30	30	30
Bórax.....	5-10	5-10	5-10
Litarjirio.....	60	70	120
Argol (P. R.=9).....	2
Nitro (P. O.=4,2).....	21
Vidrio.....	...	5	25

Capa de sal

Se obtendrá un boton de plomo que pesa entre 26 i 30 gramos.

La fusion se conduce del modo ordinario. Cuanto mas nitro presente, mas cuidado debe tenerse porque su accion es a veces mui violenta.

III clase. Minerales telurados.—En este caso si no se procede con cuidado i método especiales, la pérdida de oro puede llegar a ser mui considerable. Una carga de crisol es la siguiente:

Si el mineral es rico, 5 gramos.

Si el mineral es pobre, 20 gramos.

20 gramos de flujo	}	Soda.....	40 partes
		Potasa.....	20 »
		Harina.....	8 »
		Bórax.....	10 »

50 gramos PbO

5 » SiO₂

Cúbrase con 30 gramos de vidrio de bórax.

Calíentese a la mayor temperatura de la mufia.

Para ver si un mineral tiene telurio, trátase en una cápsula con SO₄H₂ concentrado i calíentese. Si hai telurio se produce una coloracion púrpura alrededor del mineral, que luego se esparce en toda la solucion, i carmin si hai mucho telurio. El color desaparece al hervir i al agregar agua, precipitándose el telurio gris.

Copelacion i pesada del grano de metales preciosos.—Si el ensaye es por plata i oro, el grano resultante de la copelacion se pesa ántes del tratamiento para determinar el oro. La plata se determinará así:

Grano de plata i oro.....	=0,0085	gramos en 25 gramos		
Plata en 30 gramos de PbO usado.....	=0,0004	»		
<hr/>				
Plata i oro.....	0,0081	»		
Oro.....	0,0021	»	= 84gramos por ton.	
<hr/>				
Plata.....	0,0060	»	=240	» » »

Hai suficiente plata en el boton para la separacion por ácido, pero si el boton no tiene la cantidad suficiente, hai que agregar. Esta plata no necesita pesarse. El cálculo final se hace como en el ejemplo indicado.

Cuando no se conoce la cantidad de plata en el mineral, o es mui pequeña respecto a la del oro, es conveniente agregar un pequeño pedazo de plata químicamente pura al boton de plomo al copelarlo. Así el boton obtenido podrá ser tratado por oro con la seguridad de que hai plata suficiente. Si hai mucha plata, al tratar él boton con ácido, se obtiene el oro finamente dividido. Si hai poca, no se disuelve toda.

Separacion del oro de la plata.—Úsese ácido nítrico purísimo (sin ClH o Cl libre). Para que toda la plata del boton se disuelva en NO_3H , la aleacion deberá contener $2\frac{1}{2}$ a 3 partes de plata por 1 parte de oro. Si tiene ménos plata, no se disuelve del todo i queda con el oro. Habiendo un gran exceso de plata, el peligro de que se pierda el oro que se obtiene finamente dividido, se evita usando al principio ácido mui diluido.

Incuartacion.—Es la operacion por la que se da a la aleacion de Ag i Au la proporcion de plata conveniente para su separacion del oro.

El boton o aleacion de oro i plata se limpia cuidadosamente, se pesa i se achata sobre un yunque con el martillo. Si el boton es grande se lamina i enrolla en forma de espiral o caracol i se pone en el matraz, cápsula de porcelana o tubo de ensaye en que se va a tratar con NO_3H de densidad 1,2. Caliéntese lentamente i al fin hágase hervir. Si despues del ataque el boton queda duro i redondo, falta plata. Entónces se lava con agua, se pesa i se copela con tres veces su peso de plata.

El tratamiento con ácido nítrico se efectúa dos veces, con ácido de densidad 1,2, i una tercera vez con ácido de densidad 1,4. Lávese despues el oro dos o tres veces con agua destilada, decantando cada vez.

El oro se pone despues en un crisol de arcilla (o de porcelana) en que se seca, invirtiendo el tubo de vidrio lleno de agua tapado con el crisol. Se decanta el agua del crisol i se pone a secar, calentándolo despues al rojo hasta que el oro quede amarillo brillante. En seguida se pesa.

El resultado se espresa en cien milésimos (C. M.) o en gramos por tonelada.

MÉTODO ESPECIAL.

Ensaye de matas de cobre, cobre en barras i cobre por oro

Tómese cinco o diez porciones de 2 o 2,5 gramos i escorifíquese segun el método dado en los ensayes de plata para las matas, etc. Reúnanse despues los botones de plomo en una escorificadora hasta tener unos 100 gramos, agréguese 1—2 gramos de SiO_2 i 2 de vidrio de bórax. Escorifíquese hasta que el boton de plomo esté apto para copelarse.

CAPITULO V

ENSAYE DEL PLOMO EN LOS MINERALES

Los minerales principales de plomo son:

Galena, SPb , con 86,6% de Pb

Cerusa, CO_3Pb , con 77,5% de Pb

Anglesita, SO_4Pb , con 68,3% de Pb

Piromorfita, $(\text{PO}_4)_2\text{Pb}_3 + \text{Cl}_2\text{Pb}$, con 76,3% de Pb

Ademas hai muchos compuestos complejos como:

Burnonita, $\text{SPb} + \text{SCu}_2 + \text{S}_3\text{Sb}_2$, con 42,54% de Pb

El ensayador tiene que ensayar muchos productos complejos como:

$\text{SPb} + \text{S}_2\text{Fe} + \text{CO}_3\text{Pb}$ en ganga cuarzosa o silicosa.

$\text{SPb} + \text{SZn} + \text{S}_2\text{Fe}$ » » calcárea o silicosa.

$\text{SPb} + \text{CO}_3\text{Pb}$ » » calcárea.

Tambien tiene que ensayar productos de los hornos, como litarjirio (92,86% Pb), copelas usadas, escorias, etc. Aunque el ensaye por via seca del plomo es ménos exacto que el por vía húmeda, todavía se usa en las fundiciones porque los minerales de plomo se compran basados en este ensaye i nó en el por vía húmeda.

La inexactitud del método proviene:

1.º De que el plomo i el sulfuro se volatilizan a baja temperatura: Pérdida.

2.º De que pasan impurezas al plomo, como Cu i Sb: Aumento.

3.º De la tendencia del plomo i compuestos a escorificarse: Pérdida.

Por eso debe procederse con sumo cuidado.

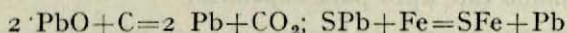
Por conveniencia los minerales de plomo se dividen en:

- 1.º Minerales que contienen azufre.
- 2.º Minerales que no contienen azufre.

El objeto del ensaye es fundir la ganga i reducir el plomo, de cualquier combinacion en que esté, a plomo metálico; por eso cuanto mas sencillos hagamos los flujos, tanto menor será la temperatura necesaria i ménos tiempo se empleará, disminuyendo así los errores.

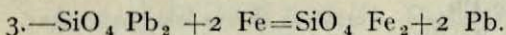
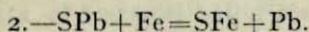
Efectúense las fusiones en hornos de mufla i los resultados espresense en tanto por ciento i hasta la primera decimal.

El ensaye consiste en una fusion reductora con fierro i un ajente reductor como argol, carbon, harina, etc. El reactivo reduce el PbO presente o formado en la fusion, i el fierro quita el azufre del SPb:



Cuando el mineral contiene azufre, por tres razones es indispensable la presencia del fierro, en clavos, alambres, o como crisol de fierro:

1.—Por la fusion de sulfuros con carbonatos alcalinos se produce Pb i sulfuro doble de plomo i del álcali. La adicon de fierro tiene por objeto separar el Pb de este sulfuro en que lo sustituye.



Las impurezas silíceas jeneralmente son cuarzo, felpato i silicatos complejos; las básicas son caliza i óxido de fierro.

La ganga puede ser tambien barita i a veces fluospatio.

Los flujos empleados son carbonatos de sodio i potasio para la sílice, vidrio de bórax, para los óxidos, i carbonato de calcio, fluospatio, para la barita, argol o carbon, como ajente reductor, i fierro como desulfurante.

En este ensaye, como en los de plata i oro, *Ag* i *Au* pasan al boton de plomo i tambien a la mata de fierro i sodio formada, por lo cual el ensaye no sirve para determinar estos metales cuando el mineral tiene sulfuros.

Cu va en parte a la escoria i en parte al plomo i mata; una temperatura elevada i mucho ajente reductor tienden a hacerlo pasar al boton de plomo.

Zn en parte se volatiliza, en parte se escorifica i en parte pasa al plomo.

Sb en parte va a la escoria, pero la mayor parte se une al plomo.

As segun la temperatura de fusion, forma un speiss con el fierro o se escorifica o volatiliza.

Se deduce que en minerales impuros que contienen mucho *Cu*, *Sb*, *As*, los resultados no son satisfactorios i entónces debe preferirse el ensaye por via húmeda.

I. *Minerales suljurados*.—El sulfato de plomo, natural o artificial, se trata de la misma manera.

Deben usarse por lo ménos 10 gramos de materia i si es posible 20 en el análisis, porque se obtienen mejores resultados que con menor cantidad.

