

# BOLETIN

DE LA

# Sociedad Nacional de Minería

## DIRECTORIO DE LA SOCIEDAD

—♦—

**Presidente**  
Cárls Besa

**Vice-Presidente**  
Cesáreo Aguirre

**Director Honorario**  
ALBERTO HERRMANN

Andrada, Telésforo  
Avalos, Cárls G.  
Chiapponi, Márcos  
Echeverría Blanco, Manuel  
Elguin, Lorenzo

Gallardo González, Manuel  
Gandarillas, Javier  
González, José Bruno  
Lecaros, José Luis  
Lira, Alejandro

Martinez, Aristides  
Pinto, Joaquin N.  
Pizarro, Abelardo  
Schneider, Julio  
Tirapegui, Maulen

**Secretario**  
ORLANDO GHIGLIOTTO SALAS

Proyecto para la instalacion de un establecimiento de beneficio de minerales de cobre con una capacidad anual de seis mil toneladas de cobre fino.

### I

El establecimiento beneficiará minerales de cobre sulfurados, cuya composicion es la siguiente:

Au		1 C. M.
Ag		7 D. M.
Cu	8.0 %	
Fe	14.5	
Pb	3.0	
Zn	2.0	
S	17.5	
SiO <sub>2</sub>	28.0	
FeO	15.0	
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	6.0	
CaO, MgO	5.5	
	99.5	

(Si los minerales sulfurados son de baja lei, primero se tratará de concentrarlos; o se mezclarán con minerales oxidados ricos en cobre para formar ejes, o se recurrirá a la fundicion pirítica o a un tratamiento por via húmeda).

La capacidad del establecimiento será de 230 toneladas diarias o de 82,800 toneladas al año de 360 días, i con una lei de 7,5%, admitiendo una pérdida total de 0,5% (que corresponde mas o ménos como se verá a 0,4% en la escoria i 0,1% en polvos por arrastre i por volatilizacion), la cantidad efectiva de cobre estraído será de 6,200 toneladas de cobre fino.

La estraccion del cobre se hará por via seca (fundicion) que en el caso de nuestros minerales es mas conveniente que la via húmeda (p. 178 *Schnabel, Traité théorique et pratique de Metallurgie; cuivre, plomb, argent, or, traduit par L. Gautier, Paris, 1896*).

Las operaciones principales a que será sometido el mineral son las siguientes:

1.<sup>a</sup> Tuesta en hornos Mc. Dougall (que, como se verá despues, son los que dan mejor resultado), para bajar la lei en azufre a 4%, a fin de obtener una mata con lei de cobre conveniente.

2.<sup>a</sup> Fundicion del mineral tostado en horno de viento de chaqueta de agua, para obtener un eje de 45% de cobre, que es el mas conveniente para el tratamiento siguiente (p. 539, *Peters, Modern copper smelting, New York, 1898*); i páj. 80, *Hixon, Lead & copper smelting, New York*). Aunque matas de cobre mas ricas en este metal, tambien son apropiadas para el tratamiento siguiente, nos habria sido mas dispendioso el hacerlas, pues habríamos tenido que llevar la tuesta mas adelante, con un gasto considerable en los hornos Mc. Dougall (gasto de tiempo, luego necesidad de mayor número de hornos, i de mas combustible). Para la fusion del mineral tostado se ha preferido el horno de cuba al de reverbero, i el de chaqueta de agua al de ladrillos, por admitir que en nuestro caso es preferible (*Schnabel* obra citada, pájs. 18, 19 i 20; i las observaciones sobre el empleo de la madera i hulla que da Peters en su obra mencionada, en las pájs 346 a 348) (Se suele emplear el horno de reverbero al lado del de cuba, para fundir los finos, cuando son abundantes i no se trasforman en briquetes o ladrillos).

3.<sup>a</sup> Conversion o tratamiento en convertidores, de la mata de cobre hasta obtener cobre de 99 o mas por ciento.

4.<sup>a</sup> Fundicion del cobre en barra de los convertidores para obtener placas para anodos. (A veces se prefiere refinar en reverberos el cobre de los convertidores ántes de electrolizarlo).

5.<sup>a</sup> Electrólisis del cobre.

6.<sup>a</sup> Fundicion de los catodos en reverbero para terminar su refinacion i para obtener barras.

Las tres últimas operaciones no serán tratadas aquí.

## CÁLCULO DE LAS CARGAS DEL HORNO DE VIENTO

### COMPOSICION DE LA MATA

Es difícil resolver la cuestion, sin esperimentacion ninguna de saber hasta qué lei conviene bajar la del azufre en el mineral en la tuesta. Bajarla mucho,

exige mayor gasto de combustible i de tiempo, luego necesidad de mas hornos de tuesta. Bajarla poco significa mayor cantidad de mineral que hai que tostar, luego mas tiempo (mas hornos) i mas combustible.

El grado de tuesta depende de la lei en cobre que se desea dar a la mata, la cual será de 45%. Veamos entónces cuál es la composicion de la mata, qué cantidad de azufre necesita i luego, qué cantidad de azufre debe quedar en el mineral tostado.

Los componentes de la mata son, la totalidad del cobre (escepto las pérdidas que se desprecian en este cálculo, por no influir grandemente) tres cuartas partes del plomo, la mitad del zinc i el fierro necesario para combinarse con el resto de azufre.

Del mineral entran en la mata:

$$8\% \text{ Cu, } \frac{3}{4} \times 3 = 2,25\% \text{ Pb, i } \frac{1}{2} \times 2 = 1\% \text{ Zn}$$

i la lei de estos cuerpos en la mata es:

$$45\% \text{ Cu} \qquad 12.66\% \text{ Pb} \qquad 5.62\% \text{ Zn}$$

i la de los sulfuros correspondientes,

S Cu <sub>2</sub>	56.34
S Pb	14.62
S Zn	8.43
S Fe (el resto)	20.61
	100.00

La cantidad de azufre correspondiente a estos sulfuros es:

Al S Cu <sub>2</sub>	11.34% S
Al S Pb	1.96 » »
Al S Zn	2.81 » »
Al S Fe	7.49 » »
	23.60% S

La cantidad de azufre necesaria para formar la mata es el 23,60% de ésta.

La relacion entre el azufre i el cobre (o el plomo, etc.) en la mata i en el mineral tostado debe ser una misma. En la mata es de  $\frac{23.60}{45}$ , en el mineral tostado será de  $\frac{x}{8}$ .

$$\text{Luego } \frac{23.60}{45} = \frac{x}{8}$$

$$\text{i } x = 4.2\% \text{ S (en el mineral tostado).}$$

Se puede aceptar que el mineral tostado hasta este grado, da un eje de 45%, pues aunque algo del azufre se volatiliza o escapa como anhídrido sulfu-

roso ( $\text{S O}_2$ ) (8-10% S) (a espensas del oxígeno de los óxidos), lo que significa una mayor lei de cobre en la mata, esta pérdida de azufre se equilibra con la entrada de fierro metálico (o formación de  $\text{S Fe}_2$ ) i de escoria mecánicamente mezclada (el eje tiene 90-95% de sulfuros, siendo el resto escoria) que hacen bajar la lei en cobre de la mata.

## COMPOSICION DE LA ESCORIA

La proporcion relativa de los elementos del mineral crudo o tostado, que van a formar la escoria no varía.

Esa proporcion es (ver composicion del mineral crudo):

$\text{SiO}_2$ .....	28.0
$\text{FeO}$ .....	15.0
$\text{Al}_2\text{O}_3$ .....	6.0
$\text{CaO, MgO}$ .....	5.5

Ademas de estos cuerpos, entra en la escoria el óxido de fierro proveniente del fierro combinado al estado de sulfuro en el mineral, i que no entra en la mata. Veamos qué cantidad es:

En la mata entran 20.61% de  $\text{SFe}$ , que corresponden a 13.12% Fe. La proporcion del fierro i cobre en la mata es:  $\frac{13.12}{45}$ ; en el mineral crudo será:

$\frac{x}{8}$ . Luego, la cantidad de fierro del sulfuro del mineral que entra en la mata, se deduce de la ecuacion:

$$i \quad \frac{x}{8} = \frac{13.12}{45} = 2.33\% \text{ Fe}$$

Como el mineral tiene 14,5% Fe de sulfuros, de los cuales solo 2,33% van en la mata, el resto de 12,17% Fe irá a formar parte de la escoria, como óxido. Los 12,17% Fe producen 15,64%  $\text{FeO}$ .

Así, pues, los elementos para formar la escoria están en la proporcion siguiente, siendo su lei la que se indica al lado:

$\text{SiO}_2$	28.—	(x 1.425)	39.9%
$\text{FeO}$	30.64	(x 1.425)	43.7 »
$\text{Al}_2\text{O}_3$	6.—	(x 1.425)	8.6 »
$\text{CaO, MgO}$	5.5	(x 1.425)	7.8 »
	<u>70.14</u>		<u>100 0</u>

La escoria, teniendo esta composicion, puede ser mui ácida (Schnabel, obra citada, páj. 79; Furman, *A manual of practical assaying*, New York, 1905, páj. 429). Seria cuestion de esperimentacion ver si conviene dejar la escoria con 39,9% de  $\text{SiO}_2$  o bajar su lei, agregando un flujo básico arjentífero. En el primer caso talvez la fusion sería mas difícil, se necesitaria mayor temperatura

i combustible i probablemente tiempo, disminuyendo el rendimiento del horno. (En los grandes hornos de soplete de Montana (EE. UU.) se obtienen escorias hasta con 48 % de sílice).

En el segundo caso, el rendimiento seria mayor, se aprovecharia la plata del fundente, pero habria que fundir mayor cantidad de materia (el flujo). Supongamos que bajemos la lei de la escoria en sílice a 35 %. El flujo básico que usaremos es una caliza de la composicion siguiente:

CaO	44.—	}	47.—%	}	54.— %
MgO	3.—				
FeO		6.—			
SiO <sub>2</sub>		1.—			
Co <sub>2</sub>				46.— %	
				100.00 %	
Ag	8 D. M.				

Veamos la cantidad de componentes de escoria que suministra el mineral. Se funden diariamente, previa tuesta, 230 toneladas de mineral crudo que tienen:

2.3 × 28.—	=	64.4 toneladas	SiO <sub>2</sub>
2.3 × 30.6	=	70.4	» FeO
2.3 × 6.—	=	13.8	» Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>
2.3 × 5.5	=	12.7	» CaO, MgO

161.3 toneladas de materia para la escoria.

Sea x la cantidad de flujo calizo que a esa cantidad hai que agregar. Expresemos que la cantidad de SiO<sub>2</sub> en la escoria es el 35 % de su peso. Entónces

$$\begin{aligned}
 (161.3+x) \frac{35}{100} &= 64.4 + \frac{x}{100} \\
 5645.5 + 34x &= 6440 \\
 x &= 23.4 \text{ toneladas}
 \end{aligned}$$

Como el flujo solo tiene 54.—% de materia para formar escoria, deberemos tomar de él,  $\frac{23.4 \times 100}{54} = 44$  toneladas de caliza.

Estas 44 toneladas tienen:

CaO, MgO	20,68 toneladas	
FeO	2,82	»
SiO <sub>2</sub>	0,44	»
Ag	0,0352	»

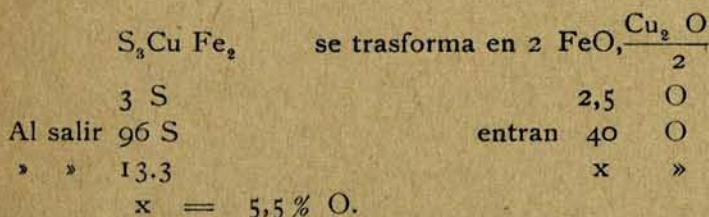
Ademas de esto, entra en la composicion de la escoria, la ceniza del coke. La cantidad de éste en la carga, para grandes hornos como el nuestro i con viento frio, es 8% de la carga incluyendo el coke. El coke tiene 9.2 % de ceniza.

Determinemos cuál es la carga total para saber cuál es la cantidad de coque.

La carga total del horno se compone del mineral, del flujo i de las escorias ricas de los convertidores.

El peso del mineral que hai que fundir corresponde a las 230 toneladas de mineral tostado, cuyo peso, despues de la tuesta, calcularemos.

Los 17.5% S se trasforman, por la tuesta, en 4.2%; se escapan, pues, 13.3%. Las piritas se trasforman en óxidos. Su fórmula es  $S_3 Cu Fe_2$  (despreciado las pequeñas cantidades de azufre correspondientes al plomo i zinc porque el cálculo no es mui exacto, ya que despues de la tuesta quedan tambien sulfatos). Por la tuesta:



Salen 13.3% de azufre i entran 5.5% de oxígeno, de modo que la disminucion de peso es de 7.8%; pongamos 8%, ya que el cálculo no es exacto. Entónces las 230 toneladas de mineral crudo se reducen a 210 toneladas de mineral tostado.

El peso de las escorias de los convertidores (que se ha calculado previa i aproximadamente, como se verá mas adelante) es de 38 toneladas (que solo se agregarán despues del primer dia de trabajo, cuando las haya). (Ellas no modifican la fusibilidad de la carga por ser fácilmente fusibles).

La carga del horno es:

Mineral tostado.....	210 toneladas
Flujo calizo.....	44 »
Escoria de convertidores...	38 »
—	
Total.....	292 toneladas

Luego la cantidad de coque es  $\frac{2,92 \times 8}{92} = 25.4$  toneladas i la de ceniza es  $25.4 \times 0.092 = 2.336$  toneladas.

La composicion de la ceniza i su cantidad es:

SiO <sub>2</sub>	50%	.....	1.1680
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	30%	.....	0.7008
CaO	20%	.....	0.4670

La cantidad total de materia en la escoria es (sin considerar la escoria de los convertidores que no perjudica su fusibilidad):

	SiO <sub>2</sub>	FeO	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO, MgO
Mineral...	64.4	70.4	13.8	12.7
Flujo.....	0.4	2.8	.....	20.7
Ceniza....	1.0	.....	0.7	0.5
	<u>65.8</u>	<u>73.2</u>	<u>14.5</u>	<u>33.9</u>

En total, 187.4 toneladas de escoria.

Multiplicando por 0.5342 las cantidades de SiO<sub>2</sub>, FeO, Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, CaO, MgO, se tiene la composición centesimal, que es la siguiente:

SiO <sub>2</sub>	35.1%
FeO	39.1 »
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	7.7 »
CaO, MgO	18.0 »
	<u>99.9%</u>

La escoria contiene también óxidos de Pb i Zn provenientes de los sulfuros, i que no forman parte de la mata. Esta cantidad alcanza a más o menos 1% i no se ha tomado en cuenta por influir poco en la calidad de la escoria.

#### PÉRDIDA DE COBRE EN LA ESCORIA

El total de escorias es de 225.4 toneladas:

Escoria del horno.....	187.4 toneladas
Escoria de los convertidores..	38 0 »

Admitiendo que la escoria lleva 0.4% Cu, el cobre perdido en la escoria llega a  $2.254 \times 0.4 = 0.9016$  toneladas Cu.

(Nótese que cuando se dice que la pérdida de cobre en la escoria es de 0.4%, esto no significa que en el mineral se pierde 0.4% de su lei en cobre. Esto puede ser una coincidencia. En jeneral no es así.

En nuestro caso en que la pérdida de cobre de 0.4% en la escoria, equivale a 0.9016 toneladas, equivale en el mineral a:  $\frac{0.9016}{230} = \frac{x}{100}$

$$x = 0.392\% \text{ cobre}$$

Esta diferencia se hace más notable en caso de minerales ricos.

