

---



---

# BOLETIN

DE LA

# Sociedad Nacional de Minería

---



---

## DIRECTORIO DE LA SOCIEDAD

◆

**Presidente**  
Cárlos Besa

**Vice-Presidente**  
Cesáreo Aguirre

**Director Honorario**  
ALBERTO HERRMANN

Andrada, Telésforo  
Avalos, Cárlos G.  
Chiapponi, Márcos  
Echeverría Blanco, Mannel  
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

---



---

## Tratamiento metalúrgico de los minerales de Butte

### SUMARIO

- I. Introduccion. — II. Calcina. — III. Fundicion en hornos de reverbero. — IV. Fundicion en hornos de viento. — V. Tratamiento de ejes en convertidores. — VI. Refina del cobre impuro i fabricacion de anodos. — VII. Refina electrolítica. — VIII. Cámaras de condensacion i demas accesorios de un establecimiento de fundicion de cobre.

### INTRODUCCION

La produccion de cobre del estado de Montana fué durante 1905 de 319.179.885 libras de cobre puro (1). Este solo dato bastará para poner en evidencia que Montana es el distrito minero mas apropiado para estudiar detenidamente los procesos mas modernos de fundicion de cobre. En el curso de esta memoria se omite, en jeneral, las descripciones de hornos, aunque se detallan los rasgos mas característicos de ellos. La descripcion de hornos, ademas de ser un tanto enfadosa, no es de utilidad práctica, pues dia a dia presenciamos cambios

(1) *Mineral Industry*. Volúmen XIV.

hechos en su construcción, de manera que en el curso de dos o tres años los hornos han cambiado por completo: testigos de estos cambios son los hornos de viento i de reverbero de *Anaconda*, que tres años hace no salían de las dimensiones comunes i hoy día son verdaderos gigantes.

En Montana hai dos sistemas de fundición claramente definidos, ellos son: la fundición de los productos finos de la concentración por agua en hornos de reverbero; i la fundición, en hornos de viento, del mineral cuya ley en cobre es mayor de 5 % i de aquellos productos de la concentración por agua formados por granos de diámetro mayor de  $\frac{3}{8}$  de pulgada.

El mineral que se somete a la concentración contiene de 2 a 5 % de cobre i no puede ser tratado de otra manera. La fundición pirítica no es aquí practicable por cuanto el mineral no es lo suficientemente rico en piritas de fierro para suministrar por medio de su oxidación la cantidad de calorías requeridas para la fundición.

La Compañía Minera «Pisburg and Montana» instaló en esta ciudad un establecimiento de fundición pirítica usando el procedimiento «Baggaley» que consiste principalmente en fundición de minerales pobres usando piritas como flujo i combustible i en el tratamiento de ejes pobres en convertidores revestidos de materiales básicos agregando sílice para escoriificar el fierro oxidado. Este establecimiento cerró sus puertas después de una campaña de 5 meses llena de serios inconvenientes i tropiezos i de pésimos resultados.

La fundición en hornos de reverbero requiere una concentración i calcina previas. La concentración no forma parte de este estudio por lo que me limitaré a describirla a la lijera.

El mineral se chanca en chancadoras Blake i se tritura en cilindros. Los productos triturados se clasifican en trommels i se concentran en cribas, el material concentrado contiene de 9 a 10 % de cobre i está formado por granos de diámetro que varía de 1 a 2 pulgadas. Estos productos se funden en hornos de viento.

El mineral no concentrado en la operación anterior se muele en cilindros, se clasifica en trommels i se concentra en cribas; se obtiene así un producto que contiene de 8 a 9 % de cobre, formado por granos de diámetro mayor de  $\frac{3}{8}$  de pulgada. Estos productos se funden en hornos de viento.

El mineral no concentrado en la segunda operación es pulverizado en molinos Huntington o Chilenos, clasificado en clasificadores hidráulicos i concentrado en mesas Wilfley o Vanners, predominando las primeras. Los productos de esta última operación son finísimos i se funden, como ya se dijo, en hornos de reverbero, calcinándolos previamente.

Las aguas de la concentración contienen en suspensión partículas pequeñísimas de mineral, por lo que se dejan decantar en *canchas* apropiadas, recojiéndose después este producto que se llama «slime», que se transforma en «briquettes» en máquinas apropiadas, fundiéndoselos en hornos de viento.

#### CALCINA

Los hornos usados para calcinar en Montana i en la mayoría de los establecimientos de beneficio de cobre de este país son los hornos cilíndricos verticales

«Mac-Dougall» reformados i generalmente conocidos con el nombre de hornos «Evans-Klepetko». Es este horno un cilindro vertical que tiene 6 pisos; un árbol o eje central pone en movimiento, en cada piso, rastrillos horizontales que remueven el mineral. Los dientes del rastrillo tienen cierta inclinacion ya sea hácia las paredes del horno o hácia el centro, esto tiene por objeto hacer caer el mineral de un piso al otro.

La instalacion de mayor capacidad es la del «Washoe Smelter» en Anaconda: consta dicha instalacion de 56 hornos colocados en 14 hileras de a 4 hornos cada una. Cada piso de este horno tiene tres puertas que sirven para regularizar el consumo del aire, limpiar los pisos i hacer las reparaciones necesarias. En Anaconda la capacidad de cada uno de estos hornos es de 40 tons.; el diámetro del cilindro es de 4,80 ms. i la altura de 6,40 ms. Naturalmente la capacidad del horno se regulariza por la lijereza con que se mueven los rastrillos; la capacidad de 40 tons. se consigue en Anaconda funcionando con una velocidad tal que los rastrillos puedan describir una circunferencia en 60 segundos. En «Greats-Falls» los rastrillos describen una circunferencia en 50 segundos, la capacidad de cada horno es de 50 toneladas. Este mismo tipo de horno tiene una capacidad de 30 toneladas si los rastrillos describen la circunferencia en 75 segundos.

Para principiar a calcinar se cierran las puertas de cada piso, escepcion hecha de las del piso último (inferior); en el primer piso se enciende madera o leña seca i en seguida se agrega carbon; en los pisos restantes se quema madera solamente. Cuando el horno esté lo suficientemente caliente, se introduce el mineral, el que cae al primer piso i de allí cae al segundo piso i así sucesivamente, demorando 2 horas i cuarto en su viaje al traves de los 6 pisos del horno. Estos hornos exigen, se puede decir, un alimentador automático que regulariza la entrada del mineral con mas gradualidad de lo que un hombre puede hacerlo i produce una gran economía en la mano de obra, puesto que así un hombre puede atender 6 hornos fácilmente.

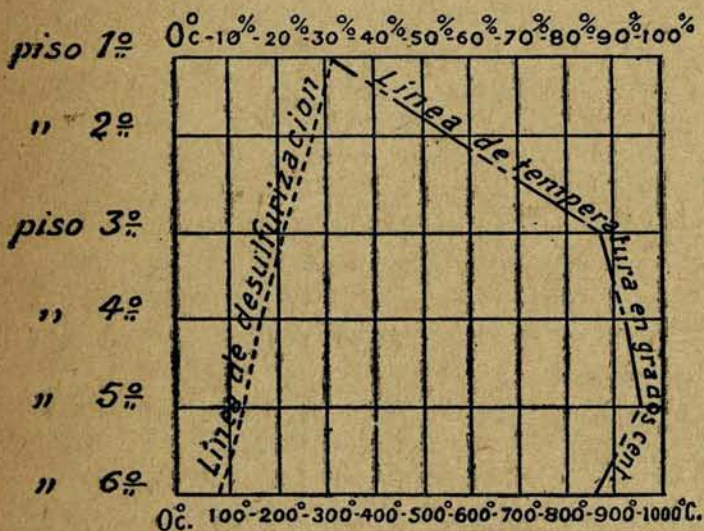
Las puertas del piso inferior permanecen abiertas para suministrar el aire necesario para la oxidacion; si la corriente de aire es sumamente fuerte se hace necesario abrir las puertas del piso tercero. Se acostumbra calcinar el mineral con los flujos que le servirán de fundentes en los hornos de reverbero; así en Anaconda las 40 toneladas de carga se descomponen como sigue:

37,5 tons.	productos finos de la concentracion
1,25 »	carbonato de cal ( $\text{CaO CO}_2$ )
1,25 »	polvos de las cámaras de condensacion
<hr/>	
40,00 tons.	

Esto tiene las siguientes ventajas: disminuir el peso de las cargas del horno de reverbero por la evaporacion de la humedad i por la descomposicion del carbonato de cal que se efectúa a  $800^\circ \text{C}$ .; disminuir el gasto de combustible en los hornos de reverbero, pues estas cargas se introducen al horno calientes, i aumentar la capacidad del horno de reverbero por la disminucion de volúmen de las cargas.

Ademas de estas ventajas se puede citar otra: si la descomposicion del carbonato de cal se efectuase en el horno de reverbero consumiria 425 *libra-calorias* (1) por cada libra de carbonato de cal presente; estas calorías se tendrían que sustraer de las producidas por el carbon, mientras que en el horno Mac-Dougal estas calorías se sustraen de las producidas por la oxidacion del azufre o fierro, puesto que dicho horno funciona sin el auxilio de combustible carbonífero.

El cuadro que sigue da una idea clara de la desulfurizacion de la carga i temperatura en cada uno de los pisos del horno:



Como se ve el mineral entra al horno con una lei de azufre de 32% i sale de él con una lei de 8½%. En el primer piso, a una temperatura de 810° c, se efectúa la evaporacion de la humedad de la carga; la desulfurizacion de la carga comienza en el segundo piso donde se puede notar una llama azulada flotando sobre la superficie del horno. La temperatura máxima del horno es en el quinto piso (960° c).

Los gases que se escapan del piso superior tienen una temperatura de 315° c. i contienen 2,25% en volúmen de SO<sub>2</sub>, estos gases se enfrían rápidamente i así a la entrada de las cámaras de condensacion su temperatura es inferior a 110° c.

Cada libra de azufre al quemarse necesita 32 libras de aire i desde que en estos hornos se queman 13,3 libras de azufre por minuto, la cantidad de aire necesaria será entónces de 6.384 piés cúbicos por minuto. La cantidad de polvos condensados es equivalente al 5% de la carga.

La manera de aumentar la desulfurizacion, que en Anaconda es equivalente al 31% del azufre contenido, es disminuyendo la velocidad de la marcha, esto reduce la capacidad del horno. Otro medio de aumentar la oxidacion sin reducir la capacidad del horno es inyectando aire, esto levanta mucho polvo i exige costosas cámaras para recojer esos polvos.

#### FUNDICION EN HORNOS DE REVERBERO

La fundicion en hornos de reverbero es una consecuencia lójica de la calca i concentracion. Parece que no resulta económico hacer «briquettes» con los

(1) Mas adelante se explica el significado de «libra-caloria».

productos finos de la concentracion para poderlos fundir en hornos de viento de manera que el tratamiento en hornos de reverbero se hace indispensable para dichos productos.

La práctica moderna consiste en fundir estos productos calcinados cuando aun conservan gran parte del calor desarrollado por ellos durante su oxidacion. En Montana, se puede decir, hai dos sistemas para fundir en hornos de reverbero: el uno consiste en fundir productos calcinados calientes, en grandes hornos, usando combustible carbonifero; el otro consiste en fundir estos mismos productos usando combustible gaseoso.