El siguiente es un ejemplo de la carga del crisol. Sulfuros refractarios como el de zinc i minerales con ganga básica, necesitan mayor cantidad de vidrio de bórax.

Mézclense en el crisol:

Mineral.....	10—20	gramos
CO ₃ NaH 20—40	o {	CO ₃ Na H..... 10—20 »
		CO ₃ K ₂ 10—20 »
Vidrio de bórax.....	3—5	»
Argol.....	5	»
Clavos de fierro.....	5	»

Capa de sal

Fusion en la mufla.—Colóquese el crisol en la mufla bien caliente i ciérrese la puerta. Cuando el contenido del crisol empieza a fundir, lo que se conoce por la produccion de pequeñas llamas en el crisol, disminúyese la temperatura del horno cerrando el registro, para evitar que el contenido del crisol hierva rebalsando.

Pasada la ebullicion, auméntese la temperatura a la de escorificacion unos 20 o 25 minutos, i despues elévese lo mas que se pueda durante 15 a 30 minutos mas. La fusion dura de 35 a 55 minutos, segun la clase de mineral. Sáquese el crisol del horno i, sin golpearlo, quítense los clavos con unas tenazas. (Si adhieren gotas de plomo a los clavos, caliéntese otra vez en el horno). La sustancia fundida se vierte en un molde i una vez fria se separa el plomo que se golpea con un martillo para limpiarlo. Los resultados de dos ensayes no deben diferir en mas de 1%.

Fusion en el horno de viento.—Se pueden usar en este caso mayores cantidades de mineral que en la fusion en la mufla. La pérdida por volatilizacion es mayor porque la temperatura es mas elevada.

Cuando el mineral es rico o puro, la fusion se puede hacer en un crisol de fierro, sin necesidad de usar clavos de fierro.

Escorias, productos de los hornos o minerales mui pobres en plomo.—Es preferible usar la fusion en el horno de viento porque se puede emplear gran cantidad de materia.

II. *Minerales que no contienen sulfuros.* (Fusion en la mufla).—La fusion se conduce como ya se ha descrito. En este caso los reactivos que se mezclan con el mineral son los mismos que en el caso de sulfuros. Conviene duplicar la cantidad de agente reductor porque hai mas oxígeno. Si el mineral tiene algo de cobre conviene agregar un poco de azufre para trasformarlo en sulf-

furo, no pasando así al boton de plomo. Siempre deberá agregarse fierro para sustituir al plomo en los silicatos que pueden formarse.

Un boton brillante, que se separa fácilmente de la escoria, indica mucho calor o una fusion mui larga. Una superficie brillante, entre el plomo i la escoria, indica poca temperatura o descomposicion imperfecta.

Cu, As, Sb, Zn o S producen botones quebradizos.

Cu i Sb producen botones duros.

Observacion sobre el ensaye de plomo.—Cuando hai muchos ensayes que hacer se prepara una mezcla de los flujos, así:

CO ₃ NaH.....	5 partes
CO ₃ K ₂	7 »
Harina.....	2 »

CAPITULO VII

ENSAYE DEL ESTAÑO EN LOS MINERALES

El estaño se encuentra en pocas partes del mundo, comparado con los otros metales tratados, i mui rara vez se encuentra al estado metálico. El mineral mas importante es la casiterita (Sn O₂). Otro mineral de estaño es la *estanita* compuesta de S, Sn, Fe i Cu i a veces de Zn.

El color del óxido puede ser negro, pardo, rojizo, amarillo i rojo. Puro contiene 78,67% de Sn. Las impurezas mas comunes del óxido son: la pirita, la arsenopirita, el wolfram (tungstato de Fe i Mn), la calcopirita, hierro titánico, óxido de fierro, turmalina i a veces blenda i galena. Para ver si un mineral tiene Sn O₂, fúndase en un crisol de porcelana con 3 veces su peso de cianuro de potasio (CNK) i trátese la masa con agua. Si hai estaño se encontrará uno o varios glóbulos de metal. En vez de cianuro, puede usarse una mezcla de carbonato de sodio i carbon.

Cuando se encuentra en vetas, la ganga jeneralmente consiste en granito, pizarra, sienita, cuarzo o felpato, i a menudo lleva granate i zircon. A veces es frecuente el fluospato que, segun algunos, es buen criadero de la casiterita. Hai partes de los depósitos mui ricos en estaño, pero en jeneral en las vetas i placeres la lei es de 1% a 10% de SnO₂. Debido a su gran peso específico es fácil concentrarlo por lavado, separándolo de la ganga e impurezas. El wolfram desgraciadamente, tiene un peso específico mui parecido (SnO₂, p. esp. 6,8 a 7,1; wolframita, p. esp. 7,2 a 7,5) i no se puede separar por lavado.

El óxido de estaño tiene gran afinidad por la sílice i en la fusion forma fácilmente silicato; por eso debe separarse en todo lo posible de la sílice por concentracion, ántes de efectuarse el ensaye.

Si la casiterita contiene óxido de fierro, éste debe ser separado por agua rejia, porque en la fusion seria reducida a fierro metálico que quedaria junto con el estaño.

Un mineral con 4% de Sn es considerado de buena lei.

Las operaciones del ensaye son:

1.^a Concentracion.

2.^a Tuesta de los concentrados.

3.^a Lavado de los concentrados i tratamiento con agua rejia.

4.^a Lavado de los concentrados otra vez.

5.^a Ensaye de los últimos concentrados.

Si los concentrados obtenidos despues del primer lavado son mui puros, se pueden omitir algunas de las operaciones siguientes.

Concentracion.—Tritúrense 500 a 1,000 gramos del mineral i pásense por un tamiz de 40 mallas por pulgada lineal. Si se muele demasiado, el SnO_2 se pierde en el lavado. Deberá tener solo la fineza suficiente para separar el SnO_2 de su ganga. Lávese cuidadosamente el mineral una i otra vez hasta que ya no se obtengan mas concentrados. No se lave tanto que se pueda perder el óxido de estaño; es preferible que quede algo de ganga con él.

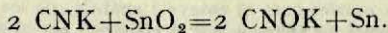
Tuesta.—Los concentrados que constan de SnO_2 , pirita i otras sustancias que pueda tener el mineral, con una pequeña cantidad de ganga se secan i colocan en una taza de arcilla o fierro para tostar. Se coloca en la mufla roja i calienta lentamente. Cuando ya no se desprende SO_2 , se saca la taza, se enfría i se agrega algo de carbon, que reduce los sulfatos, arseniatos i antimoniatos. Se tuesta otra vez i se sigue así hasta que se haya efectuado una tuesta a muerte. Todos los cuerpos están ahora como óxidos. Se concentran por lavados, que separa la sílice i el óxido de fierro. Se trata despues el producto concentrado con ácidos.

Tratamiento con ácidos.—El SnO_2 es insoluble en agua rejia i el tratamiento de los concentrados con este ácido solo deja insoluble prácticamente el SnO_2 , la SiO_2 , el TiO_2 i WO_3 . Si hai mucha SiO_2 , lávese otra vez. Séquense los concentrados, pénsese i muélanse, haciéndolos pasar por un tamiz de 80 mallas por pulgada lineal.

Ensaye.—Los concentrados están ahora listos para el ensaye. Hai varios métodos. Describiremos el siguiente:

100 gramos de concentrados se mezclan con 4 veces su peso de cianuro de potasio (CNK es mui venenoso!)

En el fondo del crisol se pone una capa de CNK, en seguida se pone la mezcla de concentrados con CNK i en seguida una capa de CNK. El cianuro reduce al SnO_2 :



Calientese lentamente al principio hasta que se funda la mezcla para reducir el SnO_2 a Sn i manténgase a la temperatura de fusion 20 a 30 minutos. Auméntese la temperatura durante 10 a 15 minutos i despues sáquese del fuego, tápese el crisol i colóquese en una parte en que los humos no vayan al laboratorio. Cuanto mas puro el SnO_2 tanto mas corta la fusion; con algunos minerales la fusion se ha efectuado en 10 minutos, con buenos resultados. Hai que cuidar que la fusion no hierva, porque se obtienen resultados bajos.

Una vez frio, el crisol se quiebra i se pone en una taza con agua. Si la descomposicion ha sido completa, se obtiene un bonito boton de estaño, a veces junto con pequeños botones. Si ha sido incompleta, se ve el mineral no atacado. El CNK debe ser puro; las impurezas son cloruro, carbonato i cianato de potasio o sodio.

Esprérese el resultado en tantos por ciento del mineral orijinal.

CAPITULO VIII

ENSAYE DEL COBRE EN LOS MINERALES (1)

Método por el cianuro.—En este método el cobre se prepara en forma de disolucion amoniacal azul i su cantidad se determina por la de una solucion tipo de cianuro de potasio que se necesita para hacer desaparecer el color azul. Los resultados de la titulacion con cianuro son exactos si se mantienen siempre ciertas condiciones. Se ha observado que para una misma cantidad de cobre:

1. Una solucion concentrada necesita mas cianuro para su descoloracion que una diluida.
2. Una solucion caliente necesita ménos cianuro que una fria.
3. En cualquier caso, con una rápida adiccion de cianuro hasta dejar la disolucion débilmente colorada, ésta, por simple reposo, puede continuar descolorándose i perder por fin su color.
4. Si la cantidad de cianuro agregada es insuficiente para efectuar la completa descoloracion, la titulacion puede terminarse sin que se altere el resultado final, aun despues de varios minutos.