Por ejemplo: Supongo que las gangas formen el 50% del mineral i que formen una escoria fluida sin fundentes, i que ésta lleve 0.5% de cobre.

Este 0.5% de cobre corresponde solo a 0.25% de cobre en el mineral por ser éste el doble que las gangas o escorias.

También se suele espesar la pérdida refiriéndola a la cantidad de cobre que en nuestro caso es de 8% siendo aquélla de 0.5%.

La pérdida sería de 6.25% del cobre total, o sea que se aprovecha el 93.75% de cobre. Además del cobre perdido en la escoria, algo se pierde en los polvos).

## PÉRDIDA DE PLATA EN LA ESCORIA

La escoria contiene mas o menos 0,15 D. M. de plata. La cantidad total de este metal en la escoria será:

$$\frac{225.4 \times 0.15}{10000} = 0,0033 \text{ toneladas de plata,}$$

lo que corresponde en % de la cantidad total de plata en el mineral tostado a

$$\frac{x}{100} = \frac{0.0033}{0.138}$$

$$x = \frac{0.33}{0.138} = \frac{330}{138} = 2.4 \%$$

Pero por la volatilizacion durante la fusion, admitiremos que la pérdida total en esta operacion es de 5%

## CÁLCULO DE LA CANTIDAD DE EJE

La lei aprovechable de cobre en el mineral es de 7.5%, admitiendo que la pérdida total de cobre es de 0.5% (escorias, polvos &). Siendo 45% la lei en cobre de la mata, 230 toneladas de mineral las que se funden, con 7.5% de cobre aprovechable, i x la cantidad de mata:

$$45 x = 230 \times 7.5$$

$$x = 38.4 \text{ toneladas de mata con } 21,63$$

tons. S Cu, i con 17.28 tons Cu.

La concentracion del cobre mineral en la mata es  $\frac{7.5}{45} = \frac{1}{6}$ .

Sobre la concentracion del cobre en la mata consúltese: Lange, Matte Smelting, 1903, New York.

## CÁLCULO DEL ORO I PLATA EN EL EJE

La plata i oro al concentrarse en el eje han experimentado dos pérdidas, en las operaciones de tuesta i fusion. Por la primera, supongo que la lei en plata haya disminuido a 6 D. M. o sea que la pérdida sea de 14%. La pérdida del oro es despreciable.

En la fusion la pérdida de plata es el 5% de su cantidad, i la de oro, el 1%. La cantidad de plata en el mineral tostado es:

$$\frac{230 \times 6}{10000} = 0.1380 \text{ tons. Ag.}$$

i en el fundente calizo:

$$\frac{44 \times 8}{10000} = 0.0352 \text{ tons. Ag.}$$



El total de plata es 0.1732 tons.; disminuido en 5 %, da 0.1646. tons. i distribuidas en 38.4 toneladas de eje, corresponde a 42.86 D. M.

La cantidad de oro en el mineral es  $\frac{230 \times 1}{100\ 000} = 0,0023$  tons. Au.

Reducida en 1 %, esta cantidad es 0.002277 tons. Au que, en 38.4 tons. de mata, corresponde a una lei de 5.9 C. M.

En caso de querer bajar mas la lei en azufre del mineral, por una tuesta mas completa, a fin de evitar tostarlo todo, pero obteniendo siempre una mata de 45 % de cobre, vamos a dar un ejemplo de cálculo, que es algo distinto del anterior.

Supongo que se baje la lei en azufre a 2,8 %. Para hacer la mezcla se necesita conocer la composicion del mineral tostado, que se determina prácticamente. Como no tenemos el mineral, la calcularemos. El mineral, con 17.5 % S al reducir su lei a 2.8 %, pierde 14.7 % S.

Este azufre es reemplazado en parte por oxígeno. Hemos visto que

$$\begin{array}{r} 96 \text{ p. de S} \dots\dots\dots 40 \text{ p. de O} \\ 14.7 \text{ p. de S} \dots\dots\dots x \end{array}$$

$x = 5.0\%$  de oxígeno mas o menos, pues el cálculo no puede ser exacto ya que se forman algunos sulfatos, i no se ha tomado en cuenta la presencia de los sulfuros de plomo i zinc.

100 partes de mineral primitivo, crudo, se reducen entónces del modo siguiente i su lei es:

Cu	8.0	8.9 %
Fe	14.5	16.8 »
Pb	3.0	3.3 »
Zn	2.0	2.2 »
S	2.5	2.8 »
O	5.0	5.5 »
Si O <sub>2</sub>	28.0	31.3 »
FeO	15.0	16.7 »
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	6.0	6.7 »
CaO, MgO	5.5	6.1 »
	<hr/>	<hr/>
	89.5	100.3

o sea que 100 partes de mineral tostado equivalen a 112 partes de mineral crudo.

CÁLCULO DE LAS CANTIDADES DE MINERAL CRUDO I TOSTADO QUE HAI QUE MEZCLAR

Se obtendrá un eje de 45 % de cobre, i su cantidad será como en el caso anterior, de 38.4 toneladas, de las que 21.6 corresponden al S Cu<sub>2</sub>, i el resto, de 16.8 toneladas, corresponden a los sulfuros de plomo, zinc i fierro.

Se admite que la pérdida de cobre es de 0.5% en los productos inútiles, i que este número corresponde a 0.5% de la lei de mezcla. (En caso de no ser así, despues de hecho este cálculo, se puede determinar el número verdadero, conociendo la cantidad de escoria, i corregir el cálculo. Es de poca importancia por no producir grandes efectos).

Sean  $x$  la cantidad de mineral crudo, e  $y$  la de mineral tostado que deben mezclarse para fundir en 24 horas. El cobre contenido en estas cantidades es

$$\frac{8x + 8.9y}{100},$$

i en 100 toneladas de la mezcla habrá

$$\frac{8x + 8.9y}{x + y},$$

que es la lei en cobre de la mezcla. I la lei aprovechable será:

$$\frac{8x + 8.9y}{x + y} - 0.5 = \frac{7.5x + 8.4y}{x + y}$$

Las  $x + y$  toneladas de mineral producen 17.28 toneladas de cobre, luego

$$7.5x + 8.4y = 1728 \quad (1)$$

Para obtener otra ecuacion, espresemos que la suma de los pesos de los sulfuros de plomo, zinc i fierro es igual a 16.8 toneladas.

La cantidad de plomo que hai en las  $x + y$  toneladas de mineral es:

$$\frac{3x + 3.3y}{100},$$

la que entra en la mata es  $\frac{3}{4}$  de la anterior, i la de sulfuro correspondiente es:

$$\frac{3}{4} \times 1.134 \frac{3x + 3.3y}{100} = 0.0255x + 0.0280y \text{ toneladas de S P b}$$

La cantidad de zinc que hai en las  $x + y$  toneladas de mineral es:

$$\frac{2x + 2.2y}{100},$$

la que entra en la mata es  $\frac{1}{2}$  de la anterior i la de sulfuro correspondiente es:

$$\frac{1}{2} \times 1.5 \frac{2x + 2.2y}{100} = 0.015x + 0.0165y \text{ toneladas de S Z n}$$

La cantidad de S Fe resulta del azufre que sobra al deducir del total el correspondiente a los sulfuros de cobre, plomo i zinc de la mata.

El azufre correspondiente a los sulfuros de cobre, plomo, zinc que hai en las 38.4 toneladas de mata, es:

	Correspondiente al S Cu <sub>2</sub>		4.62 tons. S
»	al S Pb	0.1	$\frac{3x+3.3y}{100}$
»	al S Zn	0.25	$\frac{2x+2.2y}{100}$

La cantidad total de azufre de estos sulfuros es la suma de estas tres cantidades:

$$0.167x + 0.0192y + 4.62 \text{ tons. S.}$$

La cantidad total de azufre que hai en las  $x+y$  toneladas de mineral i que es tambien la de la mata, es:  $\frac{17.5x + 2.8y}{100}$

El azufre sobrante para el S Fe es la diferencia entre estos dos números:

$$0.175x + 0.028y - (0.167x + 0.0192y + 4.62)$$

i el S Fe correspondiente a este azufre es:  $S \times \frac{11}{4}$

o sea  $0.459x + 0.8528y - 12.705$

Entónces la suma de los sulfuros es:

S Pb	0.0255x + 0.0280y	
S Zn	0.0150x + 0.0165y	
S Fe	$0.4590x + 0.0528y - 12.70$	
	$0.4995x + 0.0973y - 12.7 = 16.8$	

que es la segunda ecuacion:

$$0.4995x + 0.0973y = 29.5 \quad (2)$$

De la ecuacion (1) se deduce:

$$x = 230 - 1.1125y$$

valor que introducido en la ecuacion (2) da:

	$y = 186.35$ toneladas
i	$x = 20.73$
x + y	$= 207.08$

## COMPOSICION DEL EJE

Se determinan las cantidades de sulfuros en las 38.4 toneladas de mata sustituyendo los valores de  $x$  e  $y$  en las expresiones de estas cantidades, i en seguida se determina el %.

El cálculo de la escoria se hace como anteriormente.

## DENSIDAD DE LA ESCORIA

Debe ser suficientemente distinta de la del eje a fin de que se pueda efectuar una buena separacion. En nuestro caso lo es.

Para un caso cualquiera puede recurrirse a los datos que da Lange en su libro «Matte Smelting» ya citado.

CANTIDAD DE FIERRO DEL SÚLFURO DEL MINERAL, SOBRANTE  
PARA LA ESCORIA

La cantidad total de fierro de pirita que hai en 230 toneladas de mineral crudo es:  $\frac{230 \times 14.5}{100} = 33.35$  toneladas.

La cantidad de SFe en la mata es:

8.803 tons. i la de fierro correspondiente es:

$\frac{8.803 \times 7}{11} = 5.60$  tons. Luego el fierro sobrante es: 27.25 tons. Fe, que co-

rresponde a 35.16 tons. FeO, que es igual a 15.3% FeO, referido a 230 tons. de mineral, igual resultado que el obtenido en el primer cálculo, lo que es natural, ya que la mata tiene igual composicion.

El resto del cálculo es igual.

## CANTIDAD DE ESCORIA PRODUCIDA POR LOS CONVERTIDORES

Segun Hixon (obra citada, páj. 70), una mata de 45% de cobre produce una escoria que tiene entre 30% i 40% de óxido ferroso i demas bases.

El eje que vamos a tratar en los convertidores tiene 43% de sulfuros estra-

	12.7% de Pb
	5.6% de Zn
	13.1% de Fe
i a	13.7% de PbO
	7.0% de ZnO
	16.8% de FeO
O sea	<u>37.5% de óxidos.</u>

La mata produce, pues, 37.5% de óxidos escorificables, i cada tonelada produce mas o ménos una tonelada de escorias con 37.5% de óxidos básicos. Ten-

dremos entonces unas 38 toneladas de escorias. Estas escorias tienen alrededor de 2% de cobre i llevan ademas 1% de la plata del eje. Escorias de esta riqueza no se pueden rechazar como inútiles i se deben agregar a la carga de los hornos de soplete, a fin de recuperar 1.5% del cobre i la cantidad de la plata (véase: Pérdida de cobre en la escoria, en que ya se ha tomado en cuenta esta pérdida).

CANTIDAD DE COBRE OBTENIDA EN LOS CONVERTIDORES

Las 38.4 toneladas de mata, que contienen 17.28 toneladas de cobre puro (el cobre escorificado en el procedimiento es recuperado, como ya se ha dicho, i su cantidad está tomada en consideracion al dar este dato), producen cobre de 99.5%, i luego la cantidad de este cobre obtenido es 17.36 toneladas.

LEI EN PLATA I ORO DEL COBRE

La cantidad de plata i oro es la misma que en el eje, siendo despreciables las pérdidas en su conversion.

En las 17.36 toneladas de cobre tenemos:

Ag	0.1646 toneladas
Au	0.0023 »

Luego las leyes en plata i oro son:

94.8 D. M.	o	0.948% de Ag
13.2 C. M.	o	0.0132% de Au

*Resúmen:*

Carga del horno en 24 horas:

Mineral tostado.....	210 toneladas
Fundente.....	44 »
Escorias .....	38 »
Coke.....	25 »
	<hr/>
	317 »

Cantidad de materia que pasa por el plano de las toberas en 24 horas:

Mineral tostado (ménos el 10% de su azufre que se volatiliza, o sea disminuido en 0.4%).....	209 toneladas
Fundente (disminuido en el CO <sub>2</sub> , 46%).....	24 »
Escorias... ..	38 »
Ceniza del coke (9.2% del coke).....	2 »
	<hr/>
	293 »

## II

El establecimiento beneficiará minerales sulfurados i oxidados de cobre.

Los minerales sulfurados i oxidados, mezclados en proporciones convenientes para formar ejes de 50% de cobre, serán fundidos en horno de viento, i los ejes, tratados en convertidor.

El cálculo de las cargas del horno para este caso, ya se ha hecho: al hacerlo para la mezcla de mineral crudo i tostado del primer caso. De ese cálculo resulta tambien la composición de la mata. Si las gangas no funden *per se*, se agregará la cantidad conveniente de flujos.

Al hacer el cálculo de la mezcla de los minerales sulfurados i oxidados, se puede admitir que, si los últimos tienen sulfatos, el azufre del ácido sulfúrico se escapa i no va a formar parte del eje.

## III

El establecimiento beneficiará minerales oxidados o con cobre metálico (nativo).

Se fundirán con los flujos necesarios en horno de viento, para reducir el óxido de cobre a cobre.

Si hai mucho silicato de cobre i poco óxido de fierro libre (no combinado con la sílice) para reemplazar al cobre en el silicato, se deberá agregar la cantidad suficiente.

Si la ganga del mineral no produce una escoria (fusible), se agregará el flujo necesario. La mezcla ya se sabe calcular. Se tendrá cuidado de que la carga lleve una pequeña cantidad de azufre para evitar la entrada de cobre en la escoria.

Como por este procedimiento el cobre obtenido suele ser mui impuro, teniendo una lei inferior a 90%, se puede preferir otro tratamiento del mineral: mezclarlo con piritas de fierro en cantidad conveniente para formar un eje de lei determinada. La mezcla se hará como en el caso II.

La acción de las piritas de fierro en este proceso sobre los silicatos de cobre, es comparable a la acción del hidrógeno sulfurado sobre una disolución de una sal de cobre.

Sea que se obtenga cobre impuro o eje, estos productos deberán ser sometidos a una nueva operación,—la refinación en el primer caso i la conversión en el segundo,—antes de llegar a un mismo estado de purificación.

Se preferirá el procedimiento mas económico o conveniente.

(Si los minerales oxidados son de mui baja lei, pueden ser previamente concentrados, antes de ser tratados en el horno, o sometidos a procedimientos por vía húmeda o mezclados con minerales sulfurados ricos en cobre).

## DESCRIPCION DE LOS APARATOS I MAQUINARIAS DEL ESTABLECIMIENTO DE FUNDICION I CONVERSION (1)

## DEPARTAMENTO DE TUESTA

*Chancadoras*

El mineral se reducirá a trozos de 10 a 15 cm., a fin de que la tuesta pueda ser bien efectuada. Para efectuar la chancadura se usarán tres chancadoras Sturtevant de (16" x 6") 40 x 15 cm., que son las mas modernas i apropiadas para este objeto.