La instalacion típica para el primer sistema es la del «Washoe Smelter» en Anaconda. Consta dicha instalacion de siete hornos de las siguientes dimensiones:

Un horno de .....	35,21	metros de largo por 5,80 de ancho
Tres hornos de.....	34,16	» » » » » » » »
I los tres restantes de...	31,10	» » » » » » » »

Los hogares de estos hornos son de 4,90 metros de largo por 2,10 de ancho i tienen una superficie de 31,10 metros cuadrados.

Las puertas para bogar la escoria son de 0,30 metro de altura i 0,40 de ancho. Cada horno tiene 10 puertas por lado de 0,20 metro por 0.40 metro.

La manera de operar en estos hornos es la siguiente: se empieza por encender un fuego con leña en los hogares al que gradualmente se le agrega carbon, a las 24 horas de encendido el horno se le coloca la primera carga, la que se introduce por tolvas que corresponden a agujeros o puertas hechas en el techo del horno; tan pronto como esta carga se funde se le agrega otras i así se continúa sucesivamente hasta que el horno esté completamente lleno. El horno se demora de 10 a 15 dias en adquirir su temperatura máxima. Ya restablecida la marcha normal del horno se lo carga cada 80 minutos, el peso de estas cargas es de 15 toneladas; se debe recordar que estas cargas caen sobre un baño de eje fundido de 3 a 4 pulgadas de profundidad i sobre uno de escoria de 8 pulgadas de espesor, así que es difícil si no imposible que el mineral se pegue al piso del horno.

Sucede a veces que la carga no se funde completamente i se pueden observar grandes costras sobrenadando en la superficie líquida del eje i escoria fundida.

La manera de fundir estas costras es empujándolas hácia el puente del horno donde la temperatura alcanza su máximo; si esto no basta para fundir dichas costras se introduce aire comprimido, el que produce la oxidacion del eje desprendiendo una cantidad de calor mas que la necesaria para fundir dichas costras.

La escoria se boga cada cuatro horas (aquí uso la palabra bogar impropia, por cuanto la escoria en Anaconda no se boga sino que se sangra); es tan líquida que corre por sí sola, pasando por una especie de ante-crisol donde se depositan las partículas de eje que mecánicamente puede acarrear; sale de este depósito o ante-crisol por la parte superior i cae en una corriente de agua que la granula i la trasporta al desmonte. La escoria que queda en el depósito en forma de ante-crisol, se funde de nuevo en los hornos de viento.

Ultimamente se acostumbra en Anaconda sangrar la escoria 45 minutos despues que se ha agregado una carga. En 15 minutos se sangran de 45 a 50 toneladas de escoria.

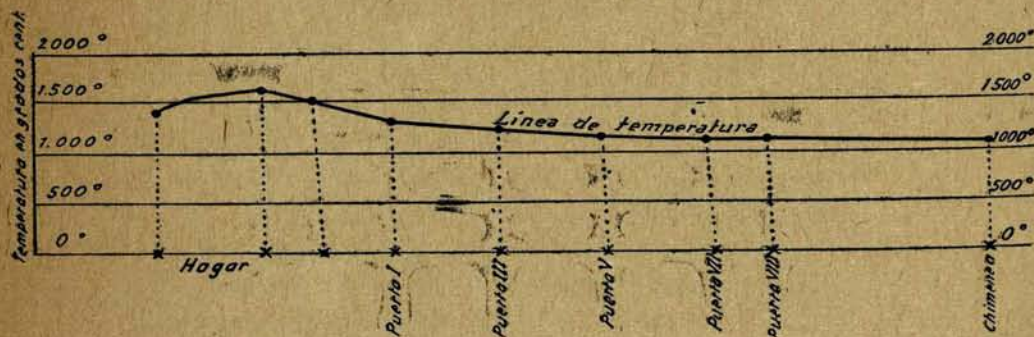
Cuando en el horno hai cerca de 200 toneladas de eje, se hace una sangría sacándose la cantidad que la instalacion de convertidores demanda.

Los hogares reciben cada 40 minutos 3,000 libras de carbon, este carbon se quema en parrillas formadas por listones de fierro bastante separados uno de otros, de manera que la ceniza i el carbon menudo incompletamente quemado caen al cenicero, que es una corriente de agua que acarrea estos desperdicios a una serie de cribas donde se obtiene una cantidad de carbon equivalente mas o ménos al 10% del carbon quemado en los hogares. Esta disposicion tiene ademas la ventaja de salvar el gasto de mano de obra que se necesitaria para limpiar los hogares i botar las cenizas.

Cada cual de estos hornos puede fundir de 250 a 325 toneladas diarias de mineral i se los puede llamar hornos de capacidad de 300 toneladas. Necesitan de 55 a 60 toneladas diarias de carbon, pero se debe recordar que mas o ménos el 10% de este carbon se recuperaba i a esto hai que añadirle que cada horno produce, por medio de los gases que salen de él, 600 H. P.—Las calderas que estos gases calientan son del tipo «Sterling».—Las variaciones de temperatura al interior del horno son mucho menores que en los hornos pequeños, debido a la cantidad de eje fundido que siempre queda en el horno.

La temperatura del eje al salir del horno es de  $1.035^{\circ}$  c.

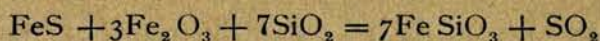
El diagrama que va a continuacion demuestra las variaciones de temperatura en el interior del horno.



La temperatura de la escoria al salir del horno es de  $1.120^{\circ}$  c. i de  $1.060^{\circ}$  c. despues de pasar por el ante-crisol.—Los gases salen con una temperatura de  $1.100^{\circ}$  c; al entrar a las calderas su temperatura es de  $950^{\circ}$  c i al salir de ellas es de  $350^{\circ}$  c.

Cuando una carga fresca se deposita en el horno hai un gran desprendimiento de ácido sulfuroso: un análisis de los gases durante este período dá 2,28 % en volúmen de  $Se_2$ , este período dura mas o ménos diez minutos. Pequeños indicios de ácido sulfúrico ( $SO_3$ ) se encuentran en estos gases, así que se debe abandonar la idea de que la fusion de los sulfuros con la sílice de la carga produce ácido sulfúrico anhidro.

La reaccion principal es como sigue:



Del 8% de azufre que contienen los productos calcinados, una tercera parte es volatilizada de la manera que la ecuacion lo indica; las otras dos terceras partes forman el eje.

La carga de los hornos de Anaconda es la siguiente:

Producto calcinado	Peso de la carga	SiO <sub>2</sub>		FeO		CaO		S		Cu.	
		%	tons.	%	t. n. s.	%	tons.	%	tons.	%	tons.
	300 tons.	26,1	78,30	31,3	93,9	2,9	8,70	8,10	24,3	9	27

Esta carga se funde en 24 horas produciendo 64,9 toneladas de eje de la siguiente composicion:

40% Cu.  
25% S.  
27% Fe.

El peso total de la escoria producida en las 24 horas es de 179 toneladas; la composicion de dicha escoria es la siguiente:

SiO<sub>2</sub> = 43%  
FeO = 4%  
CaO = 42%  
Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> i otras = 11%

En Great Falls, en la Fundicion de «La Boston and Montana» los hornos se calientan por medio de gas; este gas es producido en jeneradores Evans-Klepetko, los que son una modificacion de los conocidos jeneradores «Taylors».

El carbon es triturado i harneado; los granos mayores de 3/4 de pulgada se quemar en el jenerador; los productos mas finos en las calderas. Cada seis jeneradores alimentan un horno de reverbero; el gas analizado da los siguientes resultados por término medio:

CO<sub>2</sub> = 9,40%  
CO = 16,80 »  
CH<sub>4</sub> = 2,90 »  
H = 13,30 »  
N = 57,60 »  

---

100,00

El «porcentaje» tan subido de dióxido de carbon es debido al exceso de vapor de agua en los jeneradores.

Los hornos de Great-Falls son de 43 piés de largo por 15 de ancho.

La manera de operar en estos hornos es la siguiente:

En el plan del horno se hacen fuegos con leña en 10 o 12 partes diferentes; en 10 días el horno estará caliente; en 12 se encenderá el gas si se le abren las válvulas; estas válvulas se abren permitiendo entrar al horno una pequeña cantidad de gas, cantidad que se aumenta progresivamente; a los tres días de encendido el gas se retiran del horno las cenizas producidas por la combustion de la leña i, al día siguiente, se introducen cinco toneladas de arenilla silíceas; las válvulas se cierran para estender la arenilla sobre el piso i concluida la operacion se abren de nuevo; así se prosigue hasta introducir 60 toneladas de arenilla que forma el piso o plan del horno.

Durante 36 horas, despues de haber depositado las últimas cargas de arena, el horno se mantiene en su temperatura máxima, dejándose despues de esto enfriar por 8 horas, al cabo de las cuales toma un color rojo cereza. Se carga entónces el horno con productos de la concentracion, la carga debe ser tal que, despues de estendida sobre el plan de arena, dé una capa de 3 pulgadas de espesor.

El horno adquiere de nuevo su calor máximo, los productos calcinados se funden i son absorbidos por el piso del horno. Terminada esta operacion, el horno se deja enfriar de nuevo hasta que tome el color rojo cereza, se carga en seguida con productos calcinados i se eleva la temperatura; la carga se funde i es en parte absorbida por el piso del horno; el resto se descarga.

Se deja enfriar el horno de nuevo i se carga con 15 toneladas de productos concentrados, se levanta la temperatura, se funde la carga, se boga la escoria i se sangra el eje; el horno se enfría de nuevo ántes de cargarlo i se trabaja en él durante tres días sin enfriarlo, al cabo de los tres días se sangra bien el eje, se lo deja enfriar al rojo cereza i se le carga de nuevo. El horno está entónces listo para una campaña normal.

El tiempo necesario para preparar un horno es de tres semanas, un horno así preparado tiene un piso o plan sólido e impermeable.

Ya en condiciones normales, el horno se carga como en Anaconda, regularmente, con productos de los hornos de calcinacion «Mac Dougall-Evans-Klepcko».