De los hechos anteriores se deduce que es evidentemente necesario, a fin de obtener resultados correctos, que la titulacion de cantidades desconocidas de cobre se hará en condiciones que no difieran materialmente en los puntos

(1) Este capítulo ha sido traducido del excelente libro «Technical methods of ore analysis» por Albert H. Low, en que los métodos usuales para el ensaye i análisis de los minerales de cobre se hallan mui bien descritos. Solo traduciré los métodos por el cianuro i por el hiposulfito, recomendando el último por su exactitud.

siguientes de las en que se ha efectuado la titulación tipo de la disolución de cianuro.

- 1.º Temperatura.
- 2.º Rapidez en las adiciones finales de cianuro.
- 3.º Volúmen final de la solución.

Además de las condiciones físicas enumeradas, hai condiciones químicas que influyen en el resultado, como la presencia de gran cantidad de cloruros, un gran exceso de amoníaco, etc., etc. Estas condiciones anormales no necesitan especial consideración, ya que son fácilmente eliminadas por el siguiente método que se va a describir.

Titulación de la solución de cianuro.—Disuélvase cianuro de potasio puro en agua destilada en la proporción de 21 gramos por litro. Pésese exactamente alrededor de 0,2 gramos de cobre puro i disuélvase en un matraz de 200 c. c. en 5 c. c. de ácido nítrico (densidad 1,42). Dilúyase con 25 c. c. de agua, añádanse 5 c. c. de una solución saturada de bromo en agua fría. Hágase hervir la mezcla hasta que el bromo haya sido aparentemente espulsado. Después agréguese 50 c. c. de agua fría i 10 c. c. de amoníaco (densidad 0,90). Enfríese a la temperatura ordinaria colocándolo en agua fría. Titúlese con la solución de cianuro con cuidado i lentamente i cuando el punto final se acerque, lo que se ve por el debilitamiento parcial del color, agréguese agua destilada hasta que el volúmen de la solución sea aproximadamente de 150 c. c. Termínese la titulación por adiciones regulares i cuidadosamente de cianuro, finalmente agregando gota por gota i agitando el matraz con un movimiento rotatorio después de cada adición hasta que el tinte azul ya no se pueda percibir a través de un fondo iluminado (algunos operadores prefieren una cápsula de porcelana i una varilla para revolver, en vez del matraz o vaso de vidrio). Es, por supuesto, indispensable que las adiciones finales de cianuro no se hagan, mui de prisa ni mui despacio. Adóptese simplemente un modo regular i natural que se puede repetir en todas las titulaciones subsiguientes.

De la cantidad de cianuro usada para descolorar la solución de cobre calcúlese el valor o título de 1 c. c. en cobre.

Guárdese la solución titulada en un lugar frío no expuesto directamente a la luz directa del sol. En estas circunstancias mantiene su título mui bien; pero debido a la descomposición del cianuro que siempre se produce, se debilita el título i debe volverse a titular por lo ménos semanalmente.

Tratamiento de los minerales, etc.—Trátese 1 gramo, ó 0,5 gramo si el material parece contener mas de 40% de cobre, en un matraz de 200 c. c. con 10 c. c. de ácido nítrico concentrado. Hágase hervir suavemente hasta que la disolución parezca completa, i después agréguese unos 7 c. c. de ácido sulfúrico concentrado i caliéntese la mezcla sobre una llama desnuda hasta la espulsión completa del ácido nítrico i hasta que el ácido sulfúrico hierva libremente, desprendiendo copiosos humos. Déjese enfriar. Los minerales que no se descomponen de este modo se pueden atacar de una manera especial, no

pudiéndose dar direcciones jenerales. Algunas veces la adición de ácido clorhídrico es suficiente.

No debe agregarse el ácido sulfúrico hasta que el mineral no se haya descompuesto del todo.

Al residuo en el matraz agréguese 20 c. c. de agua fria i hágase hervir. Si el mineral puede contener una cantidad apreciable de plata, agréguese una sola gota de ácido clorhídrico, i ajítese el líquido a fin de aglomerar el cloruro de plata. Uno por ciento de plata o 100 D. M. (diez milésimos) aumentan el contenido del cobre en 0,29%. Déjese depositar, caliéntese hasta que se disuelva todo el sulfato férrico anhidro, si hai, i despues fíltrese, lavando el matraz i el filtro con agua caliente. Váciense el filtrado al matraz orijinal. El volúmen de la solución no deberá exceder de 60 c.c. Colóquense ahora en el matraz o vaso 3 pedazos de hojas gruesas de aluminio de unos 4 cm. de largo por 15 cm. de ancho i caliéntese la mezcla hasta que hierva. Hágase hervir unos 5 a 10 minutos, segun el volúmen del líquido i el aspecto del aluminio. Cuando todo el cobre se ha precipitado, el aluminio estará brillante i limpio, o se limpiará al ajitar el vaso para que el cobre se desprenda. Déjese de calentar, agréguese 15 c. c., de agua cargada con hidrójeno sulfurado, que asegurará la precipitación completa del cobre; déjese depositar un momento i despues decántese a traves de un filtro de 9 cm., reteniendo en el vaso el aluminio i todo el cobre que se pueda. Lávese el cobre precipitado 2 o 3 veces por decantación con agua débilmente cargada con hidrójeno sulfurado, usando alrededor de 25 c. c. cada vez i vertiéndola por el filtro. Váciense el vaso tanto como se pueda en la última vez. Póngase el vaso debajo del embudo i viértase en el último 10 c. c. de una mezcla caliente de volúmenes iguales de ácido nítrico concentrado i agua. No se lave el filtro; sustitúyase el vaso por una cápsula. Ajítese el ácido en el vaso suavemente, a fin de disolver todo el cobre, calentando débilmente si es necesario; pero con cuidado, pues el aluminio puede atacarse. Cuando la solución es completa viértase el contenido total del vaso en la cápsula que se colocó bajo del embudo, lavando solo el borde del vaso, i despues échese otra vez el contenido en el vaso reteniendo el aluminio en la cápsula. Lávese el aluminio completamente i colóquese el vaso debajo del embudo. Viértanse sobre el filtro 5 c. c. de una solución saturada de bromo en agua i cuando ha pasado, lávese el filtro con agua caliente. El bromo sirve para disolver algo del sulfuro negro de cobre que pueda haber quedado en el filtro. En las operaciones anteriores cúidese de no aumentar el volúmen de la solución mas de lo necesario. Hágase hervir la solución en el vaso hasta la espulsión del bromo; enfríese algo i agréguese 10 c. c. de amoníaco (peso específico 0,90) i continúese el enfriamiento hasta la temperatura de la sala. Títúlese la solución fria con la solución tipo de cianuro de potasio cautelosamente hasta que la descoloración esté próxima a terminar.

El líquido se pone frecuentemente mas o ménos turbio. Cuando esto sucede, en un trabajo exacto debe filtrarse. Si la titulación se ha llevado demasiado léjos ántes de la filtración, el tinte azul puede desaparecer por completo,

perdiéndose así el ensaye. Por otra parte, si se filtra al principio de la titulación, se puede poner lechoso por segunda vez. Filtrese la solución parcialmente titulada por un filtro de 125; con un lavado es suficiente jeneralmente. Termínesse la titulación con cuidado sobre la solución clara i débilmente azul, precisamente como en la titulación de la solución tipo. Hacia el fin, dilúyase si es necesario para obtener un volúmen final de 150 c. c.

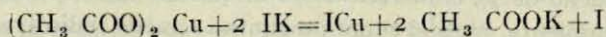
El número de centímetros cúbicos de la solución de cianuro gastados, multiplicados por el título en cobre de 1 c. c. da el peso de cobre contenido en la cantidad de mineral tomada; i con estos datos se puede calcular rápidamente el tanto por ciento.

Ninguno de los constituyentes ordinarios de los minerales perturban la exactitud del método descrito.

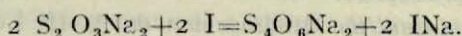
Método por el hiposulfito (Modificación de A. H. Low.)— Este método que, como se describe a continuación, es uno de los mas exactos para ensayar i analizar el cobre, es mui superior al método por cianuro i, si nó igual, superior al método electrolítico. Mas moderno que los anteriores, no se ha jeneralizado por este motivo tanto como ellos; pero ya en muchos laboratorios los está reemplazando ventajosamente. En Estados Unidos es talvez mas usado que el método por el cianuro.

Se necesita una solución titulada de hiposulfito de sodio. Hágase una solución que contenga alrededor de 19 gramos de cristales puros por litro. Titúlese ésta como sigue: Pésese cuidadosamente alrededor de 0,2 gramos de hoja de cobre puro i colóquese en un matraz o vaso de 200 c. c. Es conveniente comprobar la pureza del cobre por una determinación electrolítica. Disuélvase el cobre por calentamiento con 5 c. c. de una mezcla de volúmenes iguales de ácido nítrico (peso específico 1,42) i agua; despues dilúyase a 25 c. c. Hágase hervir unos pocos momentos para espeler parcialmente los humos rojizos i despues agréguese 5 c. c. de agua de bromo i hágase hervir hasta que el bromo haya sido totalmente espulsado.