*Hornos para tostar*

La planta tendrá una capacidad para 240 toneladas de mineral en 24 horas. Para esta instalacion habrá seis unidades, que serán seis hornos sistema Mc. Dougall, con fogon exterior, siendo su diámetro exterior (18 piés) 5.50 m. i su altura (23 piés) 7.020 m. Estos hornos están provistos de cajones para fogon, de fierro fundido, i las parrillas correspondientes, las que están colocadas debajo de la mitad inferior del horno. Estos hornos han sido suministrados a los establecimientos grandes de California del Sur i han dado entera satisfaccion.

Jeneralmente están provistos de dos pisos de trabajo colocados sobre niveles distintos al rededor del horno, para permitir un libre acceso a cualesquiera de las puertas i hogares. Estos serán hechos de acero.

Como la planta de los hornos se hará sobre terreno a nivel, la carga se hará por medio de un elevador que se descargará sobre unas tolvas con seis embudos de descarga. En una instalacion que se ha hecho últimamente de estos hornos en el Estado de Kansas, Estados Unidos, un solo hombre atiende a dos hornos, cuidando el elevador, manejando la operacion del horno i su descarga a los carros, habiendo otro mas para atender al fogon de ámbos.

Desde que se ha desarrollado el horno Mc. Dougall, la demanda por hornos de línea recta ha cesado casi por completo en los Estados Unidos, siendo el primero mucho mas eficiente con respecto a combustible, mano de obra, gastos de reparacion, etc., que los hornos derechos.

En su construccion entra una proporcion mucho mayor de fierro que en el horno derecho, de manera que su costo por kilo es mucho menor.

Su mayor eficiencia en cuanto a combustible proviene de su disposicion compacta que reduce la irradiacion de su exterior a un minimum i la total supresion de las cadenas, carros i pequeños detalles, reduce el costo de operacion i reparacion a un punto mui bajo.

En los Estados Unidos el costo de la calcinacion de minerales en los hornos

---

(1) Esta parte del proyecto ha sido hecha con el concurso del señor John R. Beaver, —representante en Valparaiso de Allis-Chalmers Co., Chicago, i otras grandes casas fabricantes de maquinarias—que atentamente se sirvió suministrarnos todos los datos i precios, acompañándolos de catálogos i planos.

Mc. Dougall es al rededor de 18 a 30 centavos americanos por tonelada de concentrados, dependiendo naturalmente del número de hornos instalados, mientras que en los hornos derechos el costo de un trabajo parecido es al rededor de 80 a 100 centavos. Estos ítem incluyen toda operacion, mano de obra, fuerza i materiales de consumo, etc.

Los seis hornos Mc. Dougall necesitarán aproximadamente 33,000 ladrillos a fuego para arco, 72,000 ladrillos a fuego, corrientes, i 195,000 ladrillos corrientes, colorados.

Los aparatos descritos i los que se describirán serán construidos del mejor material i de un acabado perfecto, i garantidos como de primera clase en todo sentido.

Los aparatos serán cargados sobre carros en Chicago, i todos los detalles susceptibles de daño serán encajonados o enjavados de la manera mas conveniente.

#### DEPARTAMENTO DE FUNDICION

##### *Horno de soplete*

I Horno de soplete, sistema chaqueta de agua de 44 pulgadas por 160 pulgadas en la línea de las toberas i completo (1.12 m. por 4.06 m.).

Este horno tendria el crisol formado en el fondo de las chaquetas. La plancha o base del crisol estaria montada sobre un carro con tornillos que permiten subirla i bajarla.

Tanto las chaquetas superiores como las inferiores están soportadas independientemente desde vigas superiores que a su vez descansan sobre columnas. Sobre estas vigas i estas columnas se apoya la chimenea de ladrillos con las puertas de carguío incorporadas convenientemente en ella. Esta chimenea de ladrillos que se prolonga solamente a altura conveniente para pasar el calor por sobre la plataforma de carguío, recibe el sombrero de acero, la chimenea del mismo metal i el tubo que conduce los gases a las cámaras o conductos de condensacion.

Las dimensiones principales son:

Altura desde el piso hasta el fondo de las chaquetas.....	(2' 4")	0.711 m.
»    »    »    centro de las toberas.. .....	(5' 2")	1.574 »
» de las chaquetas inferiores.....	(7' 6")	2.286 »
»    »    superiores.....	(2' 6")	0.762 »
» desde el piso hasta encima de las chaquetas inferiores	(9' 10")	2.997 »
»    »    »    »    superiores	(12' 4")	3.758 »
» de la plataforma de carga.....	(14' 0")	4.267 »

La altura del horno de 14' (4.00 m. 4.50 m.) no es aconsejable sobrepasar, aun para minerales ácidos, a fin de evitar la formacion de depósitos de fierro. (Schnabel, obra citada, páj. 81).



Este horno comprende los siguientes detalles:

- 1 juego de chaquetas comprendiendo 4 chaquetas de costado, inferiores.
- 2 de cabecera, inferiores, 4 de costado, superiores, i 2 de cabecera, superiores, con sus respectivos anillos de tobera, puertas de registro, orejas de union i ganchos de soporte.
- 2 chaquetas pequeñas de sangría con sus respectivas boquillas.
- 1 juego de amarras para las chaquetas.
- 18 toberas con sus respectivas válvulas de mariposa.
- 1 plancha de crisol, con su carro i tornillos de subir i bajar.
- 1 juego de detalles, como ser: columnas, vigas, barras de suspension, cinturón de aire, cañería de agua, cañería de rebalse i de desagüe.

#### *Ventilador*

1 Ventilador Conersville de (113 piés) 3,198 m. cub. de desplazamiento por revolucion, i para 0.14 kg. por cm. cuad. (32 onzas de presión por pulgada cuadrada), conectado directamente con su motor a vapor.

#### *Compuerta de aire*

1 Compuerta para cerrar el conducto de aire, con su respectivo engranaje i piñón para controlar la cantidad de aire que debe entrar al horno.

#### *Ante-crisol*

1 Ante-crisol circular de (14 piés) 4.267 m. de diámetro por (4') 1.219 m. de alto, siendo los costados de media pulgada de grueso de acero, i las secciones remachadas con fajas con triple remachadura, el fondo de un cuarto pulgada de grueso, i las secciones remachadas entre sí; pero este fondo no estará en ningun caso unido a los costados.

Los costados del ante-crisol serán reforzados arriba i abajo por medio de ángulos de acero. Estará provisto de los labios convenientes para la escoria i para el eje, unido este último a una plancha fijada al ante-crisol por medio de cuñas i guías. Este ante-crisol se envía desarmado, pero con los remaches necesarios para su armadura definitiva.

En cuanto a la ventaja del ante-crisol en los hornos, véase Peters, obra citada, páj. 281.

#### *Romana de carga*

1 Romana de seis brazos, teniendo cada brazo una capacidad para (1,500 libras) 880 kgs. variable cada (5 libras) 2,268 kgs. Los brazos serán graduados en kilogramos. La plataforma será de (4 piés por 4 piés) 1.22 m. x 1.22 m.

#### *Carretillas para la carga*

4 N.º 1 Carretillas para carga, montadas sobre descansos de rodillos de ante-fricción. Cada una de estas carretillas tiene capacidad para (100 piés cúbicos)

cos) 2,831 m. cúb. El cuerpo de las carretillas tendria (24 pulgadas de hondura 25 pulgadas de ancho i 40 pulgadas de largo) 0.609 m.  $\times$  0.635 m.  $\times$  1.016 m.

4 Carretillas especiales para coke de dos ruedas completas.

El cuerpo de estas carretillas tiene capacidad para (10 piés cubicos) 0.283 m. cúb.

10 N.º 7. Carretillas corrientes, teniendo su cuerpo una capacidad de (4 piés cúbicos) 0.113 m. cúb.

#### *Elevador*

1 Elevador de plataforma, teniendo capacidad de (4,000 libras) 1,814 kgs., levantando (50') 15.24 m. por minuto; completo, incluyendo jaula, plataforma (6 por 8) 1.83  $\times$  2.44 m., engranaje, de hélice, mecanismo de elevacion, cable, roldanas i bandas de guia.

1 Contra-eje con poleas, descansos i polea para gobierno del mismo desde el motor eléctrico. Esta correa seria de suela.

1 Motor eléctrico, completo, con excitador, de (18 caballos) 13.43 k. w. «Bullock», tipo «N» encerrado, 600 revoluciones por minuto, 340 volts. corriente continua.

#### *Carros de escoria*

5 Carros de escoria de tasa redonda (25 piés cúbicos) 0.708 m. cúb. para trocha de (36") 0.914 m., completos.

#### *Cañería de aire*

La cañería de aire necesaria para conectar el elevador al horno depende de la distancia que existe entre el horno i el departamento de la jeneracion de fuerza.

Esta cañería será de (30") 0.762 m. de diámetro, de acero núm. 14 i provista de curvas, uniones, etc. de acuerdo con los planos.

### DEPARTAMENTO DE CONVERSION

#### *Plataforma de conversion*

1 Plataforma de convertidor completa, con rodillos, cilindros hidráulicos, cremallera de volcar, del modelo mejorado de los señores Allis-Chalmers C.º, tal como ha sido suministrado a la Granby Consolidated Mining, Smelting & Power C.º Ltd., The Tacoma Smelting C.º i otros, apropiada para el cuerpo de convertidor que se describe en seguida.

La plataforma consistirá de dos marcos sólidos sobre los cuales están montados cuatro pedestales, cada uno con un rodillo de friccion de (24") 0.609 m. de diámetro, sobre los cuales descansan los anillos de rotacion de los convertidores. Estos rodillos son torneados en sus llantas i ajustados a ejes de acero, jirando en descansos-pedestales de metal blanco.

Los rodillos al extremo donde está el engranaje tiene doble pestaña para guiar el anillo de rotacion del cuerpo del convertidor.

Los rodillos al extremo contrario tiene llantas lisas para permitir la dilatacion i la contraccion del cuerpo del convertidor.

El cilindro hidráulico para hacer la rotacion del cuerpo del convertidor será de (12'' $\frac{1}{2}$ ) o 315 m. de diámetro con carrera suficiente para jirar el cuerpo 190 grados. Este cilindro será de fierro fundido apropiado para una presion hidráulica de (200 libras por pulgada cuadrada) 14.06 kg. por cm. cuadrado i provisto de piston i barra, cabezas, prensa-estopa, etc., completo.

El extremo superior del piston será asegurado por medio de chavetas al extremo inferior de la cremallera de rotacion. La cremallera de rotacion correrá en una guía larga, que está apoyada en un pedestal ríjido, teniendo su extremo inferior apernado al extremo de dicho cilindro, asegurando una perfecta alineacion al mecanismo recíproco en todo su funcionamiento. El cilindro hidráulico cuelga en un pozo debajo del piso i está provisto cerca del extremo superior de dos muñones que descansan en pedestales provistos en una estension correspondiente del marco principal permitiendo al cilindro entero i el mecanismo de cremallera ser tumbado para librarse del engranaje en el extremo del cuerpo de convertidor, cuando este cuerpo es retirado de la plataforma. Este movimiento se efectúa por medio de un escéntrico en el marco principal, operando dos bielas de acero, unidos en sus extremos opuestos al extremo superior de la cremallera. Este escéntrico es obrado por una palanca i se fija automáticamente cuando están en perfecto engranaje la cremallera i la rueda dentada del convertidor. Este engranaje tiene (3 pulgadas) 0.076 m. de paso i (7'') 0.178 m. de ancho con pestaña en ambos lados.

El piston del cilindro hidráulico tiene empaquetadura de suela de doble vuelta arreglado de tal manera que puede ser renovada desde arriba.

Tanto el piston como la barra están dispuestos de tal manera que pueden ser empaquetados desde el mismo piso.

Sostenida desde la plataforma del convertidor por medio de un brazo jiratorio habrá una cuchara de patente Benett, para ser usada cuando se sangra para evitar la gran caida del cobre derretido desde el convertidor hasta los moldes evitando el derrame i salpicadura.

Serán suministradas todas las barras de fundacion para la plataforma de conversion, siendo cada barra completa con sus tuercas i golillas, a mas de los platillos grandes para embutir en los cimientos.

La plataforma de conversion seria armada en la fábrica i cada pieza marcada para facilitar la rearmadura en el punto de instalacion.

#### *Accesorios*

La plataforma de convertidor estará provista de un juego de accesorios para accionarla comprendiendo lo siguiente:

1 Válvula de Critchlow de (2'' $\frac{1}{2}$ ) 0.064 m. de cuatro ramales a palanca, para el manejo de la presion hidráulica que hace volcar el convertidor.

1 Válvula de acción rápida de (8") 0.203 m. para el gobierno del aire de los convertidores.

1 Curva de (8") 0.203 m. completa con prensa estopa, para conectar con la cañería de aire i los cuerpos de los convertidores por medio de pernos abisagrados.

1 Manómetro para presión de aire (5") 0.127 m. de diámetro.

1 Manómetro para presión hidráulica (5") 0.127 m. de diámetro.

#### *Cuerpos de convertidores*

4 Cuerpos o cascos de convertidores, cada uno de (72") 1.83 m. de diámetro por (100") 2.54 m. de largo inferior, del tipo horizontal «Bisbee».

Los cilindros serán de acero laminado de ( $\frac{1}{8}$ ") 0.013 m. de grueso, cabezas de acero fundido de una sola pieza i los anillos de jiro fundidos sólidos sobre dichas tapas o cabezas. El cuerpo es en dos secciones, con la juntura de (30") 0.762 m., mas alta que el centro del casco.

La sección inferior del casco sería de una sola lámina i bien remachada a las pestañas de las tapas. La sección superior, incluyendo la parte inferior del embudo, sería de acero fundido asegurado a la sección inferior con pernos de chaveta i entre los anillos de jiro.

La sección superior del casco tendrá cuatro orejas de acero para tomar las cadenas en el pescante cuando se levanta el cuerpo entero.

La parte superior del cono o sea de la salida será móvil, siendo la juntura entre ésta i la inferior una perfecta elipse para que esta parte pueda ser movida, jirada 180 grados en cada sentido i vuelta a colocar con los mismos pernos.

Las cabezas o tapas de los convertidores serán de acero muy sólido i curvadas hacia fuera con un radio de (7') 2.13 m. i provistas de pestañas de refuerzo. Los anillos sobre los cuales ruedan los convertidores son integrantes con las cabezas i serán torneados con toda exactitud para asegurar la fácil i suave vuelta del convertidor. Unas de las cabezas tendrá fundida en ella las conexiones para el aire i su distribución a la caja de viento. La cabeza opuesta recibirá sobre asientos pulidos el engranaje del mecanismo de jiro.

Cada cuerpo del convertidor tendrá su propio engranaje que será de fierro fundido de (42") 1.066 m. de diámetro, (3") 0.076 de paso, i (7"  $\frac{1}{4}$ ) 0.184 m. de cara, con pestaña de refuerzo en cada lado, i teniendo dientes en toda su periferia.

Cada cuerpo tendrá una caja de viento apropiado, apernada en su costado. Esta caja de viento tendrá una tapa de quitar i poner, afianzada por 19 pernos de ( $\frac{3}{4}$ ") 0.019 m. embisagrados, esponiendo todo el interior cuando sea retirada. Estendiéndose de la caja de viento hacia el interior del convertidor, habrá 11 cañones-toberas (1") 0.025 m. de diámetro interior. En los puntos donde éstos cañones pasan por el costado de los convertidores, los costados son reforzados con una plancha de acero remachada en todo su largo. Estos cañones de tobera son de fierro fundido, siendo cada cuerpo provisto de dos juegos completos, siendo un juego de (12") 0.305 m. de largo i el otro de (14") 0.356 m. Son de fácil re-

novacion, siendo insertados desde afuera i ajustándose en la cabeza en la caja de viento i ajustados de manera de asegurar una juntura a prueba de aire.