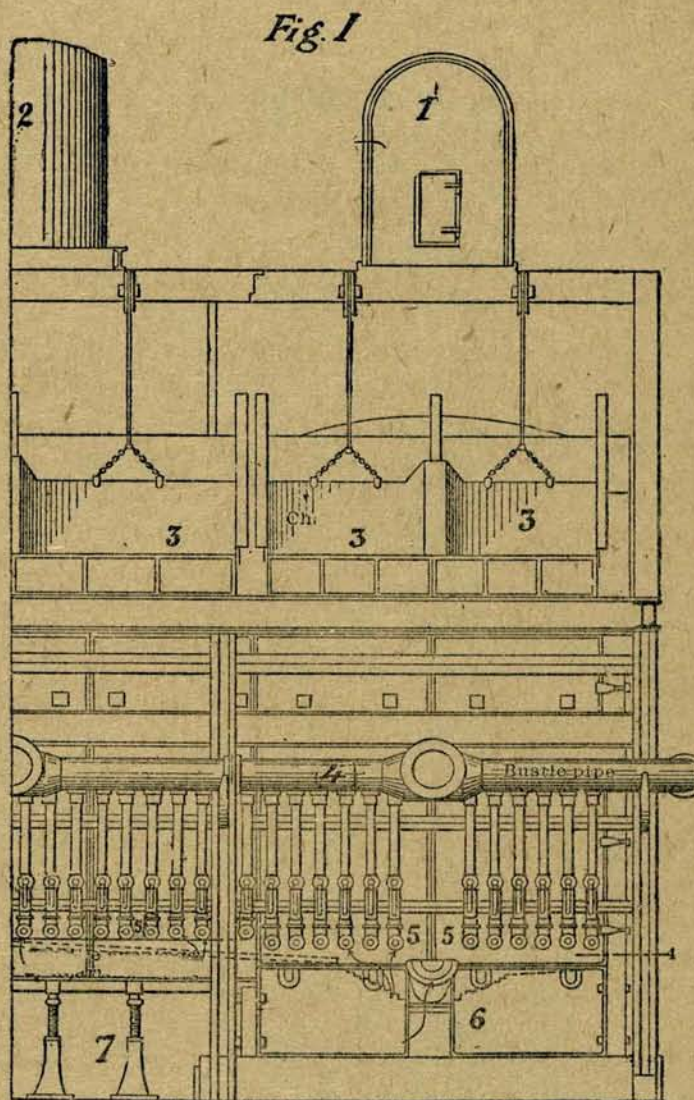
#### FUNDICION EN HORNOS DE VIENTO «WATER JACKET»

Los tres grandes establecimientos de fundicion de Montana usan hornos rectangulares de viento formados por «chaquetas de agua», con ante-crisoles cilíndricos fijos. El establecimiento de «La Montana O. P.» usaba aire caliente (1) para los hornos de viento; dicho establecimiento cerró sus puertas tres meses hace, así que la práctica universal en Montana consiste en la fundicion del mineral de primera clase i productos gruesos de la concentracion en hornos de viento, usando aire frio.

(1) Transactions of the American Institute of Mining Engineers.



La tendencia jeneral es la de aumentar la capacidad de los hornos; el establecimiento de Anaconda («Washoe Smelter») tiene tres hornos, dos de los cuales son de 15,55 metros de largo por 1,42 de ancho i el tercero es de 26,53 metros por el mismo ancho (al nivel de las toberas). Cada uno de estos hornos tiene 2 crisoles de 1,50 metros de alto; los crisoles están situados en las estremidades



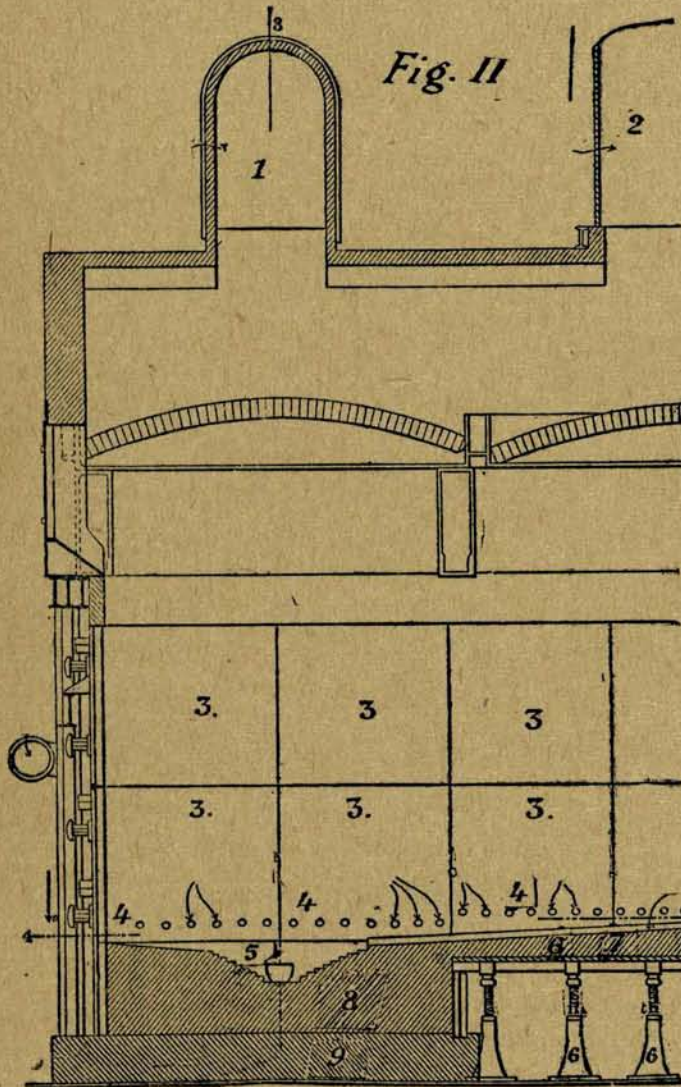
del horno; enfrente de cada crisol hai un ante-crisol fijo, cilíndrico, de 4,80 metros de diámetro i 1,50 metros de altura.

La altura de estos hornos es de 5,50 metros de las toberas al piso de carga i de 1,50 metros de las toberas al plan del crisol.

La fig. I representa la elevacion de una mitad de la seccion lonjitudinal de los hornos de Anaconda (15,55 metros).

1. Manga horizontal.

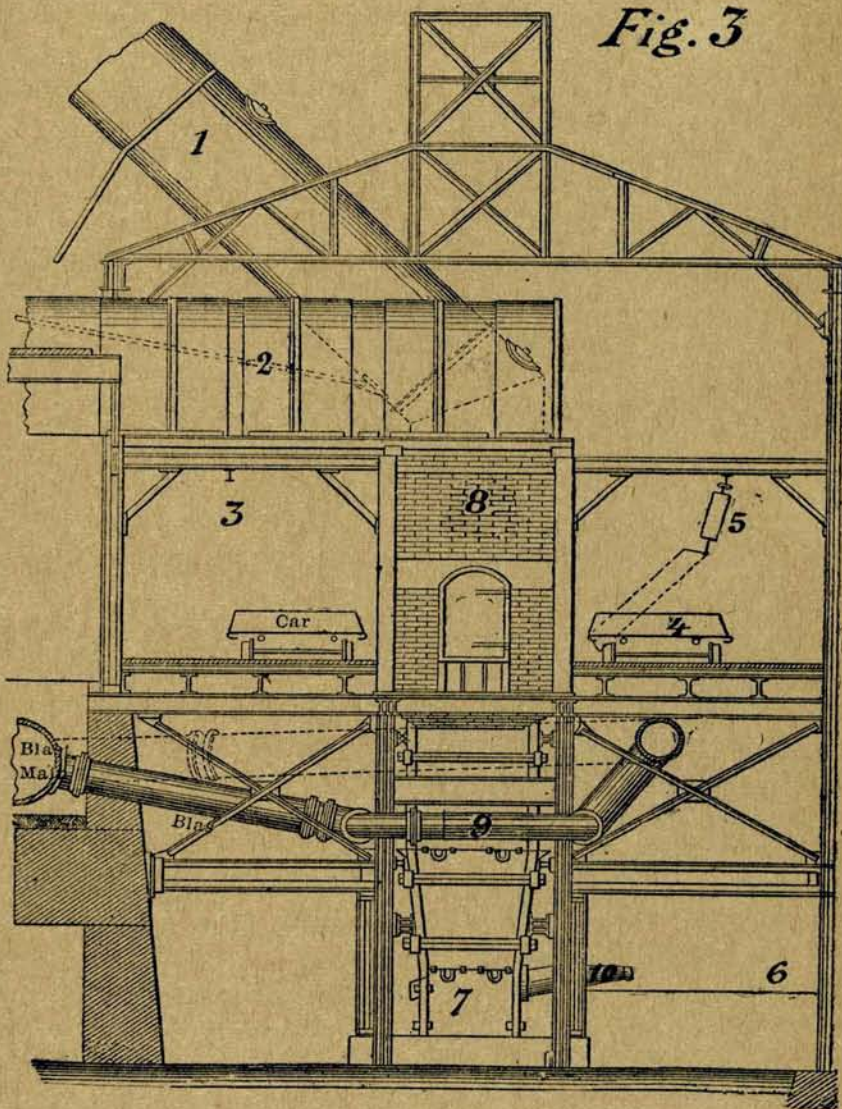
2. Manga inclinada.
3. Puertas de carga.
4. Conductor del aire.
5. Toberas.
6. Uno de los crisoles.
7. Pilares que sostienen la parte central del horno.



La fig. II. enseña la mitad del corte longitudinal de los hornos de Anaconda (15,55 metros).

1. Manga horizontal del horno.
2. Mitad de la manga inclinada.
3. Chaquetas de agua.
4. Toberas.
5. Crisol.

6. Pilares de fierro sobre los que descansa la parte central del horno.  
 7. Piso inclinado del horno hecho con ladrillos de sílice.  
 8 i 9. Piso del crisol hecho con mezcla de cuarzo i arcilla (8) i con ladrillos de sílice (9).



La fig. 3 representa la seccion trasversal del edificio de los hornos de viento en Anaconda.

1. Manga inclinada.
2. Manga horizontal.
3. Piso de carga.
4. Carro para cargas.
5. Bomba de aire comprimido para descargar los carros.
6. Anti-crisol.

7. Crisol.
8. Mampostería del horno.
9. Conductor de aire.
10. Orificio que da salida al eje i escoria.

La capacidad de cada uno de los hornos de 15,5 metros es de 1,800 toneladas en las 24 horas i la del de 26,5 metros es de 3.000 toneladas en las 24 horas.

Las cargas de estos hornos se pesan en edificios separados, en donde están los depósitos deminerales. Cada horno recibe de 300 a 350 cargas diarias; estas cargas, que pesan cada una de 10 mil a 12 mil libras, se acarrear por medio de traccion con aire comprimido; el ferrocarril pasa al nivel del piso de carga. Los carros son descargados automáticamente por medio de bombas de aire comprimido.

Los hornos de 15,5 metros tienen 86 toberas cada uno, el horno grande tiene 149 toberas. La presion del viento es de 40 onzas por pulgada cuadrada. Cada uno de estos hornos tiene 3 mangas, 2 horizontales i 1 inclinada; dichas mangas conducen los gases del horno a las cámaras de condensacion.

Cada horno tiene 7 puertas de carga en cada costado; cuando 6 de estas puertas están abiertas, el horno recibe 10.800 piés cúbicos de aire por minuto. Del calor total producido por la combustion de los sulfuros i el carbon un 18,6% se pierde en los gases que salen del horno, los que al entrar a la cámara de condensacion tienen una temperatura de 380° C, estos mismos gases en las mangas del horno tienen una temperatura de 560° C.

La adición de una nueva carga produce un aumento de 200° C en la temperatura de los gases, mientras que la apertura de las puertas de carga enfría los gases en 60° C. Así que la adición de una nueva carga levantará la temperatura de los gases en 140° C. Se observa que cuando se coloca una nueva carga, el aumento de la temperatura del horno es de 25° C por minuto; este aumento debia ser mayor, pero no lo es, debido al calórico absorbido en la evaporacion de la humedad de la carga, en la reaccion idotérmica del carbonato de cal i en el calentamiento jeneral de la carga.