El bromo se usa para asegurar la completa destrucción de los humos rojos. Quítese del calor i agréguese un débil exceso de amoníaco concentrado. Ordinariamente basta agregar 7 c. c. de amoníaco de peso específico 0,90. Hágase hervir otra vez hasta que el exceso de amoníaco haya sido espulsado, lo que se conoce por el olor o por el cambio de color del líquido. Agréguese ácido acético concentrado en lijero exceso. Si se ha separado algo de óxido o hidróxido de cobre, cúidese de que se disuelva, haciéndolo hervir si es necesario. Enfríese a la temperatura de la sala i agréguese alrededor de 3 gramos de yoduro de potasio, o 6 c. c. de una solución de la sal, que contenga 50 gramos en 100 c. c. Se produce un precipitado de yoduro cuproso con separación de yodo libre, segun la reacción:



El yodo libre da a la mezcla un color pardo. Titúlese inmediatamente con la solución de hiposulfito hasta que el tinte pardo se haya debilitado, i en tónces agréguese suficiente engrudo de almidon para producir una coloracion azul marcada. Continúese la titulacion con cuidado hasta que el color debido al yodo libre haya desaparecido enteramente. El color azul se cambia hácia el fin en débil lila. Si en este momento, el hiposulfito se añade gota por gota i se deja pasar un corto tiempo para que se produzca la reaccion completa despues de cada adiccion, no hai dificultad para llegar al punto final con una sola gota. 1 c. c. de hiposulfito corresponde mas o ménos a 0,005 grs. de cobre, o a 1% en el caso que en el ensaye de un mineral se hubiera tomado 0,5 gr. La reaccion entre el hiposulfito i el yodo es:



Se forman yoduro i tetrationato de sodio. El engrudo de almidon se hace mezclando 0,5 gr. de almidon con 250 c. c. de agua fria i calentando hasta el hervor. El líquido será homogéneo i exento de grumos o granos. Se usará frio i debe prepararse frecuentemente porque no se conserva bien. La solución de hiposulfito hecha con cristales puros i agua destilada se manifiesta estable, variando mui poco o nada en un mes, bajo condiciones razonables.

Tratamiento de minerales.—A 0,5 gr., del mineral en un matraz o vaso de 200 c. c. añádase de 6 a 10 c. c. de ácido nítrico concentrado i hágase hervir suavemente hasta que haya cesado el desprendimiento de humos rojos. Si así no se descompone suficientemente el mineral, agréguese 5 c. c. de ácido clorhídrico concentrado i continúese calentando unos pocos minutos mas. (En casos especiales pueden emplearse, por supuesto, otros métodos de descomposicion.) Agréguese 7 c. c. de ácido sulfúrico concentrado i hágase hervir hasta que hayan sido espulsados los ácidos mas volátiles i se desprenden los humos del ácido sulfúrico. Esto se hace mejor sobre una llama desnuda. Déjese enfriar, agréguese 25 c. c. de agua fria i caliéntese la mezcla hasta que hierva. Déjese depositar, caliéntese hasta que se disuelva enteramente el sulfato férrico anhidro, si hai, i despues fíltrese en especial para separar el sulfato de plomo. Recójase el filtrado en una cápsula de 6 cm., de diámetro. Lávese el vaso i filtro con agua caliente i hágase el volúmen del filtrado de 75 c. c. Colóquese en la cápsula una hoja de aluminio preparada así: córtese una cinta de una gruesa hoja de aluminio de 2,5 cm., de ancho por unos 14 cm., de largo i dóblese en forma de triángulo, de modo que se mantenga en el borde de la cápsula. El mismo aluminio se puede usar repetidamente porque se ataca poco cada vez. Cúbrase la cápsula i hágase hervir.

Continúese el hervor de 7 a 10 minutos, que serán suficientes para precipitar todo el cobre en cualquier caso, con tal que el volúmen de la solución no exceda en mucho de 75 c. c. Evítese en lo posible la reduccion del volúmen por el calentamiento, pues el cobre precipitado puede redisolverse. El aluminio estará ahora limpio, habiéndose separado el cobre precipitado, o adhirien-

do lijeramente. Déjese de calentar i lávese la tapa i los lados de la cápsula con agua fria. Hai peligro de que el cobre finamente dividido se oxide i disuelva. Para prevenirlo i precipitar al mismo tiempo indicios de cobre que puedan quedar en solucion, agréguese 15 c. c. de agua fuertemente cargada con hidrójeno sulfurado. La operacion siguiente depende de la cantidad de cobre en el mineral. Si aparentemente no hai mas de 20%, procédase así: decántese el líquido a traves de un filtro de 9 cm. de diámetro i despues, sin demora, por medio de un chorro de agua con hidrójeno sulfurado, échese el cobre sobre el filtro dejando el aluminio tan limpio como se pueda en el vaso. Lávese el cobre i el filtro completamente i tan ligero como se pueda, con agua con hidrójeno sulfurado, teniendo cuidado de no dejar el filtro vacío mientras se lava. El filtrado no deberá presentar un tinte pardo debido al cobre aunque otros sulfuros como los de arsénico i antimonio puedan a veces precipitar en el filtrado. Póngase ahora el vaso primitivo limpio, debajo del embudo. Ordinariamente este vaso tambien se usã para recibir el último filtrado, que se bota. Viértase sobre el aluminio en la cápsula 5 c. c. de una mezela de volúmenes iguales de ácido nítrico (p. esp. 1,42) i agua. Así se disolverán las partículas de cobre que puedan haber quedado adheridas. Hágase hervir sin prolongar la operacion pues el aluminio se atacaria sin necesidad. Viértase el ácido caliente lentamente sobre el precipitado del filtro para disolver el cobre. Despues, **antes de lavar** échense sobre el filtro 5 c. c. de agua de bromo concentrada i fría, lávese la cápsula i el filtro con agua caliente. Al fin, sáquese el filtro i ábrase. Si queda un residuo, que posiblemente puede contener cobre, lávese en el vaso. El bromo **tiene** varios objetos: limpia el azufre formado que queda sobre el filtro; asegura la oxidacion del arsénico presente a su mayor grado, i produce la destruccion completa de los humos rojos, lo que es una cuestion de gran importancia. Si con 5 c. c. de agua de bromo el filtrado no adquiere un tinte permanente, debe agregarse mas. Hágase hervir el filtrado que que no tendrá mas de 75 c. c. para espulsar completamente el exceso de bromo, evitando reducir demasiado el volúmen para no descomponer los bromuros, etc. Déjese de calentar i agréguese amoníaco en débil exceso (ordinariamente 7 c. c. de amoníaco concentrado). Espúlsese el exceso de amoníaco por el calor i acidifíquese con ácido acético, haciendo hervir otra vez si es necesario para redissolver algun precipitado que contenga cobre. La adicion de 3 o 4 c. c. de este ácido al 80% es jeneralmente suficiente. Un gran exceso de ácido acético no es perjudicial, pero es necesario, escepto en la presencia de bastante arsénico que puede precipitar el cobre como arseniato. Este puede necesitar bastante ácido para su disolucion, talvez 10 c. c. Si así no se ha disuelto del todo, despues se disuelve lentamente i la titulacion puede hacerse fastidiosa ántes de llegar al término final. Procédase con la solucion de ácido acético, despues de enfriar a la temperatura de la sala, precisamente como se ha descrito en el proceso de la disolucion de hiposulfito i calcúlese el tanto por ciento de la cantidad que de éste se ha empleado.

Al titular, especialmente con bajos por cientos de cobre, cuídese mucho

de no sobrepasarse del límite. Siempre opérese lentamente hácia el fin. Deténgase la descoloracion ántes de terminada i continúese solo si el líquido, despues de algunos momentos muestra todavía un tinte del color.

Con elevados por cientos es ventajoso lavar el precipitado de cobre por decantacion en vez de filtrarlo, con el objeto de retener la mayoría del cobre en el vaso donde se puede disolver despues con mas facilidad i ménos peligro de pérdida por proyeccion. Procédase así: traspásese el líquido i el cobre de la cápsula (a la que se ha agregado agua con hidrógeno sulfurado) al vaso primitivo i póngase temporalmente la cápsula i el aluminio aparte. Déjese depositar, decántese por el filtro, lávese el cobre 3 o 4 veces por decantacion con agua sulfurada, usando 20 c. c. cada vez. Colóquese el vaso i el cobre debajo del embudo, caliéntense los 5 c. c. de ácido de la cápsula, i viértanse sobre el filtro. Por el momento no se agregue el agua de bromo, quítese el vaso, poniendo la cápsula en su lugar i caliéntese el ácido hasta que el cobre se haya disuelto i los humos rojos hayan sido espulsados en su gran parte. Colóquese el vaso debajo del embudo, agréguese agua de bromo, lávese la cápsula i el filtro i continúese como se ha descrito.