La tapa de la caja de viento en frente de cada tobera está provista de la válvula automática de «Dyblie», para permitir la introduccion de la barra para limpiar las toberas.

Las bolas de estas válvulas serán de (1" 1/2) 0.038 m. de diámetro, de acero duro.

El asiento de la válvula será de bronce i tanto ésta como la válvula misma son fácilmente removibles desde afuera de la caja de aire.

Cada cuerpo será provisto de los anclotes necesarios para asegurar el forro o calza, convenientemente distribuidos i remachados al interior del casco, a las cabezas i al embudo, como tambien serán provistos agujeros de ventilacion tanto en los cilindros como en las cabezas.

Cada convertidor tiene una capacidad de 40 toneladas de eje en 24 horas. Mientras uno está en funcion los otros tres están en preparacion, calzándose o secándose.

#### *Sombrero movable*

Un sombrero horizontal movable para recibir el soplido del convertidor, consistiendo en una caja rectangular de (42") 1.06 m. de ancho, (60") 1.52 m. de alto i (16") 0.41 m. de largo, costados i tapa de acero (3/16") 0.005 m. de fondo (1/4") 0.006 m. montado sobre cuatro ruedas de pestaña.

El extremo del frente abierto i de forma de sombrero para tomar los gases del convertidor i el extremo de atras cerrado. El fondo de la caja es en tres secciones, abisagradas i arreglado para dejar caer para la remocion o extraccion de las acumulaciones. Hai una abertura en la parte superior de la caja para permitir el escape de los gases al conducto principal. Este sombrero vendrá desarmado provisto de los remaches necesarios para su armadura definitiva.

#### *Nota*

La via sobre la cual se mueve este sombrero es considerada como parte del edificio i por lo tanto no está incluida en esta parte del presupuesto.

#### *Conducto principal*

(80 piés) 24.38 m. lineales de conducto de forma «Globo» para los gases del convertidor, (60") 1.52 m. de diámetro en la parte circular, uniéndose los costados a un ángulo de 60 grados en la punta. Este conducto es de plancha número 8 i provisto de ángulos (3" por 3" por 1/4") 0.076 m. x 0.076 m. x 0.006 m. a cada lado para sostenerlo, como tambien puertas para su aseo de (12") 0.304 m. en cuadro, colocadas en la punta i separadas de (4 en 4 piés) 1.22 en 1.22 m. Un extremo de este conducto es cerrado i el extremo opuesto entra a la cámara de condensacion al extremo del edificio. Se suministra con este conducto las conexiones apropiadas para unirlo al sombrero movable. Todo material de este con-

ducto será preparado con agujeros i remaches para su armadura en el sitio destinado.

#### *Nota*

No se incluye en este presupuesto los soportes para este conducto. Se consideran parte del edificio.

#### *Puertas para la cámara de polvo*

Diez puertas de (18" x 18") 0.457 x 0.457 m. para limpiar la cámara de polvo o de condensacion al extremo del conducto de gases del convertidor, cada una comprendiendo un marco de fierro fundido, midiendo (18") 0.457 m. en el claro, i una puerta de fierro laminado.

#### *Chimenea para el conducto de polvo*

Una chimenea para la cámara de polvos (40") 1.016 m. de diámetro por (60") 1.523 m. de alto, de acero número 10 i 12, será suministrada completa con su base i vientos

Vendrá desarmada, provista de los remaches necesarios para su armadura definitiva.

#### *Aparato hidráulico para mover el carro de moldes*

Un aparato hidráulico para mover el carro que lleva los moldes completos, i consistiendo en un marco de acero sobre el cual está montado el cilindro hidráulico que da un movimiento recíproco a una cremallera que trasmite este movimiento por medio de un eje de piñon i rueda dentada á una cremallera montada sobre una cruceta que corre en guías adecuadas de acero. A esta cruceta está unido un brazo unido en su extremo opuesto con el carro de moldes, multiplicado de manera que una carrera completa del piston hidráulico da al carro de moldes una carrera de (10') 3.05 m. Este movedor de carros será completo, incluyendo el cilindro hidráulico, todas las cremalleras, engranajes, ejes, descansos, etc., cruceta, brazo al carro de moldes i amazon de acero apropiado con los pernos de cimiento necesarios.

Una válvula de (1" 1/4) 0.031 m. de cuatro salidas patente «Critchlow» operada por medio de una palanca, para el gobierno del movedor del carro-moldes.

4 Carros de moldes horizontales completos, cada uno consistiendo en dos vigas «I» i 10 de largo, montadas sobre ruedas de (18") 0.457 m. con pestañas.

Cada carro tendrá cabeceras apropiadas con enganche para acoplarlo al carro siguiente.

#### *Moldes para cobre o lingoteras*

20 Moldes o lingoteras para cobre hechas de acero fundido cada uno de (28") 0.711 m. de largo por (14") 0.356 m. de ancho interior arriba i disminu-

yendo a (27") 0.686 m. de largo por (17") 0.432 m. de ancho en el fondo, profundidad (3<sup>1</sup>/<sub>2</sub>) 0.089 m. El metal de los moldes seria (1<sup>3</sup>/<sub>8</sub>) 0.034 m. en el fondo i costado, con rodón de refuerzo (1<sup>7</sup>/<sub>8</sub>) 0.0048 m. de ancho haciendo un ancho total de molde en la parte superior (22<sup>1</sup>/<sub>4</sub>) 0.577 m.

Se fundirán con iniciales de realce en el fondo conforme al gusto del cliente. En caso que el cobre de los convertidores sea, como en el nuestro, conveniente para su refinación electrolítica, no conviene darle la forma de anodos, sino obtener barras de la forma de los moldes citados. Aquéllas se vuelven a fundir i se les da ahora la forma de anodos. (Hixon, obra citada).

#### *Cucharas para eje*

3 Cucharas de acero fundido para eje, cada una (4') 1.22 m. de diámetro interior en el borde superior, (2'8<sup>1</sup>/<sub>2</sub>) 0.824 m. diámetro de fondo i (3'4<sup>1</sup>/<sub>2</sub>) 1.027 m. hondura, con fondo esférico i provistas de labios i muñones para volcar.

2 Arcos para tomar las cucharas de fuerza conveniente para su manejo por pescante eléctrico. El eje, que se recoge en el ante-crisol, corre de éste a las cucharas citadas, que son trasportadas por el pescante eléctrico al convertidor. El traspaso del eje al convertidor se efectúa de este modo cuando, como en nuestro caso, éste es grande i es conveniente tenerlo en un sitio propio donde puede estar debajo de las chimeneas i conductos de humo, etc. (En los establecimientos chicos el eje corre directamente desde el ante-crisol al convertidor por una canaletta acumulándose en el ante-crisol un carga para el convertidor). La transferencia del eje al convertidor se hace en estado líquido, lo mas caliente posible, acumulándose primero en el ante-crisol donde se conserva bien su temperatura.

#### *Herramientas de convertidor*

1 Un juego de herramientas de convertidor, como sigue:

6 Barretas de tobera, cada una (5<sup>5</sup>/<sub>8</sub>") 0.015 m. de grueso por (46") 1.168 m. de largo, teniendo un extremo agudo, i el extremo opuesto doblado para formar la empuñadura.

12 Taponos de tobera de (3<sup>3</sup>/<sub>4</sub>") 0.075 m. diámetro por (30") 0.762 m. de largo, teniendo un extremo doblado igual a los anteriores.

4 Esquemadores, teniendo hoja de (8" × 4") 0.203 m. × 0.101 m. i barilla de (12') 3.96 m. de largo.

2 Barras para cobre, cada una de (4') 1.22 m. de largo i de acero octogonal de (3<sup>3</sup>/<sub>4</sub>') 0.075 m. con punta de cincel.

#### *Pescante móvil eléctrico*

1 Pescante viajante electrico con capacidad para 30 toneladas de 4 motores, tramo (40') 12.20 m. de centro a centro de los rieles, completo con todos los motores, controladoras, a aparato eléctrico montado sobre él, pero no incluyendo los rieles o alambre. El «trolley» de este pescante tendrá un levante auxiliar rápido con capacidad para 5 toneladas.

*Capacidad i velocidad*

Levante principal, peso máximo corriente.....	(60,000 lbs. 10' p. m.)	27,200 kg., 3.04 m. p. m.
Levante auxiliar.....	(10,000 lbs. 30' p. m.)	4,500 kg., 9.14 m. p. m.
Velocidad del «trolley» o cigüeña.....	(90')	27.43 m. por minuto.
Velocidad del puente.. .....	(250')	76.20 m. » »

El voltaje de la corriente en el pescante seria de 220 volts i los rieles pesarán (80 libras por yarda) 39.68 kgs. por metro.

Ese pescante es de tales proporciones que su factor de seguridad no será nunca menor de 5 cuando el pescante está operando bajo su peso máximo. Este factor es basado sobre la resistencia última de los materiales empleados en su construcción.

El puente del pescante consistirá de dos vigas remachadas de acero laminado, apoyándose en cada extremo sobre carros de acero bien resistentes con ruedas apropiadas. Cada viga llevará encima un riel de acero que sirve de vía para la cigüeña.

La cigüeña consistirá en dos costados de fierro fundido unidos por medio de un separador de acero. Los tambores tendrán ranuras torneadas para recibir el largo total del cable de acero sin montarse. Los mecanismo de izar serán provistos de frenos automáticos de seguridad que tienen control constantemente del peso bajo todas sus condiciones, i los motores de izar tienen frenos eléctricos automáticos que auxilian los frenos mecánicos i tambien sostendrán el peso total en caso necesario. Se empleará cable de acero para todos los trabajos, i los ganchos, motones i planchuelas, de ídem, serán todos de acero.

Todos los motores empleados son especiales para trabajos de pescante i tendrán amplia potencia para operar cuando el pescante esté cargado con el peso máximo sin calentamiento indebido. Cada motor tendrá su propio controlador i reóstato, i todo el alumbrado será de primera clase. La jaula para el operario será colocada debajo de las vigas en un extremo i a un costado del puente para permitir la travesía máxima del gancho de izar.

*Cadena de pescante*

2 Juegos de cadenas para levantar los cuerpos de los convertidores con el pescante eléctrico, consistiendo en 4 cadenas de ( $1\frac{1}{8}$ ) 0.028 m. cadena especial para pescante, unidas en un extremo a un eslabon de fierro noruego para pasar por el gancho del pescante, i provistas en los extremos opuestos con ganchos bien firmes de fierro noruego, para tomar las orejas de los cuerpos de los convertidores.

1 Cadena para la cigüeña auxiliar del pescante, consistiendo en una tira de ( $\frac{3}{4}$ ) 0.019 m. cadena especial, para pescante provista de un anillo en un extremo para tomar el gancho del pescante i en otro un gancho de fierro noruego. El largo de esta cadena auxiliar es (6') 1.83 m.



*Alambre conductor para pescante*

(300 piés) 91.4 m. de cobre desnudo para conductor principal o «trolley» para la vía del pescante transversante núm. 00.

4 Aisladores de tension.

2 Tornillos para tirar i sujetar el alambre.

15 Tubos de porcelana ( $\frac{3}{4}$ " ) 0.019 m. diámetro interior con los pernos necesarios, para sostener el alambre «trolley».

*Acumulador hidráulico*

1 Acumulador hidráulico independiente completo teniendo un piston de (12") 0.305 m. de diámetro por (10") 0.254 m, de carrera. Este acumulador seria para una presion de trabajo de (200 lbs. por pulgada cuadrada) 14.06 kg. por cm. cuadrado. El cajon para el peso será de planchas de acero bien reforzadas con tirantes para ser cargado con desperdicios de fierro.

Se suministra un armazon adecuado de acero para servir de guia al cajon i piston consistiendo de (4') 1.22 m. derechos, piezas de coneccion, amarras, patas, etc. Este acumulador seria completo.

Se provee de pernos necesarios para los cimientos.

Este acumulador seria embarcado en piezas convenientes i el cajon de lastre tendria los remaches necesarios para su armadura a la llegada a su destino.

*Aparato de relieve*

1 Aparejo para el acumulador especificado, completo i arreglado para operar desde el cajon de lastre i para abrir la válvula de escape inmediatamente ántes de llegar al extremo de su carrera.

1 Válvula de escape completo, ajustada a la cañería en la base del acumulador. Esta válvula será arreglada para que esté abierta bajo las condiciones ántes indicadas, i tambien construida para abrir i relevar todo el sistema hidráulico en caso de un aumento indebido de la presion.

3 Roldanas (6") 0.152 m. de diámetro, montadas en consolas de fierro i cadena de ( $\frac{1}{4}$ " ) 0.006 m. para transmitir el movimiento del piston o émbolo hidráulico del acumulador a las válvulas controladoras de la bomba de presion.

*Estanque de agua*

1 Estanque receptor de agua construido de acero de ( $\frac{3}{16}$ " ) 0.0016 m. de grueso (60") 1.52 m. de diámetro por (72") 1.82 m. de hondura para el agua de la instalacion hidráulica, i provisto de todas las cañerías i conecciones, etc., completas.

Este estanque seria embarcado en piezas, con los remaches necesarios para su armadura definitiva.

*Bomba hidráulica*

1 Bomba «Duplex Compound» de accion directa, horizontal a vapor para la presion hidráulica, con cilindros de (5") 0.127 m. i (10") 0.254 m. diámetro, émbolos de agua (4"  $\frac{1}{2}$ ) 0.114 m. diámetro, carrera de todos ellos (10") 0.254 m. Esta bomba será de empaquetadura exterior i de diseño especial para una presion hidráulica de trabajo de (200 libras por pulgada cuadrada) 14.06 kg. por cm. cuadrado. Esta bomba será provista de válvula de admision de vapor operada por el émbolo del acumulador hidráulico, controlando la bomba automáticamente de acuerdo con las necesidades de la instalacion i el trabajo.

*Plataformas de calzar*

4. Plataformas completas para la calza de los convertidores consistiendo cada plataforma, o «stand», en 2 marcos principales de fierro fundido, cada uno soportando 2 rodillos de (10") 0.254 m. sobre los cuales descansan los anillos de tiro de los convertidores cuando se están calzando o forrando. Los pernos, anclotes, etc., serán provistos para los cimientos de estas plataformas.

Dos de estas plataformas o «stands», se emplearán para los convertidores que se están secando.

*Chimeneas*

2 Chimeneas de acero núm. 14, diámetro (24") 0.610 m. por largo (60') 18.28 m. con un embudo o campana en la parte inferior.

Estas chimeneas se emplearán en las plataformas de calzar o secar para conducir el humo i los gases. Serian embarcadas en piezas con sus respectivos remaches.

*Chancadora*

1 Chancadora «Dodge» (8" x 12"), 0.203 m. x 0.305 m. con quijadas de acero fundido i provista de polea fija i loca.

*Elevador de capachos*

1 Elevador de capachos para elevar el material desde la chancadora hasta los cilindros moledores, siendo los capachos de (8" x 5" x 4") 0.203 m. x 0.127 m. x 0.102 m. montados en una banda de goma de (9") 0.229 m. de ancho de 6 pliegues.

Este elevador seria provisto de sus poleas de cabeza i de pié, poleas fijas i locas, ejes, descansos, pernos, etc., completo. Su largo de centro a centro de las poleas de cabeza i de pié seria (33') 10.06 m.

*Cilindros de molienda*

1 Juego de cilindros estilo «B» con cilindros de (24" x 14") 0.610 m. x 0.356 m. completo con llantas de acero comprimido i provisto de cobertor de laminado.