Se hace notar que con cargas de fundicion pirítica, que no contuviesen carbonato de cal, pasaria que el aumento de temperatura del horno, por cada carga nueva que en el horno se pusiese, seria tan grande que produciria acreciones o masas semi-fundidas en la parte superior del horno, las que naturalmente se pegan a las paredes i obstruyen la marcha normal del horno.

En seguida se reproduce una de las cargas típicas de Anaconda (horno N.º 1 15,55 ms.  $\times$  1,42), tomando como base dicha carga se calcula la produccion de eje, escorias, materias volatilizadas, etc., produccion de calórico, gastos de calóricos i aire requerido durante la operacion.

En el curso de este cálculo se usan factores que talvez sean desconocidos a muchos. Para evitarse el explicar la procedencia de cada uno de estos factores, se deja constancia que se derivan de la relacion de los pesos atómicos de las sustancias que se tratan.

En el cálculo de la produccion del eje i escoria se presume lo siguiente:

- 1.º Que la volatilizacion del azufre es equivalente al 70%;

- 2.º Que 5 % del contenido de cobre en la carga se pierde (escorias, polvos etc.);
- 3.º Que  $Cu_2S + FeS$  forma el 99 % del eje; i
- 4.º Que el silicato de fierro i cal forma el 90 % de la escoria.

La volatilizacion del azufre en Anaconda es hoy dia equivalente al 80 % del azufre de la carga (1), pero cuando esta carga se consiguió (mayo 1906), dicha volatilizacion era equivalente al 70 % del azufre total.

CARGA	Libras de peso	SiO <sub>2</sub>		Fe		CaO		S		Cu		Total	
		%	Lbs.	%	Lbs.	%	Lbs.	%	Lbs.	%	Lbs.	%	Lbs.
Mineral de 1. <sup>a</sup> clase...	2.000	52	1.040	16,3	326,16	..	..	21	420	8	160	97,3	1946
Concentrados gruesos	1.600	32	512	24,8	398	..	..	32	512	9	144	97,8	1564
Briquettes .....	500	57	285	13,2	66	..	..	12	60	7	35	89,2	446
Escoria de convertidor	2.000	34	680	34,2	684	..	..	6	120	14	280	88,2	1764
Carbonato de cal.....	2.600	5	130	..	..	49	1274	..	—	—	—	54	1404
Coke .....	1.000	7	70	1,5	15	0,8	8	0,7	7	—	—	10	100
<b>TOTALES .....</b>	<b>9.700</b>	<b>..</b>	<b>2.717</b>		<b>1489,16</b>		<b>1,282</b>		<b>1119</b>		<b>619</b>		<b>7226</b>

CÁLCULO DEL EJE ( $Cu_2S + FeS$ )

Cobre en la carga.....	619	libras
5 % de cobre perdido en la escoria, polvos etc.....	30,95	»
Cobre para formar eje.....	588,05	»
Azufre que el cobre necesita (588,05 : 4).....	147,01	»
<b>Peso total del sulfuro de cobre (<math>Cu_2S</math>).....</b>	<b>735,06</b>	<b>libras</b>
Azufre en la carga.....	1.119	libras
Azufre volatilizado ( $1.119 \times 0,70$ ).....	783,30	»
<b>Azufre para formar sulfuro de fierro i cobre (eje).....</b>	<b>335,70</b>	<b>libras</b>
Azufre combinado con el cobre .....	147,01	»
<b>Azufre restante destinado al fierro del eje.....</b>	<b>188,69</b>	<b>libras</b>
Azufre libre para formar sulfuro de fierro ( $FeS$ ).....	188,69	»
Fierro que este azufre exige o requiere ( $188,69 \times 1,75$ )	220,19	»
<b>Peso del sulfuro de fierro (<math>FeS</math>) .....</b>	<b>408,88</b>	<b>libras</b>

(1) The Washoe Smelter, by. prof. Austen, A. I. M. E.

Peso del sulfuro de cobre (Cu <sub>2</sub> S).....	735,06 libras
99% del eje (peso en libras).....	1.143,94 libras
Peso total del eje.....	1.155 »

$$\text{Lei de cobre en el eje} = \frac{588,05 \times 100}{1155} = 50,90\%$$

$$\text{Lei de azufre en el eje} = \frac{335,70 \times 100}{1155} = 29,05\%$$

$$\text{Lei de fierro en el eje} = \frac{220,19 \times 100}{1155} = \frac{19,05}{99,00\%}$$

## ANÁLISIS DE EJES DE HCRNOS DE MANGA DE ANACONDA

Cu.	48 por ciento	49 por ciento	52 por ciento
Fe.	24 »	22 »	20 »
S.	26 »	28 »	27 »
SiO <sub>2</sub>	1 »	0,5 »	0,5 »
Mn+Pb.	1 »	0,5 »	0,5 »
	<hr/> 100,0	<hr/> 100,0	<hr/> 100,0

## CÁLCULO DE LA ESCORIA

Cantidad de fierro en la carga (Fe).....	1489,16 libras
Fierro en el eje (FeS).....	220,19 »
Fierro libre para la formacion de la escoria.....	1268,97 libras
Peso del óxido de fierro (1268,97 × 1,29)—FeO.....	1637,0 libras
Peso de la sílice (SiO <sub>2</sub> ) de la carga.....	2717,0 »
Peso del óxido de calcio (CaO) de la carga.....	1282,0 »
90% de la escoria (peso en libras).....	5.636,0 libras
Peso total de la escoria (5.636 : 0,9.....)	6.262 »

$$\text{Lei de SiO}_2 \text{ en la escoria} = \frac{2.717 \times 100}{6.262} = 43,50\%$$

$$\text{Lei de FeO en la escoria} = \frac{1.637 \times 100}{6.262} = 26,10\%$$

$$\text{Lei de CaO en la escoria} = \frac{1.282 \times 100}{6.262} = 20,40\%$$

90,00%

Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> i otras bases no detalladas en el análisis

---

 10,00%  
 100,00

ANÁLISIS DE ESCORIAS DE HORNOS DE MANGA DE ANACONDA

SiO <sub>2</sub>	40 ‰	44 ‰	40 ‰	42 ‰
FeO	23 »	27 »	26 »	24 »
CaO	21 »	21 »	20 »	21 »
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	6 »	8 »	9 »	9 »
MgO	5 »		3 »	2 »

BALANCE DE LA CARGA I PRODUCTO DEL HORNO

Peso total de la carga.....	9.700	libras
Oxígeno que se combina con el hierro.....	233	»
Oxígeno que se combina con las impurezas que forman el 10%.....	470	»
	<hr/>	
	10.403	libras

Peso del eje.....	1.115	libras
Peso de la escoria.....	6.262	»
Azufre volatilizado.....	783	»
Carbon volatilizado i cenizas.....	900	»
CO <sub>2</sub> volatilizado.....	1.196	» (Descomposicion del carbonato de cal)
	<hr/>	
	10.256	libras

Peso de la carga i su ganancia en peso debido al oxígeno.....	10.403	libras
Peso total de los productos.....	10.256	»
	<hr/>	
Peso del polvo producido (diferencia).....	147	libras

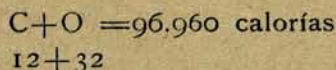
Porcentaje de polvo producido =  $\frac{147 \times 100}{9.700} = 1,5\%$  de la carga

COMPOSICION DE LOS POLVOS CONDENSADOS

	I	II
Cu.	10,6—10,4%	
SiO <sub>2</sub>	33,2—26,5	
Fe	18,7	13,9
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	37,0	
S	10,7	7,2
CaO		4,20%
As i Sb		1,60

## TERMO-QUÍMICA DE LOS HORNOS

Debido a que el peso de la carga se detalla en libras ha sido necesario usar en esta memoria la medida de calórico llamada «libra caloría», que se puede definir por medio de una ecuacion fundamental de termo-química en la siguiente manera:



Es decir, que 12 libras de carbon unidas a 32 libras de oxígeno levantan la temperatura de 96.960 libras de agua de 0° a 1° c.

Los gastos de calórico en uno de los hornos de 15,55 metros de largo se pueden detallar como sigue.

	Libra-calorías
1. En los gases que salen del horno.....	3.410.400
2. Calor absorbido por la escoria.....	2.201.100
3. » para la formacion del eje.. ..	661.200
4. » absorbido por los jackets .....	826.500
5. » » en la evaporacion de la humedad.....	182.700
6. » » en la descomposicion del carbonato de cal .....	1.105.000
7. Calor absorbido en la descomposicion del agua.....	635.600
8. » perdido por radiacion i diferencia.....	968.416

Calórico que cada horno demanda, espresado en libra-calorías: 9.990.926

El calórico producido durante la operacion se puede detallar como sigue:

1) 1,000 libras de coke producen.....	7.000.000	de libra calorías	
2) La combinacion de FeO con SiO <sub>2</sub> .....	202.633	»	»
3) La combinacion de CaO con SiO <sub>2</sub> .....	407.676	»	»
4) La volatilizacion del azufre.....	1.694.412	»	»
5) La oxidacion del fierro.....	686.205	»	»

Calórico producido durante la fundicion de una carga... 9.990.926 libra calorías

El cálculo de los gastos de calórico en el horno, requerido para llevar a cabo la operacion, se ha tomado de Mr. Wright que en su estudio «termo-químico» sobre el «Watter jacket» da los siguientes factores:

Para el caso núm. 1, 392 calorías por unidad de peso de la carga

»	»	2	253	»	»
»	»	3	76	»	»
»	»	4	95	»	»
»	»	5	21	»	»
»	»	7	73	»	»



El caso núm. 8 está calculado por diferencia entre los gastos i produccion de calórico; la pérdida por radiacion se ignora por completo.

El caso núm. 6 está calculado de Austen (Transactions of the American Institute of Mining Engineers) que dice que la descomposicion del carbonato de cal absorbe 425 libra calorías por libra de carbonato de cal presente.

La produccion de calórico se ha calculado de la manera siguiente:

CASO NÚM. 1

Poder calorífico del coke.....	7.000 calorías
Coke usado.....	1.000 libras
Calórico jenerado.....	7.000.000 de libra calorías

CASO NÚM. 2

FeO SiO <sub>2</sub> = +	254.600 calorías
Peso FeO = -	65.700 »
SiO <sub>2</sub> = -	180.000 »

por lo consiguiente, FeO SiO<sub>2</sub> = + 8.900 calorías

o de otra manera

$$\text{FeO} + \text{SiO}_2 = \text{Fe SiO}_3 = + 8.900 \text{ calorías}$$

$$+ 65.700 + 180.000 + 252.600$$

Resuélvase esta ecuacion aljebraicamente i se tendrá la misma solucion.

Entónces	FeO SiO <sub>2</sub> =	8.900 calorías
Peso molecular de	FeO =	72
Calorías producidas por libra de FeO	=	123,6—.(8.900: 72)
Libras de FeO en la escoria	=	1637.
Libra calorías jeneradas	=	202.633 (123,6×1637) (1)

CASO NÚM. 3

CaO, SiO <sub>2</sub> =	329.350 calorías
Peso CaO = -	131.500 »
i SiO <sub>2</sub> = -	180.000 »

por la consiguiente, CaO. SiO<sub>2</sub> = 17.850 calorías

o de otra manera:

$$\text{CaO} + \text{SiO}_2 = \text{CaO SiO}_2$$

$$+ 131.500 + 180.000 + 329.350$$

(1) Richards.—«Cálculos Metalúrgicos».