Debido a que cuando hai gran cantidad de cobre, la abundancia del yoduro cuproso débilmente colorado tiene tendencia a oscurecer el punto final, puede ser ventajoso en tal caso usar un vaso mas grande para la titulacion, i diluir el líquido considerablemente. Esto conduce a un punto final mas exacto. Las variaciones de volúmen del líquido titulado no tienen influencia apreciable en el resultado, aun una gran dilusion de una solucion pobre en cobre retarda la precipitacion del yoduro cuproso i prolonga el tiempo necesario para la titulacion. Esto puede remediarse agregando un gran exceso de yoduro de potasio (Términos mui exactos se obtienen con soluciones concentradas en vasos de 500 c. c., diluyendo a 250 c. c. i añadiendo el doble de la cantidad usual de yoduro de potasio).

Notas.—Segun la ecuacion dada previamente 0,5 gramos de cobre necesita 2,61 gramos de yoduro de potasio. Aunque esperiencias directas prueban que esto es aparentemente verdadero, cuando se usa solo la cantidad de yoduro de potasio teórica, la reaccion es lenta i parece no ser completa. Por eso es mejor usar siempre un exceso, pero como el yoduro es caro, la cantidad usada será proporcional a la de cobre presente, que siempre se puede estimar aproximadamente. Usese, digamos, 1 gramo por cada 15% de cobre cuando se usa 0,5 gramos de mineral para el ensaye (0,075 grs. Cu.) Es conveniente preparar una solucion que contenga 50 gramos de yoduro de potasio en 100 c. c. Una pipeta de 2 c. c. bastará, pues, para sacar 1 gramo de yoduro. No habrá error en un caso dudoso, por la agregacion de mas yoduro de potasio, despues que la titulacion ha concluido aparentemente, empezando otra vez la operacion, si el color azul así vuelve a aparecer.

El zinc i la plata no perjudican en el ensaye. El plomo i el bismuto no tienen efecto, pero como forman yoduros colorados, pueden enmascarar la aproximacion del punto final, ántes de la adicion del almidon. El arsénico i el

antimonio no tienen influencia siguiendo el tratamiento indicado. La reaparición del tinte azul en el líquido titulado después de largo tiempo no es de importancia, pero una aparición pronta que dos o tres gotas de hiposulfito no destruyen permanentemente, es usualmente una prueba de que se ha operado mal.

En tal caso, o cuando accidentalmente se ha pasado el punto final, no es necesario comenzar un nuevo ensaye. El siguiente procedimiento permite repetir la titulación: agréguese 10 c. c. de ácido nítrico concentrado i hágase hervir. Caliéntese cuidadosamente al principio hasta que el yodo liberado haya sido espulsado en su mayoría; si nó, la mezcla puede espumar i rebalsar. Colóquese el vaso en un soporte sobre la llama desnuda i hágase hervir la solución tan ligero como se desee hasta que queden solo 5 c. c. Dilúyanse con 25 c. c. de agua caliente i hágase hervir poco tiempo para espulsar los humos rojos. Agréguese un débil exceso de amoníaco i termínese del modo usual.

Ensaye rápido por el método del yoduro.—El siguiente modo de operar se ha manifestado útil cuando no se necesita una exactitud extrema. Como regla, los resultados son algo mas bajos, pero el error usualmente no excede de 0,10 a 0,15 por ciento.

Trátese 0,5 gramos del mineral en un vaso de 200 c. c. con unos 10 c. c. de ácido nítrico concentrado. Caliéntese hasta que la composición de los compuestos del cobre sea completa, agréguese 5 gramos de clorato de potasio i evapórese a sequedad, sobre un soporte i a fuego desnudo, pero evitando sobre-calentar, pues los nitratos pueden descomponerse. Déjese enfriar, agréguese 25 c. c. de amoníaco concentrado i 10 c. c. de agua. Caliéntese lentamente hasta desintegrar el residuo por completo i filtrese lavando con agua fría. Recójase el filtrado en un vaso de 200 c. c. Espúlsese por el calor el exceso de amoníaco i redúzcase el líquido a 25 c. c.; después acidúlese con unas pocas gotas de ácido nítrico i hágase hervir un rato para espulsar vapores rojos. Por fin, hágase alcalina con la menor cantidad posible de amoníaco, hágase hervir un momento, i después acidúlese con ácido acético i termínese del modo usual.

CAPITULO IX

RELACIONES ENTRE LAS UNIDADES DE PESO USADAS PARA ESPRESAR LA LEI
EN PLATA I ORO DE LOS MINERALES (1)

1 cajon = 64 quintales	1 quintal = 100 libras
= 6400 libras	1 libra = 2 marcos
= 12800 marcos	1 marco = 8 onzas
= 102400 onzas	1 libra = 100 castellanos
= 64000 castellanos	1 libra = 453,5900 gramos
= 10000 diez milésimos (D.M).	
= 100000 cien milésims.(C.M).	Libra: (Avoir du pois i Standard)
1 castellano = 4,6 gramos	1 gramo = 0,21739130 castellanos
= 0,16 onza	1 onza = 6,25 castellanos

Por cajon:

1 D. M. = 1,28 marcos	1 marco = 0,78125 D. M.
1 D. M. = 10,24 onzas	1 onza = 0,0976562 D. M.
1 C. M. = 1,024 onzas	1 onza = 0,9765625 C. M.
1 C. M. = 6,4 castellanos	1 castellano = 0,15625 C. M.

Por tonelada (1000 kilogramos)

1 D. M. = 100 gramos
1 C. M. = 10 gramos.

TRANSFORMACION DE LA LEI

Por cajon o por tonelada

$$1 \text{ onza por cajon} \left(\frac{1}{102400} \right) = 9,765625 \text{ gramos por tonelada.}$$

$$1 \text{ castellano por cajon} \left(\frac{1}{640000} \right) = 1,5625 \text{ gramos por tonelada.}$$

Por tonelada o por cajon

1 gramo por tonelada = 0,1024 onzas por cajon.
1 gramo por tonelada = 0,64 castellanos por cajon.
Los sistemas ingleses de pesos son los siguientes:

(1) Este capítulo ha sido preparado por el traductor.

Pesos troy

1 libra = 12 onzas = 240 pwts. = 5760 granos	=	3732,419	gramos
1 onza	=	31,10346	»
1 pwt.	=	1,5552	»
1 grano	=	0,0648004	»
1 gramo	=	15,432	granos

Pesos avoir du pois

1 tonelada = 20 hwt. = 2240 libras	=	1016,0475	kilógramos
1 libra = 16 onzas = 256 dracmas = 7000 granos	=	453,59265	gramos
1 onza	=	28,34937	»
1 dracma	=	1,7718	»
1 grano	=	0,0648	»

1 tonelada neta = 2000 libras	=	907,19	kilógramos.
	=	32000	onzas avoir du pois.
	=	29166 ² / ₃	onzas troy.

Como se ve, el grano es uno mismo en los dos sistemas: 1 *grano troy* = 1 *grano avoir du pois*.

Los minerales i metales no preciosos se pesan en libras avoir du pois, mientras que los metales preciosos, oro i plata, se pesan en onzas troy.

La plata esterlina contiene 925 partes de plata en 1000, o sean las treinta i siete cuarentavas partes, siendo el resto cobre i pequeña cantidad de algun metal como el cadmio que la hace mas maleable. La onza troy (standard) (de 31,10346 gramos) contiene entónces 28,7707 gramos de plata fina.

El oro *standard* contiene once doceavos de metal fino i un doceavo de aleacion, o sea, es oro de 22 quilates. La unidad tiene 24 quilates.

Una onza troy (standard) de oro tiene un valor intrínseco de £ 3.17s 10¹/₂d i una onza troy de oro fino vale £ 4.4s 11¹/₂d.

Un gramo de oro fino, o sea un *gramor*, vale 1,8164 pesos chilenos de 18 peniques.

Las leyes de los minerales en oro i plata se espresan en onzas troy por tonelada de 2000 libras avoir du pois.

1 tonelada de 2000 libras	=	29166 ² / ₃	onzas troy.
	=	10000	D. M.
	=	100000	C. M.

Se deduce de esas relaciones:

Por tonelada (2,000 libras)

1 D. M. = $2,9166^2/2$ onzas troy—1 onza troy = 0,3428 D. M.
 1 C. M. = $0,29166^2/3$ onzas troy—1 onza troy = 0,03428 C. M.



Lei peruana sobre impuesto a los minerales

LEI N.º 2187

El Presidente de la República.

Por cuanto el Congreso ha dado la lei siguiente:

El Congreso de la República Peruana.

Ha dado la lei siguiente:

ARTÍCULO PRIMERO.—Los productos minerales i los que se derivan de su beneficio, estarán sujetos al pago de derechos en la forma i proporciones que determina esta lei.

ORO

ART. 2.º—A)—El oro metálico en cualquier forma: pagará un derecho de acuñacion de Lp. 3, por kilogramo de peso fino y el que se esporte de Lp. 10 por kilogramo.

B)—El oro contenido en las barras de otros metales, en las multas i demas productos metalúrgicos, pagará un derecho de esportacion de Lp. 2 por kilogramo de peso fino.

PLATA

ART. 3.º—La plata metálica en cualquier forma pagará por cada kilogramo de peso fino que se esporte, un derecho de un chelin, a partir de la cotizacion de $23 \frac{1}{2}$ peniques la onza Troy Standard de 925 de lei y sobre este precio $2 \frac{1}{2}$ peniques mas por cada penique de aumento en el precio de la plata.