### *Trapiche*

1 Trapiche de (6') 1.83 m. de diámetro para la molienda de los materiales empleados en calzar los convertidores. Este sería del sistema automático independiente, i de descarga automática para moler i mezclar.

Las voladoras de este trapiche son de (42"×14') 1.067 m. × 0.356 m. provista de llantas removibles de acero comprimido. La tasa es provista de una solera removible de fierro endurecido. El trapiche sería completo con todos los accesorios de costumbre, pernos de cimientó, i una polea de fricción para mandarlo de (40") 1.016 m. de diámetro por (11") 0.279 m. de ancho.

Todo lo necesario en ejes de trasmisión, poleas, descansos, etc., para el gobierno de la maquinaria estará de acuerdo con el plano i con referencia a la máquina descrita arriba.

Toda la correa necesaria para ídem, será de calidad superior de goma con escepcion a la correa del motor para este departamento que sería de suela.

### *Motor*

1 Motor eléctrico de (50 caballos) 37.3 k. w. de potencia, tipo «H» de Bullock, 550 revoluciones por minuto, 240 volts, de corriente continua, siendo el motor completo con su tablero, para mandar la chancadora, elavador, cilindros i trapiche.

### *Compresora*

1 Compresora de aire para los convertidores a vapor, teniendo cilindro de aire de (34") 0.864 m. de diámetro por (42") 1.067 m. de carrera, i cilindro de vapor de (16") 0.406 m. de diámetro por (42") 1.067 m. de carrera. Esta máquina sería del tipo servicio pesado.

El descanso principal será de (8"×15") 0.203 m. × 0.381 m., tendrá volante de (15') 4.57 m. de diámetro pesando aproximadamente (19.000 libras) 8,618 kgs. El cilindro de vapor será previsto de válvulas de distribución sistema «Reinolds Corliss» controladas por un regulador de velocidad i presión combinadas automático. El cilindro de aire tendrá válvulas Corliss jiratoria para la admisión de un válvula de descarga de cierre mecánica i de tasa de acero, siendo todas estas válvulas aperadas por un escéntrico desde el eje principal de la máquina. La máquina será completa con todas las aceiteras i lubricadoras necesarias, pernos fundamentales, etc. La potencia normal de esta máquina será (3,500 piés cúbicos) 99.103 m. cúb. de aire libre por minuto contra una presión terminal de (12 libras por pulgada cuadrada) 0.843 kg. por cm. cuadr. i funcionando a 80 revoluciones por minuto condensando con (120 libras) 8.43 kgs. de presión a vapor en la válvula de admisión contado a nivel del mar.

El regulador de este motor controlará la velocidad del mismo automáticamente para corresponder con las necesidades de los convertidores.

El eje cigüeñal del motor se estenderá i arreglará al descanso para juntarse con una máquina igual cuando se aumente la capacidad de la planta convertidora.

*Recipiente de aire*

1 Recipiente horizontal de aire para la compresora (60") 1.52 m. de diámetro por (15') 4.57 m. de largo, siendo el casco de (5/16") 0.0078 m. de grueso i las tapas de (1/2") 0.012 m. acero laminado, completo con todas las conexiones, puerta de rejistro, llaves de sangría, etc. Seria embarcado desarmado con los remaches necesarios para su armadura en su destino.

*Jenerador eléctrico i motor*

1 Jenerador eléctrico de 75 k. w. tipo «I» Bullock, 275, r. p. m. 240 volts corriente continua, conectado-acoplado directamente a

1 Motor a vapor (13" x 12") 0.330 m. x 0.304 m. de alta velocidad i tipo encerrado núm. 1,425.

Este motor seria completo con llaves para indicador, un aparato para separar el aceite i el vapor.

*Tablero eléctrico*

1 Tablero de mármol blanco (30' x 48") 0.762 m. x 1.22 m. montado en un marco de fierro ángulo i provisto de vólmetro, amperómetro, llave jenerador, 4 llaves secundarias, detractor, etc., completo i con capacidad correspondiente a la jeneradora ya descrita.

*Condensador*

1 Condensador superficial para el vapor de los motores de la compresora, del ventilador i del jenerador eléctrico ademas de la bomba de circulacion. Este condensador tendria una superficie de (1,070 piés cuadrados) 99.401 m. cuadr. montado encima de las bombas de aire i circulacion de (10" x 14" x 12") 0.254 m. x 0.356 m. x 0.305 m. lo que será amplio para los trabajos indicados siendo el agua de circulacion de no mas de (70 grados F) 21.1 grados C.

*Máquina para pisonear las calzas*

1 Pescante de pluma con capacidad para (10,000 libras) 4,536 kgs. provisto de carrito con elevador neumático de (12") 0.305 m. de diámetro i levante de (6' 5") 1.67 m. La capacidad del elevador seria (9,950 libras) 4,515 kgs. con (cien libras) 45.3 kgrs. de presion. Este elevador seria provisto de empaquetadura metálica.

1 Máquina pisoneadora neumático «D-16», teniendo cilindro de (3" 1/8) 0.078 m. de diámetro i (12") 0.305 m. de carrera, completo con alimentacion especial i colgadoras de suspension desde el carro del pescante.

Esta máquina seria provista de una pata pisoneadora de (12") 0.305 m. en cuadro i válvula de control con (18") 0.457 m. de manguera conductora de aire comprimido.

### Cañería

Se necesitará para conectar con la cañería de los convertidores desde la compresora a la plataforma del convertidor, la cañería necesaria i la cañería hidráulica para instalacion de presion hidráulica.

La de aire se calculará sobre 2 plataformas, por si necesidades ulteriores lo exijieren i será entónces de (18") 0.305 m. de diámetro.

Toda esta cañería se haria de fierro doble galvanizado, remachadura espiral con flanges, pernos i material de juntura. Tambien se necesitará la cañería conectora desde la compresora hasta el recipiente de aire en la casa de máquina.

Para la instalacion hidráulica se necesitará cañería especial de (3") 0.076 m. desde el acumulador hasta la plataforma del convertidor i una cañería corriente de (3") 0.076 para el regreso.

El largo de la cañería de aire i de la cañería hidráulica dependerá de la distancia entre la planta convertidora i el salon de máquinas.

Se necesitarán las válvulas i conexiones necesarias desde la cañería principal al cilindro i en el salon de máquinas, las conexiones desde el acumulador hasta la bomba i estanque proveedor de agua.

F. A. SUNDT,

Ingeniero de Minas, Jefe de trabajos  
prácticos de Química  
de la Escuela de Ingeniería de la  
Universidad de Chile.



## Tratamiento mecánico de los minerales de Butte

Los minerales de Butte se dividen en minerales de primera i segunda clase.

Los minerales de segunda clase son sometidos a un tratamiento mecánico que acostumbramos llamar concentracion por agua.—Estos minerales contienen de  $2\frac{1}{2}$  a 6% de cobre i forman el 90% del mineral estraido de las minas.

La concentracion en Butte se hace gradualmente i no se trata de enriquecer el mineral a un grado tal que dé lugar a grandes pérdidas; hablando en términos jenerales, la mayoría de los productos concentrados se obtienen en cribas i ellos son de un tamaño que permite beneficiarlos en hornos de manga.

El mineral es chancado i en seguida triturado, i despues de una prolija clasificacion en «trommels» es concentrado en cribas; este tratamiento se repite hasta que la molienda fina se hace necesaria; la clasificacion de estos productos se hace en clasificadores hidráulicos i la concentracion parte en cribas i parte en mesas.

La maquinaria usada en el tratamiento mecánico es jeneralmente conocida: la chancadura se hace en las chancadoras «Blakes» de Allis-Chalmers; la clasi-

ficacion se hace en trommeles o harneros cilíndricos i en clasificadores hidráulicos de fácil construccion; ellos consisten en canaletas horizontales o inclinadas de 3 a 4 metros de largo: estas canaletas tienen compuertas cada 0.50 mt.; estas compuertas que obstruyen el paso de la corriente de agua, que tiene cierta presión, están agujereadas; los agujeros de las compuertas varían en diámetro de una compuerta a otra. El diámetro de los agujeros de la primera compuerta es mayor que el de los de la segunda i así sucesivamente; de esta manera se puede clasificar en cuantas porciones se crea necesario, sin incurrir en grandes gastos; estos clasificadores sirven tambien como distribuidores para las cribas de productos finos.

La trituracion del mineral se hace en cilindros chancadores i cilindros finos de diferentes diámetros; la molienda se hace en molinos «Huntington»; sin embargo, el establecimiento de W. Clark en Butte usa los molinos «chilenos» del tipo «Allis Chalmers».

La concentracion se hace en cribas i en mesas «Wilffley», «Vanners» i Cónicas.

Las cribas jeneralmente usadas son las del tipo «Hartz» i «Evans».—Ambas son cribas continuas o sea aquellas en que se suprime el trabajo de los obreros en las cargas i descargas.—Las ventajas de este trabajo automático i continuo son indudables, aunque, en términos jenerales, debe tenerse presente que su mejor aplicacion es para el tratamiento de materias no mui gruesas.—La manera de funcionar de estos aparatos es bien sencilla: el mineral entra por un punto determinado de la rejilla en corriente continua que proporciona un distribuidor; se clasifica sobre ella, en tanto que recorre su superficie, mediante la accion de un émbolo i sale automáticamente, segun va verificándose la separacion de la parte esteril por un lado i la materia enriquecida o productos intermedios por otro. En la criba filtrante de «Hartz», la salida de los productos, en vez de efectuarse por agujeros laterales, tiene lugar a la vez por toda la superficie de la rejilla.—Esta criba en Montana se la usa como clasificadora i concentradora al mismo tiempo; la rejilla es fina, así que los productos que pasan al traves de ella, caen al fondo de la criba, i están, se puede decir, semi-clasificados; los productos gruesos concentrados salen por un tubo lateral.

La mejor manera de ilustrar esta parte de nuestro estudio será describiendo a la lijera el proceso del tratamiento mecánico en los dos establecimientos típicos: el de la compañía «Boston and Montana C. C. and Silver Mining C.º» en Great-Falls i el «Washoe Smelter» en Anaconda.

El establecimiento de preparacion mecánica de la compañía «Boston and Montana» se encuentra situado en Great-Falls i tiene una capacidad de 3,000 toneladas en 24 horas; dicho establecimiento está dividido en 6 secciones de capacidad de 500 toneladas cada una. Siendo el proceso del beneficio idéntico en las 6 secciones del establecimiento, lo describiremos solamente en una de ellas.

El mineral se deposita en grandes tolvas i de allí es trasportado en trasportadores formados por una correa sin fin a dos chancadoras Blake, de capacidad de 15 toneladas por hora. Este mineral, ántes de caer en la boca de la chancadora, pasa por dos trommeles de agujeros de una i media pulgada de diámetro; el producto harneado va a un elevador.

El mineral después de chancado pasa por otros dos trommeles de agujeros del mismo diámetro i el producto harneado va al mismo elevador que el anterior. Los granos que rehusan pasar por los agujeros de una i media pulgada de diámetro, caen a otras dos chancadoras de 8 toneladas de capacidad por hora i que da como producto granos de menor diámetro (una i media pulgada en jeneral). Estos productos van al mismo elevador que los dos anteriores. El elevador levanta estos productos al piso superior de la instalacion, donde son clasificados en trommeles. Hai aquí dos trommeles de agujeros, cuyo diámetro es  $\frac{7}{8}$  de pulgada; i otros dos de agujeros cuyo diámetro es de  $\frac{5}{16}$  de pulgada. Los trommeles están colocados en dos series: uno de agujeros de  $\frac{7}{8}$  de pulgada con otro de agujeros de  $\frac{5}{16}$  de pulgada. El mineral pasa por el primero de estos trommeles i lo que no se harnea en éste va a alimentar una criba Hartz de un compartimento que da productos de diámetro de una a una i media pulgada con una lei de 10 a 14% en cobre. Lo que pasa por los agujeros de  $\frac{7}{8}$  de pulgada cae al segundo trommel; el mineral que en este trommel no se harnea va a alimentar una criba Hartz de dos compartimentos, que da un producto formado por granos de media o tres cuartos de pulgada con una lei de 10 a 13% en cobre; el mineral que pasa a través de los agujeros de diámetro de  $\frac{5}{16}$  de pulgada, es decir, el mineral que se harnea en el segundo trommel, va a distribuidores para cribas «Evans», como mas adelante se verá.

Los productos que no se concentran en las cribas Hartz de uno o de dos compartimentos, caen sobre dos series de cilindros trituradores i de allí van a un elevador que los levanta al piso superior de la instalacion, donde son de nuevo tratados en la misma maquinaria descrita i del modo ya dicho.

Los productos que, por su tamaño fino, pasan las rejillas de las cribas «Hartz», caen al fondo de ellas, yendo de allí a alimentar los distribuidores de las cribas «Evans».

Todo el mineral que viene a estos distribuidores, ha sido anteriormente clasificado en dos series de a dos trommeles cada una, con agujeros de 5 milímetros i de  $2\frac{1}{2}$  milímetros, respectivamente.

Lo que no pasa por los agujeros de 5 milímetros es concentrado en cribas «Evans», que dan productos de un diámetro de 8 milímetros i de una lei de 9% en cobre. Lo que se harnea o sea el mineral que pasa por los agujeros de 5 milímetros cae al segundo trommel i el mineral que aquí se harnea se concentra en cribas «Evans», que dan un producto de  $2\frac{1}{2}$  a 5 milímetros en diámetro i de lei de 8% de cobre. El mineral que se harnea en el 2.º trommel va a otra serie de cribas «Evans», que dan un producto de 2 milímetros en diámetro i de 6 a 8% en cobre.

El mineral que no se concentra en las cribas «Evans» para productos de 8 i 5 milímetros, pasa por trommeles con agujeros de  $2\frac{1}{2}$  milímetros; lo que se harnea va a alimentar los distribuidores de las cribas «Evans» para productos de 2 milímetros; lo que no se harnea cae sobre un par de cilindros trituradores i de allí va a un elevador que lo trasporta a los trommeles de clasificacion, siendo de nuevo tratado en la misma maquinaria i de la manera ya descrita.

Los distribuidores de las cribas para productos de 2 milímetros son los clasificadores hidráulicos descritos anteriormente.

Los minerales que por ser muy finos, no se pueden clasificar, van a alimentar las mesas «Wilffley». El mineral que no se concentra en las cribas «Evans» para productos de dos milímetros, es molido en los molinos «Huntington». Este producto, ya molido, es clasificado en clasificadores hidráulicos que sirven de distribuidores a una serie de cribas «Evans» para productos de un i medio milímetro. El mineral, que debido a su tamaño fino, no se clasifica en estos clasificadores, va a alimentar las mesas «Wilffley». El mineral que no se concentra en las cribas «Evans» para productos de uno i medio milímetro, vuelve a los molinos «Huntington» i es de nuevo tratado de la manera descrita.

Las mesas «Wilffley» dan tres productos: uno es el concentrado que contiene de 4 a 6% de cobre; otro es un producto intermediario que se concentra de nuevo en las mesas «Vanners»; i el tercero es la «slime», que va a estanques de decantacion.

Las mesas «Vanners» dan dos productos: uno de ellos es el concentrado que contiene 4% de cobre; i el otro es la «slime», que va a estanques de decantacion.

Las «slimes» de los estanques de decantacion se clasifican lo mejor que se puede i se concentran en mesas cónicas de 4 pisos cada una.