Resuélvase esta ecuacion algebricamente i se tendrá el mismo resultado; así que:

	$\text{CaO SiO}_2 = 17.850$ calorías
Peso molecular de	$\text{CaO} = 56$
Calorías producidas por libra de	$\text{CaO} = 318 \quad (17.850 : 56)$
Libras de CaO en la escoria	$= 1284$
Libra-calorías jeneradas	$= 407.676 \quad (1284 \times 318)$

## CASO NÚM. 4

Calórico jenerado por libra de azufre oxidado	= 2.164 libra-calorías
Libras de azufre oxidado durante la operacion	= 783
Libra-calorías jeneradas por la oxidacion del S	= 1.694.412

## CASO NÚM. 5

Libra-calorías producidas por la oxidacion de una libra de fierro	= 1 173
Libras de fierro oxidado durante la operacion	= 585
Calórico jenerado en libra-calorías. (1)	= 686.205

## CÁLCULO DEL VIENTO

El viento que se introduce al horno tiene por objeto quemar 1,000 libras de coke i oxidar 585 libras de fierro i 783 libras de azufre.

Las 1.000 libras de coke contienen 900 libras de carbono que se oxidará ya sea a  $\text{CO}$  o a  $\text{CO}_2$ .

El caso se considera en uno de los hornos de 15.5 metros de largo, cuya capacidad en 24 horas es de 1.800 toneladas, mas o menos, (3.600.000 libras); dicho horno recibe en las 24 horas 371 cargas i la oxidacion de carbono, fierro i azufre en dicho tiempo es la que al pié se detalla:

Carbono oxidado en las 24 horas.....	333.900 libras
Fierro       »       » .....	217.035   »
Azufre       »       » .....	300.493   »

El aire necesario para oxidar las 333.900 libras de carbono, suponiendo que una tercera parte se transforme en  $\text{CO}_2$  i el resto en  $\text{CO}$ , es el siguiente:

( $\text{CO}_2$ ) Oxígeno = 111.300 $\times \frac{32}{16}$	= 296.800 libras
( $\text{CO}$ )       »       = 222.600 $\times \frac{16}{8}$	= 296 800   »

333.900 libras de carbono requieren = 593.600 libras de oxígeno

(1) Los valores térmicos de estas reacciones se han tomado de Richards.—«Cálculos Metalúrgicos».

Nitrógeno que le acompaña..... = 1.978.700 lbs. de nitrógeno  
 333.900 libras de carbono exigen..... 2.572.300 libras de aire.

El oxígeno necesario para oxidar 217.035 libras de fierro se detalla al pie:

$$217.035 \times \frac{16}{56} = 62.010 \text{ libras de oxígeno}$$

Nitrógeno que acompaña a este oxígeno = 206.700

217.035 libras de fierro exigen..... 268.710 libras de aire

El oxígeno para oxidar 300,493 libras de azufre se detalla al pie:

$$300.493 \times \frac{82}{32} = 300.493 \text{ libras}$$

Nitrógeno que acompaña a este oxígeno = 1.001.643 »

300.493 libras de azufre exigen..... 1.302.136 libras de aire

El oxígeno necesario para oxidar el 10% que se consideran  
 como impurezas es mas o menos..... 141.000 libras  
 Nitrógeno que acompaña a este oxígeno..... 370.000 »  
 Aire que exigen las impurezas..... 511.000 libras

Resumiendo se tendrá que:

333.900 libras de carbono exigen.....	2.572 300 libras de aire
217.035 » de fierro exigen.....	268.710 » »
300.493 » de azufre exigen.....	1.302.136 » »
I las impurezas exigen.....	511 000 » »
Aire requerido en 24 horas..... =	4.654 146 » »
Volúmen de este aire..... =	57.600.000 pies cúbicos

Suponiendo que este volúmen teóricamente calculado sea el 75% de la cantidad de aire exigida en las 24 horas por cada uno de los hornos de 15,5 metros de largo, se tendrá que el volúmen real i práctico es de 76.800.000 piés cúbicos.

Mr. E. P. Mathewson, Jerente del Establecimiento de «Anaconda», comprueba este resultado diciendo (1) que el consumo de aire de los hornos durante el año de 1906 fué, en termino medio, de 60.900 piés cúbicos por tonelada de carga fundida, exclusive coke; i que la capacidad media de cada uno de lo hornos de 15,5 metros fué de 1305 toneladas diarias de carga, no incluyendo el coke. Esto da un gasto de aire igual a 79.474.500 piés cúbicos de aire por horno en 24 horas.

El establecimiento de fundicion de la «Boston and Montana Copper and Silver Mining C.º» tiene 5 hornos rectangulares, de manga, del tipo «Water Jacket», de capacidad cada uno de 200 toneladas en 24 horas. Cuatro de éstos hornos son de 4,57 metros por 1,42 i el quinto es de 4,57 por 1,10 metros al

(1) Comunicacion privada de fecha 31 de diciembre de 1906.

nivel de las toberas. La altura de estos hornos es de 5,50 metros. La carga en estos hornos se mantiene a 1 metro mas bajo que el nivel del piso de carga, por lo que solo resulta una altura útil de 4,50.

Las cargas de estos hornos son acarreadas por medio de traccion eléctrica. los carros son descargados en el horno por medio de bombas de aire comprimido; Los crisoles de estos hornos están revestidos con ladrillo de fuego i tienen una altura de 70 centímetros, los ante-crisoles aquí usados son idénticos a los de «Anaconda», eso sí que de menor capacidad.

Los gases salen del horno con una temperatura de 3150c. La escoria sale por la parte superior del ante-crisol i es granulada por medio de una corriente de agua que la trasporta al desmonte; el eje se descarga en grandes tiestos o vasijas de capacidad de 3.000 libras que son levantadas i trasportadas a los convertidores por medio de un locomóvil eléctrico provisto de una grúa. Esta maquineta está situada en el techo de la instalacion.

Las cargas de estos hornos son de 2.150 libras de peso cada una i se descomponen como siguen:

800	libras de mineral de primera clase.
650	» de carbonato de cal.
300	» de escorias de convertidor.
250	» de concentrados de tamaño mayor de $\frac{3}{8}$ de pulgada.
150	» briquettes.
2.150	» de carga total.
200	» de coke.

Cada horno tiene 28 toberas, las que sirven para introducir 10,000 piés cúbicos de aire por minuto a una presion de  $2\frac{1}{2}$  libras por pulgada cuadrada.

A continuacion se reproduce una tabla que da la composicion química de los diferentes materiales que componen la carga del horno i de sus productos.

	Cu %	Fe %	FeO %	SiO <sub>2</sub> %	CaO %	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> %	S %	MgO %	Mn + Mg %	As + Sb %
Mineral de 1. <sup>a</sup> clase . . . . .	7	12,5	—	52	1,5	7	15	—	1	0,8
Carbonato de cal. . . . .	—	—	—	2	45	8	—	1	—	—
Concentrados gruesos . . . . .	14	25	—	27	—	3	32	—	—	—
Escorias de convertidor. . . . .	8	—	56	28	—	2	0,5	1	—	2
Briquettes . . . . .	3	14	—	57	—	3	12	2	3	—
Coke . . . . .	—	1	—	—	0,8	—	0,7	—	—	—
Eje . . . . .	53	20	—	0,5	—	—	26	—	0,1	0,20
Escoria . . . . .	0,5	—	24	42	22	6	0,5	4	—	—
Polvos condensados . . . . .	11	19	—	30	4	1	16	—	5	6

Comparando el horno de manga con el de reverbero, se puede decir que siendo necesario la concentracion por agua, el uso del horno de reverbero se hace necesario para fundir los productos finos de dicha concentracion; si el costo del coke fuese excesivamente bajo talvez se podria recurrir a la fabricacion de briquettes de estos productos finos, briquettes que se fundirian en hornos de manga. En Montana i en Utah esto es imposible, la fabricacion de los briquettes i fundicion en hornos de manga cuesta mucho mas que el tratamiento en hornos de reverbero i calcina previa.

En casos de minerales piríticos, en que la pirita de fierro juega el rol de combustible, el horno de manga es el único apropiado. En caso de minerales sulfurados que no exigen concentracion previa, el horno de reverbero está completamente abolido, especialmente despues de las satisfactorias pruebas hechas en Méjico i Arizona para fundir en hornos de manga usando leña como combustible.

El costo de fundicion para ámbos hornos es mas o ménos el mismo. Mr. Harry L. Charles (1) comparando ámbos hornos, de capacidad cada uno de 150 toneladas, calcula el costo por tonelada fundida en \$ 4,21 de 50 d. para el horno de manga i de \$ 4,20 para el de reverbero. El costo por tonelada fundida en horno de manga en Butte es hoi dia mucho mas bajo que el que dicho señor le asigna; para convencerse de ello, téngase solamente presente que en los grandes hornos de Anaconda el costo de la mano de obra i combustible es de \$ 0,90 oro de 50 d. por tonelada fundida, el mismo ítem en los hornos primitivos de 4,50 metros, era de \$ 1,12.

La instalacion de un establecimiento de hornos de manga requiere el 75% del equipo necesario para una de hornos de reverbero de la misma capacidad, con calderas acopladas i hornos mecánicos de calcina. El espacio ocupado por la instalacion de los hornos de manga es 30% menor que el ocupado por los hornos de reverbero i su equipo mecánico, (calderas, hornos de calcina etc.)

En Montana, cerca del 65% del mineral explotado se funde en hornos de manga i el resto en hornos de reverbero.

#### TRATAMIENTO DE EJES EN CONVERTIDORES

El tratamiento de ejes de cobre en convertidor, o proceso «Bessemer», tiene por objeto convertir el eje de cobre ( $\text{Cu}_2\text{S} + \text{FeS}$ ) en cobre metálico, valiéndose del calórico disgregado por la oxidacion del azufre i fierro i escorificacion de este último.

La operacion está dividida en dos puntos principales, a saber:

a) Oxidacion del sulfuro de fierro ( $\text{FeS}$ ) con desprendimiento de  $\text{SO}_2$  i escorificacion de  $\text{FeO}$ ; i

b) Oxidacion del azufre del sulfuro de cobre ( $\text{Cu}_2\text{S}$ ) con desprendimiento de  $\text{SO}_2$  i produccion de cobre metálico.

Durante la primera operacion  $\text{FeO}$  se escorifica entrando en combinacion

1) Transactions of The American Institute of Mining Engineers, 1904.

con la sílice, que forma el revestimiento del convertidor, formando silicato de fierro.

Se comprende fácilmente que para que la operacion se pueda llevar a cabo sin el auxilio de combustible carbonífero, el eje debe introducirse al convertidor al estado líquido (fundido).

Antiguamente se acostumbraba fundir el eje en hornos circulares de manga acoplados a los convertidores; hoy día el eje fundido se vacía en los convertidores, directamente de los ante-crisoles o de los hornos de reverbero.

Muchas tentativas se han hecho para revestir a los convertidores con materiales básicos, agregando sílice para escorificar el fierro del eje; ninguna de ellas ha dado resultados medianamente satisfactorios: el revestimiento del convertidor era «comido» con tanta lijereza como si fuese silíceo.