Los sulfuros de plata de lixiviacion pagarán un derecho de esportacion de tres peniques por cada kilogramo de peso bruto a partir de $23\frac{1}{2}$ peniques onza Troy Standard i por cada penique de aumento en el precio de la plata pagarán un penique mas de impuesto por kilo.

COBRE

ART. 4.º—El cobre metálico puro o impuro, en cualquier forma, pagará derechos de esportacion desde el momento en que la cotizacion Standard Copper en Lóndres sea de Lp. 60, por tonelada, como sigue: a la cotizacion de Lp. 60 a Lp. 65,15 chelines por tonelada de 1016 kilos de peso bruto que se esporte; i el derecho subirá en 2 chelines por cada libra esterlina de mayor precio.

Si las barras contienen oro i plata pagará por el primero los derechos señalados en el inciso B. del artículo 2.º siempre que la lei sea de 10 gramos o mas por tonelada; i por la plata conforme a la siguiente escala:

De $23\frac{1}{2}$ peniques a $24\frac{1}{2}$ peniques la onza Troy Standard 6 peniques; de $24\frac{1}{2}$ peniques a $25\frac{1}{2}$ peniques la onza Troy Standard, un chelin; de $25\frac{1}{2}$ peniques a mas peniques la onza Troy Standard, 2 chelines por kilo de plata fina cuando la lei sea superior a dos kilogramos por tonelada.

Los productos de fundicion cuya lei de cobre sea superior al ochenta por ciento e inferior al noventa por ciento pagarán como derechos de esportacion, sobre el cobre fino que contenga el impuesto establecido para las barras de cobre.

El cemento de cobre i los productos de fundicion cuya lei en cobre sea superior al 60 por ciento e inferior al 90 por ciento, pagarán, como derecho de esportacion, por cada tonelada métrica de peso bruto, el 50 por ciento del impuesto establecido para las barras de cobre en este artículo.

No se considerarán como barras los productos de fundicion inferiores al noventa por ciento i superiores al ochenta por ciento, los cuales pagarán sobre la lei de cobre fino que contengan el impuesto establecido para las barras de cobre.

Las matas o ejes, cuya lei de cobre no exceda del sesenta por ciento, pagarán como derecho por tonelada métrica de peso bruto, el cuarenta por ciento establecido en este artículo para las barras de cobre.

El oro i la plata contenidos en los productos de fundicion cuya lei de cobre sea superior al ochenta por ciento e inferior al noventa por ciento, en el cemento i las matas, pagarán derecho de esportacion como sigue: el oro los derechos fijados en el inciso B, del artículo 2.º de esta lei, siempre que la lei sea de 10 gramos o mas por tonelada; i la plata un chelin por cada kilogramo fino, a partir de la lei de dos kilogramos por tonelada.

PLOMO

ART. 5.º—Las barras de plomo arjentíferas pagarán únicamente por la plata contenida a razon de un chelin por kilógramo fino y a partir de la lei de dos kilos por toneladas.

ART. 6.º—Todos los demas minerales metalíferos o nó, pagarán un derecho de esportacion de dos i medio peniques por cada cien kilógramos de peso bruto i cinco peniques los concentrados mecánicos o químicos de cualquiera clase, sean o no metalíferos.

El carbon de piedra, el azufre, los minerales de fierro, manganeso i de zinc, i sus concentrados, quedan esceptuados de los efectos de este artículo. Estos si tuvieran otros metales imponible, pagarán el impuesto.

Los minerales de metales raros, a saber: el tungsteno, molíbdeno i vanadio, i sus concentrados, pagarán una libra por tonelada, cualquiera que sea su precio en el mercado.

Los boratos que se esporten de «Salinas» (Arequipa), pagarán un derecho de esportacion de dos chelines por tonelada.

PETROLEO

ART. 7.º—El petróleo bruto i los residuos i productos de su destilacion pagarán un derecho de esportacion de un chelin por tonelada métrica de peso bruto.

ART. 8.º—Los productores i esportadores mineros están obligados a declarar la naturaleza i las leyes de sus productos; i el gobierno, por su parte, sea en las aduanas o en los lugares de produccion o beneficio, podrá tomar las muestras i hacer los ensayos que estime convenientes.

La falsedad de la declaracion sufrirá una multa equivalente al cuádruplo del valor de los derechos correspondientes fijados en esta lei, entendiéndose que hai falsedad en la declaracion de las leyes, cuando la discrepancia entre las leyes, que arrojan los análisis que puede ordenar el gobierno i las manifestadas por el esportador excedan del 5 por ciento para el cobre contenido en las barras i 10 por ciento para el oro i la plata en las mismas; 10 por ciento para el cobre contenido en las matas i 15 por ciento para el oro i la plata contenida en las mismas i 10 por ciento para la plata contenida en las barras de plomo. En los casos de falsedad en la declaracion, el gobierno podrá tomar para sí, el lote que se trata de esportar, pagando a su dueño su valor segun las leyes declaradas por el interesado.

ART. 9.º—Queda terminantemente prohibida la esportacion de amalgamas de toda clase.

ART. 10.—Los impuestos se pagarán en letras sobre New York, a 90 dias vista, o, a opcion del embarcador, en su equivalente en letras sobre

Lóndres. Las letras en que se verifique el pago del impuesto serán a satisfaccion de la junta de vijilancia, la cual las recibirá directamente de las aduanas poniéndolas a disposicion, por ahora, del Ministerio de Hacienda; la Junta venderá las letras en el caso que el gobierno necesite su importe en moneda corriente.

La Junta de Vijilancia podrá recibir los derechos en libras esterlinas, en lugar de Letras sobre Lóndres o New York, cuando no llegue su monto a cuarenta libras.

La Cámara de Comercio de Lima fijará semanalmente el valor de la tonelada de cobre Standard i de la onza Troy de plata, tomándose para su determinacion los precios de su cotizacion del «London Metal Exchange».

Esta cotizacion rejirá en toda la semana siguiente.

ART. II.—Esta lei rejirá miéntras se espida la lei definitiva de tribucion minera.

Dada, etc.

Comuníquese al poder Ejecutivo, para que disponga lo necesario a su cumplimiento.

Dada en la Sala de Sesiones del Congreso, en Lima, a los trece dias del mes de Noviembre de mil novecientos quince.

P. A. DIEZ CANSECO, Presidente del Senado.

F. TUDELA, Presidente de la Cámara de Diputados.

PEDRO ROJAS LOAYZA, Senador Secretario.

LUIS ALBERTO CARRILLO, Diputado Secretario.

Al Excmo. señor Presidente de la República.

Por tanto: mando se imprima, publique i circule i se le dé el debido cumplimiento.

Dado en la Casa de Gobierno, en Lima, a los catorce dias del mes de Noviembre de mil novecientos quince.

JOSÉ PARDO.

A. García y Lastres.

Decreto reglamentario de la lei sobre impuesto a los minerales

El Presidente de la República.;

Para el mejor cumplimiento de la lei N.º 2187;

Decreta:

ARTÍCULO PRIMERO. Para verificar embarques de minerales con destino al extranjero, los interesados presentarán a la aduana del puerto

de embarque, o al resguardo, si fuese puerto menor o caleta habilitada, una póliza por cuadruplicado en que se espresen las siguientes condiciones:

- a)—Nombre del propietario o razon social a que pertenezca el producto;
- b)—Nombre del vapor en que se embarca i puerto de destino;
- c)—Marca, número i cantidad de bultos;
- d)—Artículo que se esporta, clase i lei de cada mineral;
- e)—Peso bruto en kilogramos;
- f)—Procedencia del artículo, espresando el nombre de la mina i su ubicacion;
- g)—Valor del artículo en armonía con la cotizacion de la fecha del embarque;
- h)—Importe del derecho de esportacion que debe pagar con sujecion a la lei.

ART. 2.^o—Los representantes o propietarios de los productos minerales pondrán por escrito en conocimiento de la aduana a que corresponde el puerto por donde efectuarán su esportacion, el agente o persona a quien autorizan bajo su responsabilidad, para correr con los despachos i pagos de los derechos.

ART. 3.^o—El gobierno se reserva el derecho de tomar muestras, para hacer análisis, en los puertos de embarques i en los lugares de produccion o de beneficio, de inspeccionar las minas i fundiciones, de hacer análisis en estos establecimientos o en los laboratorios que designe el ministerio de hacienda i de ordenar a los cónsules en el extranjero que verifiquen el peso de los lotes embarcados i la lei de los metales en los establecimientos industriales a que se destinan.

ART. 4.^o—Los jefes de aduanas i resguardos tienen la obligacion de avisar por telégrafo diariamente, a la superintendencia jeneral de aduanas los embarques que se verifiquen y de mandar por el primer vapor que salga para el Callao, despues de la declaracion de los esportadores, la muestra que esa superintendencia le pida i los informes pertinentes a cada embarque a fin de que cuando se estime conveniente se practique el análisis de los minerales o sustancias metalúrgicas embarcadas para deducir dentro de los noventa dias posteriores la responsabilidad que puede derivarse por lo embarcado.

ART. 5.^o En las pólizas a que se refiere el artículo 1.^o, los interesados harán las liquidaciones de los derechos de aduana que adeuden por el lote de minerales o sustancias metalúrgicas embarcadas i serán rectificadas por el empleado de Aduana encargado de contratar el embarque en los puertos o caletas. En las otras aduanas la certificacion se hará por los contadores de ellas i en la del Callao por el jefe de liquidaciones.