Cada una de las secciones del establecimiento de preparacion mecánica de «La Boston and Montana» tiene la siguiente maquinaria:

- 4 Trommeles de agujeros de diámetro de  $1\frac{1}{2}$  pulgada.
- 2 Chancadoras Blake de 10 pulgadas por 20 de largo (boca).
- 2 Trommeles con agujeros de diámetro de  $\frac{5}{16}$  de pulgada.
- 2 Trommeles con agujeros de diámetro de  $\frac{7}{8}$  de pulgada.
- 2 Chancadoras Blakes de  $5 \times 12$ .
- 2 Cilindros trituradores.
- 2 Cribas Hartz de un compartimento cada una.
- 2 » » de dos compartimentos cada una.
- 2 Trommeles con agujeros de diámetro de 5 milímetros.
- 2 » » » » » de  $2\frac{1}{2}$  milímetros.
- 4 Cribas «Evans» para productos de 8 milímetros, de a dos compartimentos cada una.
- 4 Cribas «Evans» para productos de 5 milímetros, de a dos compartimentos cada una.
- 4 Cribas «Evans» para productos de 2 milímetros, de a dos compartimentos cada una.
- 2 Clasificadores hidráulicos para cribas de 2 milímetros.
- 2 Trommeles con agujeros de diámetro de  $2\frac{1}{2}$  »
- 1 Par de cilindros de molienda.
- 1 Clasificador hidráulico para cribas de 2 milímetros.
- 4 Cribas «Evans» para productos de 2 milímetros, de a dos compartimentos cada una.
- 8 Molinos Huntington.



- 8 Clasificadores hidráulicos para cribas de  $1\frac{1}{2}$  milímetro.
- 16 Cribas «Evans» para productos de  $1\frac{1}{2}$  milímetro, de a dos compartimentos cada una.
- 6 Estanques de decantacion.
- 14 Mesas «Wilffley».
- 12 » «Vanner»
- 6 » cónicas de a 2 o 4 pisos cada una.

La fuerza exigida por las seis secciones del establecimiento es de 1,200 H. P., el gasto de agua en las mesas de concentracion es de 20 galones por minuto i en las cribas es de 3,200 galones por tonelada de mineral tratado. La concentracion se hace en una proporcion de 3 a 1; la pérdida no es inferior al 18% del cobre contenido en el mineral.

El proceso del tratamiento mecánico en Anaconda no difiere mucho del de Great-Falls, especialmente en lo que se refiere a la concentracion en cribas; las diferencias principales residen en el tratamiento de la «slime». Como se recordará, las mesas «Wilffley» producen tres clases de productos a saber: concentrado fino, productos intermedios i los «slimes». En Great Falls, los productos intermedios se concentran en «Vanners» i las «slimes» en mesas cónicas. En Anaconda los productos intermediarios se reconcentran en «Wilffley» de nuevo i las «slimes» se dejan decantar primero en estanques i despues en llanuras apropiadas i al cabo de 6 o mas meses se recojen, ellas tienen una lei en cobre de 2 o de 3%. Estas «slimes» son trasformadas en briquettes en máquinas apropiadas i fundidas así en los hornos de manga. Estos briquettes se hacen en máquinas «Chambers Bross», de capacidad de 840 toneladas cada una en 24 horas, una de ellas está en trabajo constantemente.

Los briquettes se fabrican con las «slimes» mezcladas con polvos del mineral de primera clase i con el coke obtenido lavando las cenizas de los hornos de reverbero. Este coke, se puede decir, reemplaza 40 toneladas diarias del coke que se usa como combustible en los hornos de manga.

El establecimiento de preparacion mecánica de Anaconda «Washoe Smelter» tiene una capacidad de 8 mil toneladas en 24 horas i está dividido en ocho secciones de a mil toneladas de capacidad cada una. El establecimiento consta de dos grandes edificios que contienen cuatro secciones cada uno; en el medio de los dos edificios está situada la estacion de fuerza que jenera 3,000 H. P., para dar movimiento a la instalacion. El gasto de agua de la instalacion es de 20,000 galones por minuto de la que el 40% se usa de nuevo en diferentes secciones del establecimiento.

La maquinaria de una de las secciones de la instalacion es la siguiente:

- 1 Chancadora Blake de una capacidad de 20 toneladas por hora.
- 2 Trommeles con agujeros de 1.25 pulgada de circunferencia.
- 2 Chancadoras Blake de una capacidad de 8 toneladas por hora.
- 2 Elevadoras de capachos que recorren 450 pulgadas por minuto.
- 2 Trommeles de agujeros de  $\frac{7}{8}$  de pulgada de circunferencia.
- 2 Cribas Hartz de dos compartimentos para granos de 1.25 pulgada.
- 4 » » para granos de una pulgada en diámetro.

- 1 Par de cilindros «Allis-Chalmers» (chancadoras).
- 2 Trommeles con agujeros de 7 milímetros.
- 12 Cribas «Evans» para productos de 7 a 8 milímetros (dos compartimentos cada una).
  - 1 Par de cilindros de productos finos (trituradores).
  - 4 Trommeles con agujeros de 5 milímetros.
  - 12 Cribas «Evans» de a dos compartimentos para productos de 5 a 7 milímetros.
  - 4 Trommeles con agujeros de  $2\frac{1}{2}$  milímetros.
  - 12 Cribas «Evans» de a dos compartimentos para productos de 2.5 a 5 milímetros.
  - 1 Par de cilindros pulverizadores.
  - 4 Trommeles con agujeros de  $1\frac{1}{2}$  milímetro.
  - 4 Clasificadores hidráulicos i distribuidores para cribas «Evans».
  - 18 Cribas «Evans» de a tres compartimentos para productos de  $1\frac{1}{2}$  milímetro.
  - 3 Molinos Huntington de 62 toneladas de capacidad diaria.
  - 18 Cribas «Evans» (1) para productos de 1 milímetro en diámetro.
  - 16 Estanques de decantacion.
  - 18 Mesas Wilffley.
  - 1 Elevador.
  - 18 Mesas Wilffley.
  - 1 Gran estanque de depósito con diferentes compartimentos para los productos concentrados.

Los productos de la concentracion i sus leyes en cobre son como sigue:

Granos de diámetro de una a dos pulgadas: 12% en Cu.

» » » de  $\frac{3}{8}$  de pulgada: 8 a 9% en Cu.

» » » de 5 milímetros: 8% en Cu.

« » » de 2.5 milímetros: 6-7% en Cu.

Productos finos 8 a 9% en Cu.

Slimes 2 a 3% en Cu.

*Butte—Montana—marzo 5 de 1907.*

I. DIAZ OSSA.

---

—•—

**Tratamiento metalúrgico de los minerales auríferos, por cloruración i amalgamación, patentado por el Supremo Gobierno de Chile, a favor de don Nicanor Argandoña.**

---

#### PREÁMBULO

Los procedimientos industriales mas jeneralizados para el tratamiento metalúrgico de los minerales auríferos—amalgamación, cianuración i cloruración—

---

(1) De a tres compartimentos cada una.

dejan mucho qué desear en cuanto a la porcion de oro estraído, pero entre aquellos que no han pasado de simples ensayos, como el ideado por Edison, segun su propia afirmacion, consigue estraer en pocos minutos *todo el oro* que contienen los minerales piritosos, cuyo rendimiento, por los procedimientos comunes de amalgamacion, es nulo o mui escaso.

El fundamento en que reposa—amalgamacion, previa dijestion del mineral pulverizado en una solucion ácida i salina que tiene por objeto hacer soluble el oro en el mercurio i recibir un principio de amalgamacion—no es considerado, por los peritos en la materia, de aplicacion industrial; pero, a mi juicio, las esperiencias de Edison, arrojan una luz tan viva sobre esta cuestion, que es suficiente para marchar por la senda que conduce a solucionar la dificultad de estraer todo el oro, rebelde o combinado, por los procedimientos de amalgamacion, de una manera rápida, económica i sencilla.

La crítica desecha ese procedimiento, fundada: 1.º, en que el mineral auro-piritoso necesita concentracion previa para reducir la masa mineral tratada, operacion que aumenta la planta del ingenio de beneficio, recarga los gastos de extraccion i no concentra todo el oro: así, lo que se gana de un lado, se pierde de otro; 2.º, en que requiere, en fuerte proporcion, el empleo de reactivos caros—10 partes de ácido nítrico, 5 de nitrato de mercurio por 100 de agua—lo que obliga, para un tratamiento en grande escala, a invertir un fuerte capital que permanece mucho tiempo inmovilizado; 3.º, que, para salvar la solucion, con objeto de hacer viable el procedimiento, se necesitan dos operaciones: 1.ª, decantar la parte clara; i 2.ª, someter a la accion de un filtro centrífugo, movido con gran velocidad, como los usados en las fábricas de azúcar, la pulpa o mineral mojado para secarlo i salvar el resto de la solucion, a fin de usarla en una segunda operacion. El estanque de dijestion aumenta la planta del ingenio i las dos operaciones a que da lugar su empleo recarga los gastos de tratamiento en una proporcion que no permite un mineral de baja lei.

Edison, a su vez, critica los procedimientos de amalgamacion i cloruracion. Estos, porque no cloruran todo el oro i, por consiguiente, no lo estraen sino en parte; i aquéllos porque, en jeneral, rinden poco metal, por las razones que se indican: 1.ª, porque la fina division del azogue, producida por el roce durante el proceso de la amalgamacion i la subsiguiente oxidacion, que en tal estado experimenta, lo hace flotar en el agua i perderse, en consecuencia, en la operacion del lavado, bajo la forma de un polvo blanco plumizo que lleva consigo oro amalgamado; 2.ª, porque escapa a la amalgamacion, segun el mineral, cantidad mas o ménos considerable de oro que resiste a la poderosa accion disolvente del mercurio, por mas que se prolongue el contacto de los dos metales i se recurra al refregon o la presion, pues solo se consigue mediante estos artificios dividir mas el mercurio, sin que por esto se amalgame el oro en mayor cantidad.

El notable fenómeno que invariablemente se verifica, siempre que se trata de amalgamar el oro nativo, de que solo una parte se amalgame i otra nó, ya provenga de la rejion oxidada de las vetas, ya de la sulfurada o rejion fria, ha motivado la clasificacion de *oro libre o amalgameable* i *refractario o no amalgameable directamente*. Una i otra clase, miradas a la simple vista u observadas al traves

de un lente, no presentan ninguna diferencia en cuanto a sus caracteres físicos: color, brillo i maleabilidad son iguales en ámbas especies. Pero la diversa manera de actuar el mercurio sobre cada una de ellas obliga a admitir fundadamente que, en el llamado *refractario*, existe una película material, excesivamente ténue, invisible al ojo i al lente, que recubre su superficie, siendo ella el obstáculo que impide su amalgamacion, como la impiden las sustancias grasas: esta clase, por lo tanto, pudiera llamarse *oro sucio*.

La naturaleza mineralógica de esta película, escapada por su tenuidad al análisis químico, pretende un investigador australiano que es un *sulfuro de oro*, pero Edison pone esta asercion en duda: cree que esta tesis no está suficientemente demostrada i que, de consiguiente, su verdadera composicion química sigue aun siendo un problema que el microscopio perfeccionado se encargará probablemente de resolver.

Si se aceptara que la película envolvente del oro, fuera un sulfuro de este metal, debiera solamente encontrarse en la rejion fria o piritosa de las vetas auríferas, así como el cobre, la plata i otros metales, al estado de sulfuros, se encuentran siempre en su propia rejion i solo accidentalmente en la que no les corresponde; pero, contrariamente a esta deduccion, se observa que en algunos asientos mineros, como el del Guanaco, por ejemplo, en la provincia de Atacama, *todo el oro* que proviene de la rejion oxidada en las vetas, cuyo criadero es el cuarzo, sin indicio de piritita, es *refractario* a la accion del mercurio.

De este hecho fluye una deduccion lójica: que la naturaleza química que envuelve el grano de oro, puede ser, en la rejion oxidada, de una composicion diferente a la que tiene en la sulfurada.

Sin duda que seria mui interesante para la mineralojía conocer la naturaleza química de esta película, pero, para el tratamiento por amalgamacion del oro refractario, basta saber que se conocen varios reactivos que lo disuelven, *limpiando*, por consiguiente, su superficie, que es todo lo que se necesita para que rápidamente se amalgame.

De lo espuesto, resulta que el oro de vetas no es directamente amalgamable en totalidad por los antiguos métodos, limitados siempre a poner este metal en contacto íntimo con el mercurio, durante un tiempo mas o ménos prolongado, sin mas variantes que la de unir su accion a la del *refregon o presion*, con lo cual solo se consigue, como ya se ha dicho, perder mayor cantidad de azogue deslizado, sin aumentar ni un ápice su rendimiento.

Fuera de las dos causales enumeradas que influyen tan desfavorablemente en el beneficio del oro, siguiendo los métodos de amalgamacion, hai una tercera, que es comun a todos los métodos: *la deficiente pulverizacion del mineral*. Efectivamente, el oro finísimo, microscópico, diseminado en una ganga dura, como el cuarzo, cuando queda encerrado dentro de una partícula de esta materia, hai *absoluta imposibilidad* para que lo disuelva el mercurio, así como cualquier otro reactivo mas enérgico. Es, pues, indispensable, para obtener el rendimiento mas completo posible, moler a polvo impalpable el mineral que se trata de amalgamar o lejiviar. Así lo han comprendido en el Transvaal, donde hoi dia se emplean las máquinas pulverizadoras de lo fino de la fábrica de Krupp, que realizan el

*desideratum* del amalgamador, cuyo polvo pasa por tamices de 200 a 220 puntos por pulgada. *Corpora non aqua ni se soluta*, dice el antiguo adajo.

Si esta molienda tan fina conviene poco a los métodos de disolución, filtración i precipitación, por las dificultades a que da origen en la operación de percolar, no se encuentra en el mismo caso el proceso de amalgamación, sino al contrario.

#### MÉTODO DE DISOLUCION I PRECIPITACION

##### *Cianuración i precipitación por el zinc i por la corriente galvánica*

Por los métodos de disolución i precipitación química o electrolítica, tampoco se consigue extraer en totalidad el oro de los minerales triturados finamente, ya sea que contengan o nó especies refractarias—sulfuros arseniosos i antimoniosos.

El método de *cianuración*, implantado en Transvaal por Mac-Arthur-Forrest, fundado en la acción disolvente del cianuro de potasio sobre el oro al estado metálico, no produce en el mejor caso sino resultados mediocres, o sea, cuando el mineral tiene baja lei i el oro se encuentra diseminado en pequeñas o finas partículas, pues cuando está al estado de grano grueso, el cianuro alcalino no lo disuelve todo, por ser entónces mui lenta e incompleta su acción, como lo ha demostrado la experiencia. Igualmente la cianuración no da resultado cuando la ganga del mineral contiene pirita algo descompuesta por las influencias atmosféricas o la tostación, es decir, cuando contiene sulfatos, ferrosos o férricos, i finalmente, cuando el oro está interpuesto o combinado con especies sulfuradas, arsenicales o antimoniales de metales no preciosos, o cuando el mineral contiene combinaciones metálicas solubles en la solución de cianuro. Su aplicación queda, pues, reducida a un campo mui limitado. Así su empleo en el Transvaal esta circunscrito a recuperar en parte el oro que contienen los residuos que provienen de la amalgamación en planchas azogadas.

A lo dicho hai que agregar que la precipitación del oro por el zinc en el procedimiento de Mac-Arthur-Forrest es una operación, según Borchers, algo incompleta, requiriendo además una solución de cianuro de una concentración que contiene, por término medio, 0,3% de cianuro alcalino, lo que da un gasto, por tonelada de relave tratado, de 3 chelines, i como su lei no pasa de 7 a 8 gramos por tonelada, de cuyo contenido solo se extrae al rededor de 60%, se ve que el gasto de cianuro es mui considerable i el resultado obtenido poco satisfactorio.