Terminada la primera operacion, o sea la oxidacion del sulfuro de fierro i escorificacion del óxido ferrujinoso, es necesario remover del convertidor el silicato de fierro que se ha formado; si, descuidadamente, no se atiende a remover el silicato de fierro, gran parte del cobre se oxidará i entrará en la escoria; esta oxidacion no tiene lugar mientras quede fierro sin oxidarse en el eje. Durante la segunda operacion el cobre es oxidado, pero al mismo tiempo es reducido por el azufre que se transforma en  $SO_2$ ; así que esta oxidacion no es de cuidado mientras haya azufre en la carga.

La operacion de remover la escoria es un tanto delicada; el convertidor se baja o se coloca horizontal; la escoria debe estar fluida; si ella es granulada o parcialmente líquida revela que el convertidor está muy frío, lo que se debe a que la presión del aire es muy débil o a que el convertidor ha sido cargado en demasía. Una vez removida la escoria, es a menudo necesario agregar eje sólido o cobre impuro para bajar la alta temperatura que se desarrolla.

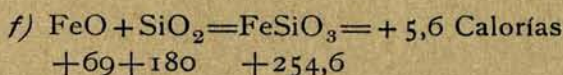
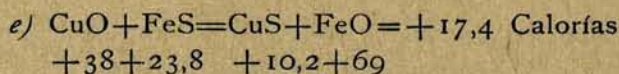
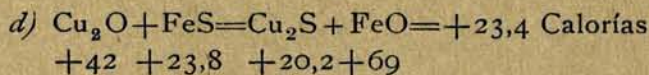
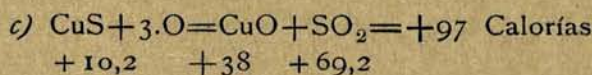
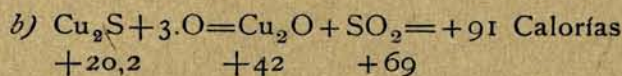
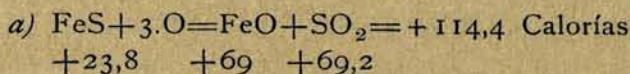
Durante la primera operacion se debe tener mucho cuidado en limpiar constantemente las toberas, de manera que el aire pueda entrar libremente. Si la llama que sale del convertidor ocupa toda la abertura o boca del convertidor, es señal de que el aire entra con regularidad; pero si en vez de salir constantemente lo hace a intervalos i su volumen no es igual al de la boca del convertidor, enseña que el aire está entrando irregularmente, lo que obliga a una limpia de las toberas. Si la carga no está muy caliente se necesita limpiar las toberas continuamente hasta que la primera operacion haya terminado.

Si la llama toma un color brillante de bronce dorado, la carga está demasiado caliente i se hace necesario el agregarle eje rico i todos aquellos pedazos de cobre impuro que resultan de la limpia de la instalacion. Si la llama toma un color anaranjado, que gradualmente se hace mas i mas sombrío hasta resultar el color de bronce-cuprífero, indica que el final de la operacion se acerca, i a partir de ese momento se le debe dedicar especial atencion. La operacion de vaciar el convertidor tendrá lugar cuando los pedazos de cobre fundido, que el convertidor arroja, tengan forma propia i no se peguen o adhieran a los objetos en que caen. El convertidor se coloca entonces horizontalmente, se remueve la escoria que se puede haber formado i, si el cobre presenta una superficie semi-azulada, (color de mar) es vaciado en moldes apropiados; si presenta una superficie

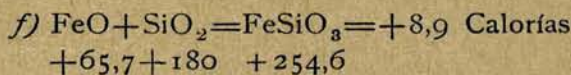
negruzca producida por una costra de sulfuro de cobre, es necesario prolongar la operacion por algunos minutos mas.

Se tendrá presente que, si al terminar la operacion, la llama es negruzca, indica que la carga está enfriándose i la adición de una nueva carga se hace indispensable.

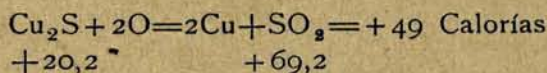
Las reacciones químicas i termo-químicas que tienen lugar en el convertidor, se detallan al pié en kilo-calorías (1,000 gramo calorías).



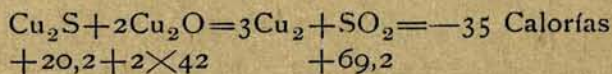
Esta última reaccion (f) ha sido calculada de un estudio de Mr. Janettaz (Memoires de la Societé des Ingenieurs Civils de France).—Mr. Richards en sus «Cálculos Metalúrgicos» nos da la siguiente reaccion:



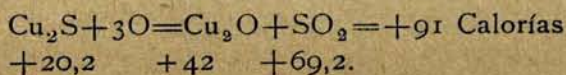
Pasando ahora a la segunda parte de la operacion se tiene que:



Esta reaccion no es jeneralmente admitida, parece que el proceso de la oxidacion del azufre i reduccion del cobre se efectúa acorde con las siguientes ecuaciones:



Esta reaccion es termo-negativa, pero hai que tomar en cuenta que la carga del convertidor recupera su calórico instantáneamente, absorbiendo el calórico producido por la formacion de  $\text{Cu}_2\text{O}$ , acorde con la ecuacion:



El establecimiento de «La Boston i Montana», en Great-Falls, tiene 12 convertidores verticales de 2.15 metros de diámetro i de 4,30 metros de altura; la capacidad de cada uno de estos convertidores es de 5 toneladas. El eje de los ante-crisoles i de los hornos de reverbero se vacia en tiestos apropiados, los que son trasportados i vaciados en el convertidor por medio de un locomóvil eléctrico provisto de una grúa. La carga del convertidor se oxida hasta que el  $\text{FeS}$  se escorifique por completo; efectuado esto, se remueve la escoria, i el convertidor, mui a menudo, recibe otra carga de eje, la que se oxida hasta terminar la primera operacion; la escoria se remueve de nuevo i el  $\text{Cu}_2\text{S}$  se oxida a cobre impuro (Cu). A veces, despues de remover la primera escoria, el  $\text{Cu}_2\text{S}$  se oxida a cobre impuro sin agregarle una nueva carga de eje, esto se llama trabajar con «cargas simples» i el primer método con «cargas dobles». El tiempo en término medio necesario para concluir una carga doble, incluyendo carga, descarga, bogadura de la escoria etc., es de 2 horas 50 minutos.

En Great-Falls se gasta 200.000 piés cúbicos de aire a una presión de 18 libras por pulgada cuadrada, para convertir una tonelada de cobre.

En el «Washoe Smelter», en Anaconda, hai 10 convertidores horizontales en constante operacion.

Este convertidor es del tipo «David Manhés» de 2,45 metros de diámetro i de 3,70 metros de largo; su capacidad es de 10 toneladas por término medio.

El material usado para revestir los convertidores en Anaconda es un mineral silíceo con valores en cobre, oro i plata; a este mineral, que a veces contiene hasta 8% de  $\text{FeO}$ , se le agrega «slimes» de la concentración para provocar la adhesión necesaria; estos «slimes» contienen 60% de  $\text{SiO}_2$  i 2 a 3% de Cu.

La carga de los convertidores, es decir, el eje fundido, se trasporta en carros apropiados de 10 toneladas de capacidad, son movidos por aire comprimido (locomotoras).

La línea de tracción pasa a un nivel superior que el de la instalación de convertidores; los carros se vacian en embudos o tolbas que dan en la boca del convertidor. Es necesario admitir el aire en el convertidor mientras se ejecuta la carga, a fin de que el eje no se introduzca en las toberas. En Anaconda se acostumbra agregarle al convertidor 1.000 libras de mineral silíceo inmediatamente despues de cargado; esto tiene por objeto hacer durar mas el revestimiento del convertidor; el mineral silíceo que se le agrega i el revestimiento mismo del convertidor contienen mucho fierro, motivo por el cual se produce una gran cantidad de escoria. La práctica en este establecimiento consiste en remover la escoria del convertidor en dos tiempos.

Tratando un eje de hornos de reverbero, el tiempo empleado es el siguiente: 45 minutos hasta la primera bogadura de la escoria, 60 minutos a la segunda bogadura i de 125 minutos para completar la operacion. Un eje de hornos de manga demora 49 minutos hasta la primera bogadura de la escoria, 65 minutos en completar la primera operacion i 100 minutos para las dos operaciones. Obsérvese que en Anaconda se trabaja con cargas simples.

Los convertidores del «Washoe Smelter», en Anaconda, convierten diariamente 625 toneladas de ejes de cobre (40% en Cu por término medio) produciendo



do de 250 a 280 toneladas de cobre impuro con un gasto de 55.000,000 de piés cúbicos de aire, a una presión de 16 libras por pulgada cuadrada.

#### REFINA DEL COBRE IMPURO I FABRICACION DE ANODOS

En Anaconda el cobre impuro es refinado en hornos de reverbero. La oxidación de las impurezas es llevada a cabo forzando aire comprimido al través de la masa fundida. La duración de esta operación es, por término medio, de una hora i cuarto; sin embargo debe ser regularizada por el refinador por medio de las muestras que continuamente se sacan del horno.

La reducción de los óxidos de cobre que se puedan haber formado durante esta operación, se lleva a cabo introduciendo largos trozos de madera no labrada al interior del horno. En Anaconda se introducen 15 leños o maderos, de 4.50 metros de largo i de 7 pulgadas de diámetro, por cada 50 toneladas de cobre.

El establecimiento tiene 3 hornos de refina, 2 de ellos de capacidad de 95 toneladas i el tercero de 110 toneladas.

El cobre ya refinado es modelado por medio de una máquina especial; los moldes de esta máquina son rectangulares i forman lo que en Anaconda se acostumbra llamar «Baltimore Cake» de cobre, que se embarcan a la Refinería Electrolítica de Baltimore.

En Great-Falls el cobre se modela, en forma de anodos, directamente de los convertidores. La carga del convertidor se oxida hasta que contenga un poco de azufre, es decir, la operación no se concluye como en Anaconda; este cobre impuro es vaciado en moldes de cobre con centros de fierro fundido, la evolución del ácido sulfuroso da por resultado anodos de cobre sumamente porosos i por lo consiguiente muy apropiados para el tratamiento electrolítico.

Los anodos de Great-Falls tienen la siguiente composición:

Cu=98—99,27	por ciento
Ag. 120—61,14	onzas por tonelada
Au. 1,5—0,22	onzas por tonelada
As. 0,03—0,04	por ciento
Sb. 0,05—0,03	por ciento

#### REFINA ELECTROLÍTICA DEL COBRE

La refinería electrolítica de Great-Falls (Boston and Montana Copper and Silver Mining Co) refina los anodos de convertidor por medio del sistema múltiple, sistema en el que los electrodos están alternativamente colocados, de manera que el anodo positivo se conecta con el cátodo negativo. Los electrodos se colocan en los estanques dejando un claro de una pulgada entre sus extremos i los lados del estanque.

La fuerza motriz en Great-Falls se obtiene en una de las cataratas del río Missouri; hai dos máquinas generadoras de corriente directa («Westinghouse») las que jeneran 9.000 ampères a 20 volts.

La refina se ejecuta en 312 estanques colocados en tres series de 104 estan-

ques cada una; cada estanque tiene una capacidad de 20 anodos i 20 catodos, la corriente es de 40 ampères por pié cuadrado de catodo-area.