ART. 6.^o—Toda póliza de embarque deberá ser acompañada de tres ejemplares del conocimiento espedido por el capitan de la nave o por la compañía de vapores a que pertenezca, a fin de que haya completa uniformidad en

las declaraciones de peso, marca, contenido, oríjen i destino de la carga declarada en las pólizas i de lo recibido en la nave.

ART. 7.º—Los embarcadores acompañarán a la póliza junto con los tres ejemplares del conocimiento una letra en tres ejemplares por el valor de los derechos que adeude la mercadería embarcada. Dicha letra será jirada por el propietario de los productos o por su representante debidamente constituido a la órden de la Junta de Vijilancia de la emision de cheques circulares. Si el propietario o su representante no pudieran hacer directamente el jiro, darán en sustitucion de la letra una carta-órden a favor de la misma Junta, contra la compañía, banco, casa comercial o ajentes en Lima que debe realizar el pago de los derechos de esportacion, la que se hará efectiva inmediatamente que se presente por dicha Junta esta órden de pago.

ART. 8.º—Los administradores de las aduanas darán cuenta en cada vapor a la superintendencia jeneral de aduanas, de las operaciones realizadas i de las letras u órdenes que hayan enviado a la referida Junta i dicha superintendencia lo comunicará a la direccion del tesoro, remitiéndole tambien un ejemplar del conocimiento de cada embarque i conservando el tercer ejemplar en el archivo de la aduana. En el libro que lleva la contaduría jeneral de aduanas para el registro de los embarques de productos de esportacion afectos a derechos, se anotarán asimismo los embarques de mineral que se realicen, a fin de conocer con exactitud i oportunidad la esportacion de ellos, el producto, la responsabilidad de los embarcadores o propietarios i la suma a cargo de la Junta de Vijilancia. Mensualmente se enviarán los respectivos estados a la direccion del tesoro.

ART. 9.º—Las pólizas de esportacion serán las mismas que actualmente se usan para pedir al consumo la mercadería de importacion miéntrás se imprimen las especiales destinadas a ese objeto, i con letra roja i por medio de un sello de goma se estampará en ellas la palabra *mineral*.

ART. 10.º—La Superintendencia jeneral de aduanas mandará imprimir en el dia en la Casa de Moneda pólizas de esportacion de minerales. Esas pólizas serán de color, amarillo, se enviarán con cargo a la Compañía Recaudadora de Impuestos para su venta en la forma que se hace actualmente con las de importacion.

ART. 11.º—Las aduanas o resguardos, en su caso, formarán por duplicado un manifiesto por menor de los embarques de los productos afectos, en vista de los conocimientos i pólizas i remitirán en el vapor inmediato un ejemplar a la Aduana del Callao.

ART. 12.º—Si a última hora se hubiera embarcado mayor número de bultos o con mayor peso, o si por el contrario no se hubieran completado los embarques, se hará constar en el referido manifiesto esas circunstancias, indicándose las causas.

ART. 13.º—Las faltas de bultos en los manifiestos o la diferencia de peso o contenido será penada con una multa igual al valor de las mercaderías omitidas.

ART. 14.^o—Las diferencias con respecto a los conocimientos orijinales serán asimismo penadas con los respectivos derechos de esportacion.

ART. 15.^o—Cuando resulten a bordo minerales afectos a derechos de esportacion por los que no se haya corrido póliza, caerán aquellos en comiso, debiendo la aduana o el resguardo disponer su inmediato desembarque i si esto no fuera posible se penará a la nave o su representante con el depósito del valor de la mercadería, sin perjuicio de la responsabilidad que pudiera afectar a otras personas ajenas a la nave.

ART. 16.^o—Aparte de los medios de que dispongan las aduanas i resguardos para controlar la conformidad de las declaraciones de los conocimientos, pólizas i manifiestos con los minerales embarcados deberán los administradores de las aduanas próximas, poner el mayor celo para descubrir cualquiera incorreccion, dando cuenta a la superintendencia jeneral del ramo i por el próximo vapor al del embarque comunicar a la Aduana inmediata dónde debe hacer escala la nave i al cónsul del Perú en el puerto de destino, lo que cada nave conduce, para que éstos inquieran por medio de las aduanas, instituciones de comercio, publicaciones oficiales o de merecido crédito i otros medios análogos, la veracidad de los datos consignados en estos documentos en relacion con las mercaderías conducidas por las naves, dando cuenta a la indicada superintendencia, la que informará al Gobierno en caso de que se haya pretendido defraudar al fisco, para que se imponga las multas consiguientes a las naves o embarcadores, en armonía con el monton o naturaleza de la falta.

ART. 17.^o—Todo propietario o esplotador de una o varias minas o de oficinas de beneficio, por sí o por medio de representante legal, presentará mensualmente en el ministerio de hacienda en los diez primeros dias de cada mes, una relacion de los productos de las minas u oficinas durante el mes anterior conforme a los modelos que le proporcione dicho ministerio, donde se espresen la cantidad, clase i lei de los minerales estraidos i esportados.

ART. 18.^o—Las letras que se den en pago de derechos serán a satisfaccion de la Junta de Vijilancia de la emision de cheques circulares. La misma Junta podrá recibir los derechos en libras esterlinas cuando no llegue su monto a cuarenta libras.

ART. 19.^o—Comuníquese por telégrafo este decreto a las aduanas i resguardos para su inmediata ejecucion i a fin de que se hagan efectivos en el dia los derechos de esportacion por todo mineral para embarcarse o embarcado en naves que se hallen en aguas territoriales.

Dado en la casa de Gobierno, en Lima, a los 15 dias del mes de Noviembre de 1915.

JOSÉ PARDO.

A. García y Lastres.



Situación de los mercados de minerales, metales i combustibles. Abril 30 de 1916

COBRE.—En 15 de Abril, el *stock* europeo de cobre era de 20 030 toneladas, i como en 31 de Marzo sólo era de 17,201 toneladas, ha aumentado 2,829 toneladas en la primera quincena del mes pasado.

Estas cifras son interesantes, por mostrar el primer aumento registrado en los *stocks* despues de continuas disminuciones. Sin embargo, los precios se sostienen firmemente, cotizándose el *standard* a £ 131 al contado i £ 124,10.0 tres meses; *best, selected*, que escasea mucho en Lóndres, de £ 135 a £ 137 i electrolítico de £ 139 a £ 141.

ESTAÑO.—Aunque el consumo ingles se ha mostrado retraido, el mercado no ha carecido de animacion a causa de la gran demanda que de metal há habido para embarques a Rusia i Francia. Los embarques de Estrechos no han sido grandes en Abril; i se esperan, por tanto, estadísticas favorables. La situación continúa siendo excelente.

Se cotiza el *standard* en Lóndres, a £ 200 al contado i £ 198 tres meses.

PLOMO.—Este mercado ha estado desanimado en Lóndres la semana pasada. La demanda de los consumidores es pequeña, pero como al mismo tiempo los suministros son reducidos, la situación es firme, con ligerísimas oscilaciones en los precios.

Se cotiza en Lóndres el plomo español de £ 34,5.0 a £ 34.15.0.

Los fundidores de Cartajena no han fijado todavía los precios que habrán de rejir para el plomo i la plata para las entregas que se hagan durante este mes.

ZINC.—Muy firme, habiendo subido los precios. Los consumidores ingleses han hecho buenas compras, tanto para entregas prontas como para embarques, que alcanzan hasta Setiembre. En América, el mercado es firme i tambien los productores han subido los precios en vista del desarrollo

de la demanda. Las naciones aliadas han colocado importantes ordenes para embarques hasta fin de año.

El precio oficial en Lóndres es de £ 103 a £ 93.

PLATA.—*Standard*, 31 3/16 d; plata fina, 33¹¹/₁₆ d.

ANTIMONIO.—Nominal.—El precio para el Gobierno ingles sigue siendo el de £ 95. En España se vende al precio de 4,500 pesetas tonelada.

ALUMINIO.—Nominal.—El precio a que paga el Gobierno ingles es el de £ 155. En América ha bajado 10 céntimos por libra.

MERCURIO.—£ 16,10.0 por frasco.

NÍQUEL.—£ 225 por tonelada.

PLATINO.—202 s. por onza.

BISMUTO.—11 s. por libra.

CADMIO.—7s. 6d. a 8s. por libra.

SULFATO DE COBRE.—£ 52 en Lóndres, por tonelada

LATON:

Alambre, 1 s. 4 3/8d. por libra.

Tubos, 1 s. 5 d. por libra.

Planchas, 1 s. 4 7/8 d. por libra.

MINERALES:

Molibdenita (90 por 100 MoS₂ mínimo), 105 s. por unidad.

Wolfram (70 por 100 WO₃ puro), 55 s. por unidad.

Scheelita (70 por 100 WO₂), 55 s. por unidad.

Mineral de cromo.—Precio base de 50 por 100 Cr₂ O₃, 36 s. por tonelada; escala 2 s.