Además, el modo de obrar del cianuro, para disolver el oro, requiere, como lo demostró Elsner, hace mas de medio siglo, el concurso del oxígeno, según la reacción:



De donde se deduce que si el oxígeno está en exceso, la oxidación producida determinará pérdida de cianuro. Igual oxidación produce el ácido carboni-

co del aire. Es este un punto mui delicado en el proceso de cianuracion, que influye desfavorablemente en los resultados obtenidos.

Este procedimiento, aplicado a la cianuracion de los residuos auríferos, usando como precipitado la corriente galvánica, implantado por Siemens i Halske en el Transvaal, da mayor rendimiento de oro que el de Mac-Arthur-Forrest, 70 % del oro que contienen i gasta dos i media veces ménos cantidad de cianuro; pero en cambio es mucho mas lento el ataque del metal rejio i requiere mayor planta.

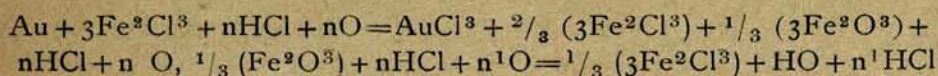
#### PROCEDIMIENTO DE CLORURACION

Estos procedimientos, ya en desuso, fueron fundados en la accion del cloro gaseoso, producido en algunos casos fuera de la cuba lejivadora i en otros en ella misma por el cloro al estado naciente, empleando combinaciones que lo emiten. En uno i otro caso el cloro disuelve en frio con mucha enerjía, el oro fino, esto es, en pequeñas partículas, pero su accion, como la del cianuro, es mui lenta, cuando se encuentra en grano grueso i carece de accion sobre el oro interpuesto o combinado en las especies sulfuradas, arsenicales o antimoniales de los metales no preciosos. Los residuos de la cloruracion en estos casos contienen mucho metal precioso, que es necesario recuperar en un segundo tratamiento que requiere calcina oxidante.

#### CLORURACION I AMALGAMACION

El procedimiento de que voi a tratar es mas jeneral que los anteriores, incluso el de Edison, pues se aplica con igual éxito al oro libre i al refractario, como a las especies rebeldes, arsenicales i antimoniales de los metales no preciosos, en los cuales el oro está combinado o simplemente interpuesto.

Si el *cloro libre* carece de accion sobre el oro que contienen las citadas especies rebeldes, el *cloruro férrico*, la tiene mui efectiva i enérgica sobre todas ellas i sobre el oro metálico, cuando están finamente pulverizados, como lo demostró el metalurjista Rivot, estudiando la accion del percloro de fierro en solucion clorhídrica sobre los metales libres i los metales de los sulfuros friamente divididos. En esta accion juega un papel mui principal el oxígeno del aire, pues por ella renace el cloruro férrico, reducido a ferroso, por cesion de cloro a las especies en que está en contacto, segun las fórmulas:



Esta serie de reacciones se reproducen hasta la completa cloruracion del metal, libre o combinado, sometida a la accion de la solucion muriática de cloruro férrico. Ellas demuestran que, por la accion combinada del oxígeno i del cloro del ácido que contiene la solucion, renace todo el percloruro de fierro, siempre que el ácido se encuentre en la cantidad suficiente para la cloruracion del metal, pues si estuviera en defecto, una parte mas o ménos considerable de percloruro se convertiria en hidrato de peróxido.

Con los sulfuros metálicos, cuando interviene la acción del aire, la reacción es enteramente análoga, separándose en este caso azufre libre.

Con las sulfuraciones metálicas, como he tenido ocasión de comprobarlo, la reacción siempre es la misma que la que tiene lugar con los sulfuros simples, separándose el azufre i el arsénico al estado libres.

La acción, pues, de la solución muriática de cloruro férrico equivale para estas especies a la del agua regia, sin sus inconvenientes de vapores nitrosos i elevado precio.

La misma acción, pero mas lenta, tiene la solución acuosa de cloruro férrico sobre los mencionados cuerpos simples i compuestos, interviniendo la acción del oxígeno del aire. En este caso, parte del cloruro ferroso, por la acción del oxígeno del aire, al rejenerarse el cloruro férrico, una parte—repito—se transforma en oxiduro férrico mui básico, por cuya razón conviene agregar a la solución un poco de cloruro de sodio que lo descompone en cloruro férrico e hidrato de peróxido que se precipita.

Donde se ve prácticamente el poder disolvente de la solución acuosa de cloruro férrico sobre los metales de los sulfuros, es en el tratamiento en la mayor escala conocida, implantado en Rio Tinto por Döetsch, para extraer el cobre de los minerales piritosos, cuyo análisis da para el cobre de cemento obtenido, la siguiente composición: cobre, 94,5 a 95,93%, siendo lo restante para completar el análisis, fierro, antimonio, arsénico, plomo, níquel, cobalto, ácido sulfúrico i cloro. Todos los metales sulfurados, arsenicales i antimoniales, se han clorurado por la solución acuosa de cloruro férrico.

### *Ejecucion del beneficio*

Tratándose de extraer por amalgamación el oro existente en un criadero compuesto de cuarzo i pirita que contiene la especie llamada oro refractario, sin mezcla de otros sulfuros metálicos, una solución acuosa de cloruro férrico, mezclada con un poco de perclorato de potasa que reemplaza la acción del oxígeno del aire, compuesta de 100 partes de agua i 1 de percloruro, basta para formar una pulpa en que el oro quede clorurado en parte i el resto en estado amalgamable, pues la película envolvente la disuelve la solución. Jirando esta pulpa, por una hora, en un barril amalgamador de capacidad para 30 quintales métricos, como los usados en Chile para la amalgamación de la plata, con una velocidad de 6 a 8 vueltas por minuto, se agregará en seguida cal viva en cantidades suficientes para descomponer el cloruro de fierro i el de oro que se ha formado, reacción rápida que se verifica en pocos minutos, por lo que no hai inconveniente en agregar al mismo tiempo la cantidad necesaria de mercurio para la amalgamación del oro, lo que se verifica en 1 hora de rotación del barril. Trascorrido este tiempo se pára el barril i se procede a su descarga i lavado de la pulpa para separar la amalgama de oro, que se limpia, quema i refoga, i en seguida, se hace un lingote, como es de regla en estos casos.

Cuando se trata de extraer el oro contenido en minerales, que además de la pirita contengan otros sulfuros metálicos, la cantidad de percloruro de fie-

ro debe agregarse en ligero exceso del que piden los equivalentes químicos para clorurar los metales de los sulfuros. Hecha la cloruración se agrega la cal viva para precipitar los metales no preciosos al estado de óxidos que no se amalgaman i el oro al estado metálico.

### *Pulpa*

Un punto mui esencial en el tratamiento del oro por amalgamación consiste en el arreglo de la pulpa, o sea en la cantidad de agua con que debe mezclarse el mineral molido para que el mercurio pueda moverse sin dificultad en toda la masa. Si queda mui espesa i ligosa, se mueve difícilmente i con mucha lentitud; hai mucho rozamiento, de donde resulta que se divide a un grado finísimo, se oxida i queda impropio para disolver el oro, se retarda la amalgamación i el rendimiento es tanto menor cuanto mayor es el grado de resistencia que se opone a su paso; si está mas blanda que lo necesario, el mercurio se mueve rápidamente i la amalgamación se retarda mucho. La cantidad de agua que es necesario emplear solo se puede determinar en cada caso particular por esperiencia directa, pues varía, como es natural, con la naturaleza de la ganga. Así un criadero cuarzoso requiere menor cantidad que otro arcilloso; pero la proporción varía entre límites pequeños, de 21 a 23%, pero un pequeño aumento mas del necesario tiene una influencia mui considerable: un poco mas de agua que la conveniente retarda horas de horas la amalgamación. La esperiencia para arreglar la masa debe practicarse así: se toma, por ejemplo, un kilogramo de mineral molido del comun que se va a tratar i se pone en un vaso; se le agrega agua con una copa graduada hasta la proporción de 20% i se observa la consistencia adquirida: si está espesa se le agrega nueva cantidad poco a poco, hasta que *ceda* a una suave presión de los dedos. En una palabra la proporción de agua requerida la da la práctica i el espíritu de observación.

### *Temperatura*

La influencia de la temperatura en la duración de la amalgamación de los metales es mui considerable: es tanto menor cuanto mayor es aquélla. Una hora es suficiente para que la *plata* i el *oro* contenidos en un mineral se amalgamen totalmente, bastando en algunos casos la mitad de ese tiempo, cuando la temperatura de la masa es superior a 100° centígrados, temperatura que se produce fácil i económicamente, empleando, en vez del vapor de agua, que es el método adoptado en la amalgamación americana, el mineral calentado en hornos cilíndricos jiratorios. *Una hora* de calentamiento basta para que el mineral adquiera una temperatura superior a 100° mientras que se necesitan *cuatro* para llegar al mismo fin usando el vapor.

NICANOR ARGANDOÑA.

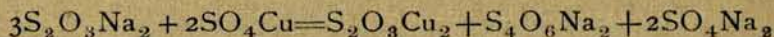




## Investigaciones sobre el dosaje i reacciones de algunos metales

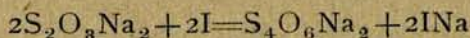
*Método de ensaye de cobre por titulacion con yodo por intermedio del hiposulfito de sodio.*—El método se basa en la accion del hiposulfito sobre las sales cúpricas, que son convertidas en sales cuprosas, con la transformacion (oxidacion) del hiposulfito en tetracionato, i en la titulacion del exceso de hiposulfito, que se debe emplear, por medio de una disolucion valorada de yodo.

La reaccion que se verifica entre la sal cúprica i el hiposulfito es la siguiente:



Se ve que dos átomos de cobre oxidan dos moléculas de hiposulfito.

El hiposulfito restante se titula con yodo, que se descolora segun la ecuacion siguiente:



de modo que un átomo de yodo corresponde a una molécula de hiposulfito i por consiguiente a un átomo de cobre.

He preparado una disolucion de yodo que corresponde a 10 mgrs. de cobre por cm.<sup>3</sup>

La disolucion de hiposulfito se preparó de una concentracion tal que se correspondieran volúmenes iguales de esta disolucion i de la de yodo (aunque no era necesario, pero tenia la ventaja de ahorrar un pequeño cálculo i de que siendo de concentraciones equivalentes, la aproximacion en la medida de los volúmenes i por consiguiente de los pesos, era una misma). Como un átomo de yodo corresponde a una molécula de hiposulfito, la disolucion de esta sal tenia por cm.<sup>3</sup> 39 mgrs. de hiposulfito cristalizado ( $S_2O_3Na_2 \cdot 5H_2O$ ).

La disolucion de yodo se preparó con yodo puro, i la de hiposulfito se tituló con la de yodo, dejando caer el yodo sobre el hiposulfito.

El hiposulfito debe agregarse en exceso sobre la sal de cobre i en cantidad suficiente para formar una sal estable doble de hiposulfito cuproso i sódico, de las cuales, la mas estable, segun Schnabel (*Metallurgie de Cuivre, Plomb, Argent et Or*, página 690, edicion francesa, traducida por L. Gautier, Paris, 1896) tiene la fórmula  $8S_2O_3Na_2, 3S_2O_3Cu_2$ .

Para formar esta sal hai que agregar 4,5 p. de  $S_2O_3Na_2$  por 1 p. de cobre. Como cada cm.<sup>3</sup> de la disolucion de hiposulfito preparada tiene 39 mgrs. de  $S_2O_3Na_2 \cdot 5H_2O$ , tiene tambien 25,5 mgrs. de  $S_2O_3Na_2$ . Luego por cada mgr. de cobre habrá que agregar 0.18 cm.<sup>3</sup> de hiposulfito para formar la sal doble citada.

(La disolucion valorada de yodo se puede preparar por el método directo, como se ha dicho, o titulándola con una disolucion valorada de cobre. Se determina para esto la relacion entre las disoluciones de yodo e hiposulfito. Despues

se titula con la disolucion de yodo un volúmen conocido i conveniente de hiposulfito al cual se ha agregado un volúmen conocido de disolucion tipo de cobre. La cantidad de yodo gastada será menor que en caso de no tener el hiposulfito la sal de cobre. Con estos datos, se puede determinar el título del yodo en cobre).

La titulacion del cobre se efectua así: Sobre la disolucion de cobre neutra o débilmente ácida, con ácido acético, se agrega el hiposulfito de sodio en exceso i en la proporcion de unos 0.18 cm<sup>3</sup> por cada mgr. de cobre; se añaden algunas gotas de engrudo de almidon i se deja caer en seguida el yodo hasta coloracion azul persistente. Siendo equivalente en volúmen las disoluciones de yodo e hiposulfito, i aquélla equivaliendo a 10 mgrs. de cobre por cm<sup>3</sup>, la diferencia entre el número de cm<sup>3</sup>, de hiposulfito empleados i el número de cm<sup>3</sup> de yodo, corresponde, multiplicada por 10, al número de mgrs. de cobre en la disolucion.

El cuadro siguiente muestra una serie de esperiencias, de las que se deduce la cantidad de hiposulfito que se debe emplear como mínimo para una cantidad dada de cobre, i que muestra tambien que la reaccion, segun la formula ántes escrita, es exacta, i por consiguiente, el método.

Cantidad de cobre empleada en cada esperiencia (10 cm<sup>3</sup>), 100 mgrs. La disolucion nítrica de cobre se basefica con amoníaco en caliente i se hace ácida con ácido acético diluido. Se agregan gotas de engrudo de almidon i un volúmen conocido de hiposulfito, titulándose en seguida con yodo.

S <sub>2</sub> O <sub>3</sub> Na <sub>2</sub> usado, cm <sup>3</sup>	I usado, cm <sup>3</sup>	Diferencia entre vol. S <sub>2</sub> O <sub>3</sub> Na <sub>2</sub> i vol. yodo cm <sup>3</sup>
5	3.3	1.7
5	3.3	1.7
10	6.3	3.7
10	6.4	3.6
15	9.2	5.8
15	9.2	5.2
20	11.8	8.2
20	11.3	8.7
20	11.	9.
25	15.5	9.5
30	20.7	9.3
30	20.6	9.4
40	30.5	9.5
40	30.4	9.6
45	35.5	9.5
50	40.6	9.4

En las 9 primeras esperiencias el hiposulfito no fué suficiente para descolorar el cobre, se ve que los resultados obtenidos no concuerdan con los que se deducen de la ecuacion. Las 7 últimas esperiencias dan resultados concordantes con la ecuacion; en ellas los líquidos eran incoloros. El promedio de los números obtenidos en estas esperiencias es 9.5, i como cada cm.<sup>3</sup> yodo equivale a 0.98

de hiposulfito (resultó así en las esperiencias) o 1 cm.<sup>3</sup> S<sub>2</sub>O<sub>3</sub>Na<sub>2</sub> equivale a 1.01 de I. en vez de una diferencia de 9.5 cm.<sup>3</sup> se obtendrá 9.9 cm.<sup>3</sup> que equivalen a 99 mgrs. de cobre, en vez de ciento.

Se deduce que la cantidad de hiposulfito que hai que agregar es, por 1 p. de Cu, 5 partes de S<sub>2</sub>O<sub>3</sub>Na<sub>2</sub> sin agua, aceptando 25 cm.<sup>3</sup> del líquido del hiposulfito para 100 mgrs. de cobre.