Los anodos son de 35 pulgadas de largo por 24 de ancho; en la parte superior tienen un grueso de 3 pulgadas i de 2½ pulgadas en la parte inferior; estos anodos de peso de 500 libras se disuelven suficientemente en 18 dias; la parte superior del anodo no se disuelve, sin embargo, completamente; estos pedazos de cobre no refinado, llamados «scrap», se agregan a menudo a la carga de los convertidores.

La electrolísis contiene 170 gramos de ácido sulfúrico concentrado i 42 gramos de cobre por litro, su temperatura es de 64°C en los estanques de cabecera i su circulacion es de 6 galones por minuto.

Para elevar la electrolísis de un nivel inferior a otro superior se usan las bombas de aire de Pohle, las que trabajan a una presión de 25 libras.

La solución (electrolísis) se enriquece en cobre i toma fierro, arsénico i antimonio de los anodos.

A continuacion se reproduce un análisis, en término medio, de la electrolísis en los estanques de los piés:

Cu	=	51,8	gramos por litro
Fe	=	13,2	» » »
As	=	14,02	» » »
Sb	=	0,62	» » »
H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub>	=	48	» » »

La baja cantidad de antimonio se debe indudablemente a la práctica de agregar ácido hidroclicórico en los estanques de cabecera para mantener 0.04 gramo de cloro por litro de solución. El cloro precipita el antimonio como oxi-cloruro.

El exceso de cobre en la solución se elimina, bombeando la solución a una serie de estanques provistos de «anodos de plomo»; la solución pasa de estos estanques a otros denominados «purificadores» donde el resto del cobre se deposita con el arsénico en forma de un residuo lodoso de la siguiente composición:

Cu	=	57,1%
H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub>	=	11,8 »
Ag	=	0,3 »
As	=	7,2 »
Sb	=	1,8 »
H <sub>2</sub> O	=	18,4 »
PbSO <sub>4</sub>	=	indicios
Fe	=	»

Para remover el fierro de la solución ya libre de cobre i arsénico, se calienta una tercera parte de ella i se la deja enfriar; gran parte del fierro cristalizará en la forma de sulfato ferroso.

Los catodos se fabrican en estanques separados, pesan 2½ libras i son mas o ménos, del mismo tamaño que los anodos.

Los anodos de los convertidores son irregularmente disueltos i dan mas «scrap» i mas lodo que los anodos refinados tal como los que se usaban en «Anaconda». En Great-Falls dan 8 % de su peso primitivo en «scrap» i el lodo o «slime» que se deposita en los estanques tiene la siguiente composicion (en seco).

Cu =	41 %
Ag =	7.000 onzas por tonelada
Au =	18 » » »

Los catodos son removidos, despues de dos dias pesan 55 libras i contienen:

Cu =	99,95 %
As =	0,0012 »
Sb =	0,0033 »
Ag =	1 onza por tonelada

La práctica de remover los catodos dia por medio tiene el inconveniente de exigir un gasto estremado en la fabricacion de nuevos catodos, pero si se permitiese a los catodos permanecer 4 o 6 dias, se daria lugar a la formacion de cortos circuitos que disminuirian notablemente la eficiencia de la instalacion.

Esperimentos hechos en Great-Falls enseñan que, con catodos que duren dos dias, un ampère tiene una eficiencia de 91 % o con catodos de 4 dias una eficiencia de 85 %.

El lodo o «slime» que se forma, i que contiene el oro i plata del cobre, es vendido a refinerías de plata.

Los catodos de 55 libras, despues de removidos de los estanques, se pintan con cal, la que neutraliza la accion del ácido-sulfúrico en que dichos catodos están empapados; de esta manera se dejan secar i en seguida se funden en hornos de reverbero de la misma manera que el cobre del convertidor.

La conductibilidad del cobre así producido es de 96 % a 97 %, siendo 99,9 % la del cobre estrictamente puro.

#### CÁMARAS DE CONDENSACION, ETC.

Hai dos clases de productos de fundicion que se recojen en las cámaras de condensacion: en inglés se conocen con el nombre jenérico de «Hue dust». Uno de ellos es compuesto por polvos mecánicamente arrastrados por la accion de la corriente del aire, el otro es compuesto por materias que se volatilizan i salen del horno como gases.

Para recojer o colectar los primeros son suficientes; sencillas cámaras de depósito los segundos deben ser enfriados de manera que puedan pasar del estado gaseoso al sólido.

Uno de los establecimientos de fundicion de cobre cuyo equipo es de lo mas moderno i mas completo que imaginarse pueda, es sin ninguna duda el «Washoe Smelter», en Anaconda. En dicho establecimiento las cámaras de depósito están situadas detras de la instalacion de los hornos o de los convertidores; las mangas de

unos i otros dan a estas cámaras de depósito; estas camaras terminan en forma de embudos o tolvas provistas de sus respectivas puertas; el ferrocarril de aire comprimido pasa por debajo de estas tolvas i así de una manera sencilla, sin gran costo, se recoge la inmensa cantidad de polvos que en ella se aglomera. En Anaconda hai 4 de estas cámaras: una para los hornos de manga, la segunda para los convertidores, la tercera para los hornos de reverbero i la cuarta para los de calcina.

Estas cámaras están conectadas con la galería central de humos por medio de galerías parciales, de las siguientes dimensiones: galería de los hornos de manga, 504,15 metros; galería de los hornos de reverbero, 252,60 metros; galería de los convertidores, 210,90 metros, i galería de los hornos de calcina, 116,40 metros.

Estas galerías desembocan en un túnel o galería central de 696,60 metros de largo; este túnel o galería central es de 18 metros de ancho en sus primeros 300 metros, en el resto es de 36 metros de ancho i tiene una inclinacion ascendente de 30° en toda su lonjitud. Esta galería desemboca en una chimenea de 91,50 metros de altura i de 9 metros de diámetro; la cúspide de esta chimenea queda a 290 metros sobre el nivel del valle de Anaconda. Tanto la galería central como las parciales tienen, cada cuatro metros, paredes o compuertas provistas de puertas a un lado para el paso de los gases; dichas puertas no están simétricamente colocadas, de manera que quede pared o compuerta por medio: las puertas o aberturas corresponden al lado derecho i pared por medio al izquierdo, lo que obliga a los gases a hacer un constante zig-zag en su travesía; los gases que por enfriamiento se condensan caen al piso de la galería que es una tolva; el ferrocarril pasa debajo de estas galerías.

La cantidad de gases que entra por minuto en la galería central es de 46.200 libras o sea 693.000 piés cúbicos; dichos gases contienen 3% de  $\text{SO}_2$ ; la velocidad de los gases en los primeros 300 metros de la galería es de 6 piés i de 4 piés en el resto; en la chimenea tienen una velocidad de 16 piés, se entiende, por segundo.

Los polvos recojidos en la galería central suman 80 toneladas diarias, de los cuales 22.000 libras se calcinan en hornos Brunton, de piso movible i de rastrillos fijos, para obtener arsénico. La calcina se lleva a cabo a una temperatura de 480° c., los gases se condensan en una galería de 72 metros de largo (esta galería desemboca tambien en la central). Los cristales de arsénico que se forman son bastante impuros i la masa en jeneral contiene cobre, oro i plata. Todos los productos condensados en esta última galería se refinan en un horno de reverbero, los gases se condensan en otra galería de dimensiones semejantes a la anterior, donde se obtienen hermosos cristales de  $\text{As}_2\text{O}_3$  (99,8%).

IGNACIO DÍAZ OSSA



## El problema del salitre i su industria

### IDEAS JENERALES

Sin entrar a discutir, ni a diseñar siquiera, las diversas teorías que se han formulado sobre la formacion del Nitrato de Sodio, debemos enunciar en términos jenerales lo que es *Salitre* i cómo se encuentra repartido en nuestra zona salitral.

El *Nitrato* es una sal formada sustituyendo el hidrójeno del ácido nítrico por un metal.

Algunos Nitratos se encuentran en la naturaleza, formando especies minerales, como el *Nitro* o *Salitre*, que es el *Nitrato de Potasio*, el de *Sodio* i el de *Calcio*.

Solo a partir del siglo VIII se empieza a hablar del *Nitro*, i se hace alusion a él en los escritos de los árabes i de Marcus Groecus en cuanto a su propiedad de deflagrar sobre las ascuas. Los antiguos conocian un *Nitrum*, pero esta sal era en realidad un *Sesquicarbonato de Soda*, tambien llamado *Neter* o *Natron*.

Sábese que el *Nitro* o *Sal Pétrea* de Marcus Groecus, es el *Nitrato de Potasio*, i al *Nitrato de Sodio* se le ha llamado solo por analogía *Nitro de Chile* o *Salitre*.

### LOS CALICHES

La materia prima en que se encuentra el Nitrato de Sodio en la rejion boreal de Chile, se llama *Caliche* i su contestura, el aspecto i la composicion varían mucho segun sea la zona salitral, i aun en una misma seccion de ella, se encuentran numerosas variedades de tipos de caliche.

El *Caliche* es, principalmente en Tarapacá, de color *blanco*, a veces como la nieve; lo hai de un color *amarillo canario o limon*, i en este caso se le llama *azufrado*; existe de color *pardo* de diversas intensidades, debido a la arcilla i otras sustancias con que está mezclado, llamándosele *achancacado*; tambien se encuentra blanco con venas i a veces completamente coloreado con variados tintes violáceos, llamado *Obispo*.

La estructura es cristalina, en pequeñas hojas; se asemeja al azúcar; es a veces poroso, de grano fino i tambien grueso.

Se le encuentra tambien en forma de cristales rombohédricos que llegan a tener medio centímetro, i forma agrupaciones harto caprichosas.

La fractura es plana cuando es puro; sin embargo, tambien se presentan casos de fractura irregular; tiene lustre de vidrio; es blando, se quiebra con facilidad; se desmorona cuando es mui poroso; las especies blancas son casi transparentes i traslucientes en los bordes.

El sabor es lijeramente salado i fresco, i esta cualidad sirve de prueba de reconocimiento a los cateadores i trabajadores de las calicheras. Es mui soluble

en el agua; en contacto con la atmósfera, absorbe su agua i se disuelve mui fácilmente. En este caso se dice, en terminolojía salitrera, que *el caliche llora*.

Los salitreros distinguen un sinnúmero de variedades de caliche i la composición de ellos, como ya lo hemos espresado, es mui variable, segun su procedencia, i las sustancias que lo componen son jeneralmente:

- Nitrato de Sodio.
- » » Potasio.
- Cloruro de Sodio.
- Cloruros solubles.
- Sulfato de Sodio.
- » de Potasio.
- » de Calcio.
- » de Magnesia.
- » de Alúmina.
- Fosfato de Sodio.
- Borato de Sodio.
- Detritus de rocas ferrujinosas.
- Arcilla.
- Arena fina.
- Yodato de Sodio i de Potasio.