MERCADO DE METALES EN BILBAO.—La casa *Martínez i Otero*, de Bilbao, cotiza los precios siguientes (3 de Abril):

Precio como base del LINGOTE de:

Cobre, 358; Laton, 316; Estaño, 590; Aluminio, 1,200; Metal delta, 413
Alpaca, 950; Plomo, 83; Antimonio, 450 pesetas los 100 kilos.

Metales blancos para anti-fricción garantizados extra:

Babbit, 340; Tandem, 450; Atlas, 410; Atlas, M. B., 450; Magnolia, 350 pesetas los 100 kilos.

ÚLTIMOS PRECIOS DE LÓNDRES.

Telegramas de la Casa *Bonifacio López Bilbao*:

<i>Cobre</i> .—Cobre standard, al contado.....	£ 131.0.0
— Best selected.....	136.0.0
— Electrolítico.....	140.0.0
<i>Estaño</i> .—G. M.....	200.0.0
— Ingles, lingotes.....	206.0.0
— — barritas.....	207.0.0
<i>Plomo</i> .—Español sin plata.....	.342.6
<i>Plata</i> .—En barras stand, por onza Peniques.....	31 ³ / ₁₆
<i>Antimonio</i> .—Régulo.....	95.0.0

MERCADO SIDERÚRJICO ESPAÑOL

Precios de la *Central Siderúrgica*:

	Pesetas por 100 kilogramos
Redondos i cuadrados, segun dimensiones.....	De 42 a 46
Pletinas i llantas, segun dimensiones.....	De 42 a 44
Flejes, segun dimensiones.....	De 45 a 54
Angulos i T.....	44
Vigas I de 8 cm. a 24 cm.....	De 42 a 43
Vigas de 25 cm. a 32 cm.....	44
Hierro en U de 3 a 14 cm.....	44
Hierro en U de 16 a 24 cm.....	45
Chapas de 5½ i mas milímetros.....	45
Chapas de 3 a 5 milímetros.....	47
Planos anchos.....	45
Chapas para calderas.....	48
Hierros comerciales al carbon vegetal, sobre precio.....	2

Comparacion de precios medios en Inglaterra de *minerales de hierro, lingote, i hierros i aceros comerciales.*

Mineral de hierro:

Productos	Abril 20 1916 s d	Abril 13 1916 s d	Abril 1915 s d
Rubio, Middlesbrough.....	39 6	40 0	30 6
Hematites (Costa Oeste, en las mi- nas).....	—	—	—

Lingote:

Fundicion núm. 3, Middlesbrough...	92 0	98 0	66 0
Warrants Middlesbrough.....	...	96 0	65 10
Warrants escoceses, Glasgow.....	96 0	102 0	72 0
Warrants de hematites, W. Coast....

Hierros:

Staffordshire	£ s d	£ s d	£ s d
Barras, S.....	15 0 0	15 0 0	10 10 0
Barras comunes.....	13 15 0	14 0 0	9 7 6
Carriles de acero.....	10 17 6	10 17 6	7 12 6
Chapas galvanizadas.....	28 0 0	28 0 0	15 10 0
Angulos, Middlesbrough.....	11 2 6	11 2 6	9 5 0
Angulos, Glasgow.....	...	14 0 0	9 10 0
Planchas para la marina, Middles- brough.....	11 10 0	11 10 0	9 10 0
Planchas Glasgow.....	...	13 5 0	9 7 6
Planchas para calderas, Glasgow.	...	14 5 0	10 5 0
Hojalata Bessemer, South Wales.	33/0-33/6	33/0-33/6	17/0-17/3

PRECIOS DE LOS FERROS I DE ALGUNOS MINERALES I METALES EN INGLATERRA

Segun *The Iron and Coal Trades Review*, los precios actuales de los ferros i metales empleados en la fabricacion del acero son los siguientes:

Ferrocromo: 4-6 por 100 C, £ 38 por tonelada, base 60 por 100, escala 12 s. 6. d. por unidad.

Ferrocromo: 6-8 por 100 C, £ 36 10 0 por tonelada, base 60 por 100, escala 10 chelines por unidad.

Ferrocromo: 8-10 por 100 C, £ 35 por tonelada, base 60 por 100, escala 10 s. por unidad.

Ferrocromo: Especialmente refinado, garantizado máximo 2 por 100 C, en pequeños pedazos para ser empleado en las mejores calidades de acero al crisol £ 86 por tonelada base 60 por 100, escala 24 chelines 3 peniques por unidad.

Ferrovandio: 33-40 por 100 Va, 15 s. por libra de vanadio contenida en la aleacion.

Níquel: en cubos, 98-99 por 100, escaso, £ 210 a 230 por tonelada.

Ferrosilicio: 75 por 100, £ 48 por tonelada, base 75 por 100 de sílice con escala de 8 s. por unidad.

Ferrosilicio: 45-50 por 100, £ 28,10.0 por tonelada, base 45 por 100, escala 7 s. 6. d. por unidad.

Ferrotitano: 15-18 por 100 Ti i 5-8 por 100 C, 6½ peniques por libra.

Tungsteno metal: 96-98 por 100, 6s, 3 d. por libra.

Ferrotungsteno: 80-90 por 100, 6 s. 1 d. por libra de tungsteno contenido.

Ferromolibdeno: 65-85 por 100 Mo, 18s. por libra de molibdeno contenido.

Cobalto, metal: 96-98 por 100, 8 s. por libra.

Aluminio: 98-99 por 100, £ 155 por tonelada.

Ferrofósforo: 20-25 por 100, £ 16,10.0 por tonelada, base 20 por 100, escala 10 s. por unidad.

Manganeso metálico: 90-95 por 100, sin carbono, 2 s. 8. d. por libra.

Estos precios son netos i entregados en las fábricas de acero de Scheffield

REVISTA MINERA, METALÚRGICA Y DE MINERÍA.



Negocios de Mica

El señor Charles P. Storrs, de la Storrs Mica C.^o, Estados Unidos, ha venido al país con el objeto de tomar negocios de mica; pero en la imposibilidad de encontrar rápidamente lo que buscaba hubo de regresar dejando en la Secretaría de la Sociedad Nacional de Minería, Moneda 759, el encargo de recopilarle los antecedentes, muestras, etc., que los interesados quieran enviar para entrar en negociacion.

Damos el presente aviso a fin de cumplir así los deseos del señor Storrs.

Seccion Informativa

BRADEN COPPER CO.

ESTADÍSTICA DE LA PRODUCCION.—JULIO DE 1915 A MAYO 1916

	Julio	Agosto	Setbre.	Octbre.	Novbre.	Dicbre.	Enero	Febrero	Marzo
Toneladas de mineral remitidos de la mina al molino.....	88 910	102 010	89 123	120 111	126 364	136 017	110 828	126 005	136 727
Toneladas tratadas en el molino (toneladas secas)	86 919	101 465	89 361	121 090	123 277	138 186	110 541	125 533	135 778
Porcentaje de cobre.....	2.08	2.18	2.07	2.15	2.13	2.20	2.20	2.05	2.21
Toneladas de concentrados producidos.....	7 390	8 698	8 093	10 708	10 426	12 540	10 818	10 969	12 133
Concentrados fundidos (toneladas).....	8 445	8 447	8 436	11 301	9 412	11 313	12 319	8 931	13 350
Cobre producido, toneladas.....	1 438	1 429	1 610	1 863	1 841	1 913	2 278	1 589	2 703

Sociedad Nacional de Minería

DIRECCION DE LA DEPARTAMENTO

Director
César Soto

Subdirector
Juan José Cordero

Asesor Jurídico

Asesor Técnico

Asesor Científico

Asesor de Relaciones Públicas

Asesor de Estudios

Asesor de Investigación

Asesor de Planificación

Asesor de Evaluación

Asesor de Estadística

Asesor de Contabilidad

Asesor de Finanzas

Asesor de Marketing

Congreso Chileno de Minas y Metalurgia

El Ministerio de Minería y Petróleo, en el marco de su política de promoción y desarrollo del sector minero, tiene el honor de invitar a participar en el Congreso Chileno de Minas y Metalurgia, que se celebrará en Santiago de Chile, el día 15 de mayo de 1984.

Este Congreso tiene como objetivo principal el intercambio de experiencias y conocimientos en el campo de la minería y la metalurgia, así como la difusión de los avances científicos y tecnológicos alcanzados en estos sectores.

El Congreso estará dividido en dos secciones: Minas y Metalurgia, cada una de ellas con su respectiva programación de conferencias, talleres y exposiciones.

El costo de participación en el Congreso es de \$ 100.000, que incluye el transporte aéreo de ida y vuelta, el alojamiento en un hotel de categoría superior, el desayuno y el almuerzo diario, así como el transporte terrestre dentro de Chile.

Las inscripciones se deben realizar en el Departamento de Promoción y Desarrollo del Sector Minero, calle Alameda 1234, Santiago de Chile, hasta el día 10 de mayo de 1984.

Para mayor información, favor dirigirse al Departamento de Promoción y Desarrollo del Sector Minero, teléfono 2234567.

Este Congreso es una iniciativa conjunta del Ministerio de Minería y Petróleo y del Fondo Nacional de Desarrollo Científico y Tecnológico (FONDECYT).

El Departamento de Promoción y Desarrollo del Sector Minero agradece de antemano la participación de todos los interesados en este importante evento.