Se determinó por este método la lei en cobre de una aleacion (laton) que por el método electrolítico dió 73.3% i por el método que esperimentamos 72.8% Cu.

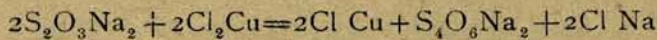
La titulacion del hiposulfito con el yodo debe efectuarse inmediatamente despues de descolorado el cobre, pues el hiposulfito doble de cobre i sodio se descompone lentamente.

Sales férricas no deben hallarse presentes, pues oxidan al hiposulfito. Tampoco deben existir compuestos del Al, Hg, Sb, que en caliente actuan sobre el hiposulfito descomponiéndolo.

El Bi i el Pb., produciendo yoduros coloreados, no deben estar presentes. El método aunque exacto, es largo i no lo recomiendo.

*Método de ensaye de cobre por descoloracion del cloruro cúprico por medio del hiposulfito de sodio.*—El método es análogo al de reduccion del cloruro cúprico por el cloruro estanoso, salvo que he reemplazado este reactivo por el hiposulfito de sodio.

La reaccion que tiene lugar es:



Los detalles son análogos a los del método por el Cl<sub>2</sub>Sn.

Se obtienen resultados satisfactorios, efectuando la titulacion con las precauciones que se aconseja tomar al usar el método de Weil (por el cloruro estanoso), cuyos detalles se aplican en este caso.

Para los que usan i consideran bueno el método de Weil, puede ser útil el método que propongo, empleando el hiposulfito, ya que es mas fácil preparar i conservar este reactivo, que el bicloruro de estaño.

*Un nuevo método para disolver la casiterita (Sn O<sub>2</sub>) por via húmeda (por electrolisis).*—Consiste en la reduccion del bióxido de estaño a estaño metálico por el hidrójeno naciente producido por la corriente eléctrica.

La casiteria porfirizada en un mortero de ágata fué colocada en una cápsula de platino, con una disolucion acuosa débilmente acidulada con ácido clorhídrico. Se comunicó la cápsula con el polo negativo, de modo que el hidrójeno desprendido estuviera en contacto íntimo con la casiterita.

La reduccion de  $\frac{1}{2}$  gramo se efectuó, mas o ménos, en 4 horas, con una densidad de corriente de 3 amperes por dm<sup>2</sup> a la temperetura ordinaria. El estaño metálico se presentaba en forma de lamas, es decir, con el mismo aspecto que el obtenido por precipitacion con zinc del cloruro de estaño. Terminada la reduccion, se suspendió la electrolisis, se agregó ácido clorhídrico concentrado, que disolvió el estaño, se agregó una cantidad conveniente de amoníaco i de oxa-

lato de amonio i se efectuó la electrolisis, usando como catodo un cono de platino i sirviendo de anodo la cápsula de platino (detalles se encuentran en los tratados especiales, Classen, Hollard i Bertiaux, etc).

Para disolver la casiterita, evitando el empleo del fuego o sea por disgregacion o reduccion al rojo por carbon e hidrójeno, se conoce la reduccion por tratamiento de la casiterita con ácido clorhídrico i zinc. Este método que es largo tiene esta desventaja sobre el que he experimentado, aunque la rapidez de éste, siendo pequeña, no aconseja, a mi juicio, su uso, salvo que nuevas investigaciones lo modificaran, haciéndolo mas práctico.

*Investigacion sobre el ensaye del níquel empleando la disolucion del sulfuro en el monosulfuro de sodio.*—Como es sabido, por las esperiencias de Chesneau, de Koninck, Villies, etc., el sulfuro de níquel puede disolverse completamente en el monosulfuro de sodio i separarse así del cobalto. La disolucion del níquel es de un color pardo intenso.

He tratado de aprovechar esta disolucion i su descoloracion con el cianuro de potasio, para el ensaye del metal. Pero los resultados son inciertos, pues la descoloracion no presenta un fin bien neto.

Los resultados tienen una aproximacion de 5 % solo.

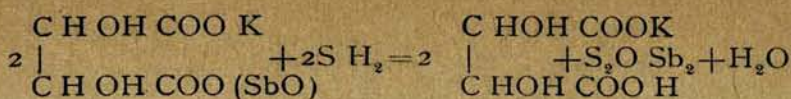
Quise usar la disolucion sulfúrea del níquel para hacer un depósito electro-lítico del metal. Despues de unas 15 horas de electrolisis con una densidad de corriente de 1,5 amperes por dm.<sup>2</sup> a la temperatura ordinaria, el catodo estaba cubierto de un depósito pardo oscuro mui adherido al platino i el líquido habia casi perdido su color. El depósito probablemente de sulfuro de níquel, se disolvió fácilmente en el ácido clorhídrico. No obtuve resultados concluyentes. La teoría de los yones esplica facilmente estos fenómenos.

*Accion del hidrójeno sulfurado sobre el yoduro mercúrico en disolucion alcoholica.*—El yoduro mercúrico disuelto en alcohol se conduce de un modo especial, i distinto de sus demas sales, respecto del ácido sulfhídrico. Sometido a la accion de este reactivo se enturbia débilmente sin precipitarse el sulfuro mercúrico. La adicion de sales estrañas, como las de amonio, producen la precipitacion del sulfuro.

Talvez el hidrójeno sulfurado, al actuar sobre aquella sal de mercurio, produce un sulfuro coloidal, que atraviesa los filtros i solo se precipita en presencia de otras sales, como sucede con el yoduro de cadmio i el anhídrido arsenioso en disoluciones acuosas puras i con el zinc en disolucion fuertemente amoniaca. La teoría de los yones esplica fácilmente estos fenómenos.

*Accion del ácido sulfhídrico sobre el tartrato doble de potasio i de antimonio (emético ordinario).*—El ácido sulfhídrico, actuando sobre el emético ordinario, sea en disolucion en agua pura, o en disolucion dorchídrica, produce un precipitado rojo vivo, probablemente de *bermellon de antimonio*, que corresponde a la fórmula  $S_2OSb_2$ , i que se obtiene comunmente tratando el cloruro antimonioso por el hiposulfito de sodio.

La reaccion que talvez se produce entre el hidrójeno sulfurado i el emético es la siguiente:



Es algo extraño que la disolución clorhídrica del emético, en que el antimonio parecería que se encuentra como cloruro antimonioso ( $\text{Cl}_3 \text{Sb}$ ) i que, como las sales antimoniosas i antimónicas, debería producir con el hidrógeno sulfurado un precipitado anaranjado de trisulfuro de antimonio ( $\text{S}_3 \text{Sb}_2$ ),—produzca también con el ácido sulfhídrico un precipitado rojo, igual en aspecto al producido por este reactivo sobre la disolución acuosa del emético. Ya que así es, se debe suponer que en la disolución clorhídrica del emético, el antimonio permanece como sal de antimonilo ( $\text{SbO}$ ), soluble en ácido clorhídrico, pero insoluble en agua, como el cloruro antimonioso.

Es posible que la disolución clorhídrica del emético, sometida a ciertos agentes físicos i químicos, produzca, con el hidrógeno sulfurado, el sulfuro anaranjado característico de las sales antimoniosas i antimónicas. No me he dado el tiempo para hacerlo.

F. A. SUNDT

Ingeniero de minas, jefe de trabajos prácticos  
de químicas de la Escuela de Ingeniería de  
la Universidad de Chile.



## La producción i el precio de los metales

### SU RELACION ECONÓMICA

Ya se ha tratado aquí, a propósito de los metales, del alza que se ha producido en 1906. Deseo, tomando el mismo ejemplo, poner en evidencia una lei económica bastante curiosa, que en los períodos de prosperidad, liga la importancia de la producción con el precio de venta.

A primera vista, i por falta de bastante reflexión, se podría imaginar que cuando la producción aumenta, el precio disminuye. Esto parece la consecuencia bastante natural de la lei de la oferta i la demanda.

En realidad, para las materias primas, cuya producción no depende exclusivamente del trabajo humano, sino que es función de condiciones naturales que no se modifican de la noche a la mañana, se produce lo contrario. En los períodos de inflación económica, en que la actividad industrial aumenta en todas las ramas en conjunto, la demanda creciente conduce, a la vez, a un aumento de la producción, i como ésta permanece al principio, a pesar de todo, inferior a las necesidades, conduce también a un aumento de los precios; solo después, cuando

se ha tenido tiempo de descubrir i de poder aprovechar los depósitos nuevos, la producción alcanza i sobrepasa al consumo; entónces solo se produce la baja de los precios. En término medio, durante un período un poco largo, se ve subir simultáneamente la curva de la producción i la del precio, contrariamente a lo que hubiera parecido que debía ser.

Por ejemplo, he agrupado en el cuadro siguiente, las producciones de los principales metales desde hace un cuarto de siglo, eligiendo como fecha intermedia, 1888, que ha sido una especie de fecha característica, por haber precedido al gran vuelo que tomaron las minas de oro del Transvaal, por el cual se han influenciado todas las condiciones de la industria moderna. Espresando las producciones en toneladas i clasificando los metales según el orden de su aumento mas o ménos rápido, representado por los coeficientes que se encontrarán un poco mas adelante, se tienen las siguientes cifras para la producción mundial:

	1880	1888	1905
Oro.....	163	159	608
Cobre.....	156,000	263,000	665,000
Fierro, fundicion i acero..	29.000,000	41.000,000	85.000,000
Plomo.....	303,000	517,000	1.051,000
Estaño.....	41,000	54,000	105,000
Zinc.....	191.000	344,000	608,000
Plata.....	2,500	3,700	53,000
Mercurio.....	3,500	3.900	3,400

De un modo jeneral, este cuadro pone tambien en evidencia el vuelo colosal que han tomado las industrias minerales desde hace un cuarto de siglo. No hai escepcion mas que para dos metales: el mercurio, cuya producción ha bajado sensiblemente al mismo tiempo que su precio, debido a una reduccion en sus empleos metalúrgicos; i la plata, cuya curva, que fué primero ascensional, de 1880 a 1895, ha alcanzado en este momento un máximo de 5,600 toneladas, cifra bajo la cual se ha mantenido despues, a pesar de una baja semejante del precio, debido a su desmonetizacion. Al contrario, para todos los demas metales, el coeficiente por el cual hai que multiplicar la producción de 1888 para tener la de 1905, varía de 1.70 a 3.66 i alcanza a su máximo para el oro. Hé aquí, por lo demas, las cifras, clasificadas en el orden decreciente de estos coeficientes:

Oro, 3.66; cobre, 2.52; fierro, 2.12; plomo, 2.03; estaño, 1.93; zinc, 1.76; plata, 1.43; mercurio, 0.87,

Si se hubiera comparado 1905 a 1880, sin contar algunas diverjencias, de las cuales la principal es la correspondiente al lugar del fierro, se habria encontrado un orden análogo:

Cobre, 4.26; oro, 4.22; plomo, 3.45; zinc, 3.18; fierro, 2.92; estaño, 2.55; plata, 2.16; mercurio, 0.95.

Limitándose al período 1888-1905, la producción del oro ha aumentado dos veces mas lijero que la de la plata i no es seguida, a distancia bastante

grande, sino por la del cobre, cuyos usos industriales han tomado un desarrollo tan marcado con el progreso de la electricidad.

En el mismo tiempo el precio de esos metales, clasificados en el mismo orden, han variado en la proporcion siguiente, por tonelada:

	1880	1888	Fin 1906	Cofic. de acrecimiento de 1880-1906	Cofic. de acrecimiento de 1888-1900
Oro.....	3.444,440	3.440,440	3.444,440	1.00	1.00
Cobre (1).....	1,552	1,350	2,830	1.81	2.09
Fundicion . . .	93	60	78	0.83	1.30
Plomo.....	385	354	475	1.23	1.33
Estaño.....	2,267	2,911	5.070	2.23	1.74
Zinc.....	447	406	745	1.66	1.83
Plata.....	192,000	157,000	116,000	0.60	0.74
Mercurio.....	5,220	6,500	3,450	0.65	0.53

La última columna pone en evidencia el hecho económico a que he hecho alusion al principio, i es que, de 1888 a 1906, el precio de los metales referido al oro, ha aumentado casi proporcionalmente a su produccion, contrariamente a lo que una observacion superficial habria podido hacer pensar.

La plata i el mercurio, cuya produccion ha quedado estacionaria o ha bajado desde hace 17 años, al mismo tiempo han disminuido de valor; el cobre, cuya produccion ha llegado a ser dos i media veces mayor, al contrario, ha doblado su precio; el fierro i el plomo, cuya produccion se ha duplicado, han aumentado en la proporcion de 1.30 a 1. Esta lei no se verificaria sino groseramente, pudiendo influir muchas circunstancias particulares, momentáneas o ficticias (sindicatos, etc.); i es así como para el estaño i el zinc, el aumento de precio es mayor del que debiera ser; para el platino, todavía mas monopolizado, se encontraria una escepcion del mismo jénero. Pero, en término medio, se puede concluir que las mismas causas que conducen a una demanda mas grande de un metal i que producen un acrecentamiento de su produccion, determinan tambien en los períodos prósperos, un aumento del precio, no llegando la produccion a seguir los progresos demasiado rápidos del consumo, de suerte que hai escasez. No son, como pudiera pensarse en el primer momento, las condiciones jeológicas o industriales los factores predominantes de estas variaciones en la produccion o en el precio; en el estado actual de la humanidad i con los inmensos recursos minerales disponibles, de los que guardamos el privilejio momentáneo, se encuentra casi lo que se desea en cuanto a minerales; no se trata mas que de poner el precio i a ménos de una revolucion completa en el empleo de un metal, su precio conserva aproximadamente, con el de los otros metales, la relacion anteriormente determinada para empleos análogos, o bien esta relacion varía en un sentido previsto. Su

(1) Para el cobre se ha puesto en lugar de los precios de 1888 los de 1889, porque las cifras de 1888 han sido falseadas por la especulacion de los metales.

demanda provoca los descubrimientos, primero un poco menos (de ahí el alza del precio) durante el tiempo necesario para las investigaciones, despues un poco mas, cuando esta alza ha sobreexcitado exajeradamente la emulacion, i la produccion se acrecienta a medida de las necesidades, casi tanto como este consumo lo necesita. Se observa, tambien, para sustancias reputadas raras o escepcionales como el vanadio, el tungsteno, el cerio o el irconio, de los que no se creia poseer depósitos importantes hasta el dia en que se les ha descubierto empleos, que entónces se revelan en cantidad luego suficiente o mas que abundante para las necesidades.

Si se permitiera aplicar una lei tan vaga i empírica al caso particular del oro, se concluirá que el precio del oro, sin que lo dudáramos, casi se habria doblado, como el del cobre, trayendo, por consiguiente, una disminucion a la mitad de los precios de las materias primas, pues que su poder de adquisiciones dos veces mayor. Esta variacion, que parece intervenir sin que lo sepamos, en el precio mismo de los metales segun los que hemos calculado nuestros coeficientes, estos coeficientes parecerá que aumentan todavía, i el que hemos venido suponiendo por asimilacion para el oro, tambien se comprueba, en efecto, paralelamente a la gran alza de los metales que ha marcado el año 1906, una escasez de oro, traducida por una elevacion jeneral del descuento, al que sin duda otras causas han contribuido, de donde se podria concluir que la produccion del oro, acrecentada tan extraordinariamente en estos últimos años, no ha sido todavía suficiente para las necesidades resultantes del desarrollo industrial jeneral, que se ha manifestado simultáneamente en el mundo entero.

L. D. L.

De *La Nature*, 23 de febrero de 1907.