El sabio A. Pissis da las siguientes leyes de Nitrato de Sodio en algunos caliches del Desierto de Atacama:

Caliche de Aguas Blancas.....	6 a 13%
» de Pampa de Lavanderos.....	37
» de Baron.....	30
» de la Descubridora.....	42
» de Tercera Pampa.....	13
» de Aguilar.....	15
» de Aguas Blancas (Peña).....	6

La lei de los caliches en Nitrato de Sodio varía en las distintas salitreras en explotacion entre 15 i 50% i a veces suele llegar hasta 70% i mas en casos esecpcionales, pudiéndose decir que los caliches mas ricos en Nitrato de Sodio abundan en Tarapacá i en Tocopilla, i los de Antofagasta, Aguas Blancas, Taltal i Chañaral son de leyes inferiores.

Hai casos en que el caliche presenta Nitrato de Sodio casi puro: éste es el *caliche cristalizado*, es mui soluble, miéntras que los demas, ricos en Cloruro de Sodio, necesitan tratamiento mas largo.

Los salitreros distinguen, como ya heinos dicho, un sinnúmero de variedades i anotaremos, solo como dato ilustrativo, algunas de ellas, por ser las mas corrientes, dando a la vez el término medio de las leyes correspondientes.

VARIETADES	Nitrato de Sodio	Cloruro de Sodio	Yodo en 1000 gramos
Caliche cristalizado, terroso, abundante en Tarapacá.....	20 a 30%	30%	0.50
Caliche amarillo o azufrado, mui rico i colorado con yodatos alcalinos.....	60 a 70	15	2.00
Caliche terroso compacto.....	40 a 45	30	0.40
» blanco cristalizado.....	60 a 70	25	0.40
» rojo arcilloso.....	30 a 36	24	0.85
» achancacado, rojo fragua.....	30 a 36	25	0.90
» blanco terroso.....	40 a 45	20	1.00
» rojo vivo.....	20 a 25	30	1.20
» achancacado duro.....	25 a 30	35	0.70
» calcáreo compacto, amarillento, llamado vulgarmente <i>Hueso</i> .....	25 a 30	20	0.50
» cristalino pedregoso oscuro.....	20 a 25	40	0.40
» arenoso negro compacto.....	20 a 25	30	0.80
» negro cristalino, arenoso.....	25 a 30	20	0.90
» salado, aglomerado.....	20 a 22	40	0.60
» cristalino, pedregoso.....	35 a 40	40	0.50
» castellano, vetas lila.....	25 a 30	30	2.00
» tizoso.....	20 a 22	20	0.40
» blanco compacto, terroso.....	5 a 6	10	—
» calcáreo, blanco o amarillento.....	10 a 15	30	1.60
» castellano lila, pirita blanca.....	35 a 40	40	1.20
» colorado cristalino.....	35 a 40	20	1.10
» blanco, cristalino escamoso en criadero de Sulfato de Calcio.....	45 a 50	20	0.70
» estratificado con arenisca volcánica.....	10 a 15	15	0.60
» negro.....	15 a 20	20	0.70
» rosado.....	35 a 40	25	0.85
» cobrizo.....	10 a 15	30	0.90
Las <i>Costras</i> tambien contienen Nitrato de Sodio i daremos algunas leyes:			
Costras pedregosas i ferrujinosas.....	15 a 20	20	0.50
» ».....	5 a 10	40	0.30
« arenosas.....	25 a 30	30	0.20
Los <i>Bancos</i> tienen:			
Banco salado pedregoso.....	10 a 15	40	0.40
» castellano.....	5 a 10	50	0.30
» » lila i amarillento.....	10 a 15	40	0.80
» » grano amarillento.....	5 a 20	50	1.20
» » superficial tizoso.....	15 a 20	20	0.40
» pedregoso.....	15 a 20	25	0.30
» castellano rojo pirita blanca.....	15 a 20	40	1.00
La <i>Tapa</i> tambien suele contener lei i anotaremos:			
Tapa corriente.....	10 a 15	40	0.50

*Composicion de algunos caliches*

Del folleto de René F. Le Feuvre i Arturo Dagnino, *El Salitre de Chile*, tomamos los siguientes datos:

## COMPOSICION DEL CALICHE DE TARAPACÁ (Hayes)

Nitrato de Sodio.....	64,98%
Sulfato de Sodio.....	3,00
Cloruro de Sodio.....	28,69
Yoduro de Sodio.....	0,63
Marga i Conchas.....	2,60
	<hr/>
	99,90%

## COMPOSICION DE CALICHES DE CACHINAL, SEGUNDA PAMPA (Villanueva)

Materias insolubles en el agua.....	34,00%
Nitrato de Sodio.....	32,00
Sulfato de Sodio.....	10,00
» de Calcio.....	6,00
Cloruro de Sodio.....	22,00
Agua.....	2,00
	<hr/>
	¿106,00%?

## COMPOSICION DEL CALICHE DE LA SEGUNDA PAMPA (Villanueva)

Materias insolubles en el agua.....	53,00%
Nitrato de Sodio.....	12,00
Sulfato de Sodio.....	9,00
» de Calcio.....	9,00
» de Alúmina.....	8,00
Cloruro de Sodio.....	6,00
Agua.....	1,00
Magnesia.....	indicios
	<hr/>
	98,00

*Composicion del caliche de la Pampa*

Nitrato de Sodio.....	33,56%
Cloruro de Sodio.....	34,62
» de Potasio.....	0,40
» de Magnesio.....	0,70



Sulfato de Calcio.....	0.46
» de Sodio.....	4.45
Insolubles .....	12.65
	<hr/>
	86.84

*Composicion del Caliche de los Salares*

Nitrato de Sodio.. .....	14.12 %
Cloruro de » .....	51.08
» de Potasio .....	—
» de Magnesio .....	—
Sulfato de Sodio.....	0.13
» de Calcio.....	3.62
Insolubles.....	16.00
	<hr/>
	84.95

*Caliche de la Pampa de La Laguna (Villanueva)*

Nitrato de Sodio.....	29.40%
Cloruro de » .....	indicios
Sulfato de Sodio i Magnesia.....	47.60
Materias insolubles .....	23.00
	<hr/>
	100.00

*Otras muestras de la misma procedencia (Villanueva)*

Nitrato de Sodio.....	27.80% i	20.50%
Cloruro de Sodio.....	indicios i	1.80
Sulfato de Sodio i Magnesia.....	71.30 i	46.50
Insolubles.....	0.90 i	31.20
	<hr/>	
	100.00	100.00

*Caliches de Blanco Encalada (2 muestras)*

Nitrato de Sodio.....	50.40% i	36.20%
Cloruro de » .....	0.30 i	0.40
Sulfato de Sodio i Magnesia.....	28.70 i	22.00
Insolubles.....	20.60 i	41.10
	<hr/>	
	100.00	99.70

*Caliche de Tarapachá*

Nitrato de Sodio .....	40.00%
Cloruro de » .....	32.00
Otras Sales e insolubles.....	28.00
	100.00

De la interesantísima obra.—DIE SALPETER INDUSTRIE CHILES de los Drs. SEMPER i MICHELS, tomamos la siguiente composición de 3 muestras de Caliche:

	I	II	III
Nitrato de Sodio .....	34.20%	34.30%	43.30%
» de Potasio.....	1.60	no determinado	
Sulfato de Sodio.....	8.40	1.60	25.30
» de Calcio.....	6.30	1.60	30.90
» de Magnesia .....	2.00	5.40	.....
Cloruro de Sodio .....	32.00	4.00	indicios
Yodato de Sodio .....	0.20	.....	.....
Insolubles .....	14.00	49.69	0.40
Agua.....	1.10	.....	.....
	99.80	96.69	99.90

Hai casos en que el *Caliche* presenta Nitrato de Sodio casi puro, éste es *Caliche cristalizado*, que es muy soluble, mientras que los demás, ricos en Cloruro de Sodio, necesitan tratamientos más largos.

Los salitreros, ya lo hemos dicho, distinguen un sinnúmero de variedades, i solo como dato ilustrativo diremos que, en nuestra colección de tipos de salitre, tenemos más de cien ejemplares diversos, i con ello también varía la ley de Nitrato de Sodio i de Cloruro de Sodio, que es un acompañante constante del primero, dominando una u otra sal sobre la compañera.

El caliche se presenta en forma de *Mantos* en las calicheras o yacimientos salitrales, es de forma irregular, i la potencia del manto también lo es; varía entre pocos centímetros hasta tener 2 i más metros de espesor.

El *Manto de Caliche* no se presenta a la superficie i está cubierto por las siguientes capas de espesor variado: 1.º *Chuca*, 2.º *Costra*, i 3.º *Tapa*.

*Chuca*. Esta se compone generalmente de arena, tierra suelta i arcilla de más o menos 15 centímetros de espesor.

*Costra*. La capa que lleva este nombre es de tierra dura, de composición variable, de estructura hojosa, más o menos fina, que pasa a veces a compacta i generalmente está compuesta de Sulfato de Calcio i de Magnesia, mezclado con Sulfato i Cloruro de Sodio, i contiene, en jeneral, leyes no despreciables de Nitrato de Sodio.

*Tapa*. Es la cubierta superior del Manto Calichero, sigue a la *Costra*, i es

compuesto de arena i arcilla cementada por yeso i sal comun, formando un conjunto resistente i compacto.

El grueso de las capas, *Costra* i *Tapa*, es de espesor variable, pero puede considerarse en promedio de cincuenta centímetros, llegando en muchos casos hasta 2 i mas metros, i en este caso suelen formar un conglomerado grueso i compacto con fragmentos de diversas rocas que tienen varios centímetros de diámetro. Tambien sucede a veces, que todo dejenera en un ripio suelto i sin consistencia; en este caso no se puede precisar la *Tapa*.

En seguida viene el *Manto Calichero*, que es la capa que se utiliza como materia prima para la elaboracion del Nitrato de Sodio i su espesor varía desde algunos centímetros hasta dos i mas metros.

Despues del *Manto Calichero*, viene la capa llamada *Conjelo*, compuesta de arena suelta, sales sulfatadas, cloruros mezclados con arcilla i casi siempre contienen gran cantidad de pequeños cristales aislados de selenita.

Al *Conjelo* sigue la *Coba*, otra capa, jeneralmente húmeda, formada en algunos casos por terreno de acarreo, en otros por yeso compacto parduzco con cristales de yeso anhidro; o bien un depósito de arcilla endurecida, formando en estos casos una brecha dura i compacta.

Llegando a la *Coba* se considera, en la mayor parte de los casos, que ya no hai caliche, pero hai depósitos salitrales que tienen un *segundo Manto Calichero* llamado *Banco*, que sigue a la *Coba*.

El *Banco* es de espesor i riqueza mui variable, i conocemos oficinas que lo dejan como reserva para explotaciones futuras.

Finalmente, ya sea que la *Coba* o el *Banco* sean la última capa, viene el *terreno primitivo de levantamiento*.

Hecha esta lijera descripcion del corte mas corriente de los terrenos salitrales, diremos de paso, que en los llamados *Salares*, tambien se encuentra *Caliche*, i a veces de lei en Nitrato de Sodio mui subida, que la casualidad ha hecho descubrir como sucede en el caso que vamos a referir.

José María Torrejon, un cateador, iba con tres acompañantes en busca de terrenos de buen caliche. Pasaban por una pampa relativamente plana, en hoyada, como formando embudo, sin apariencia de buen panizo. De pronto divisan sobre la arena, a lo léjos un objeto estraño, que despierta su curiosidad. Acercándose, reconocen un cadáver, ya momificado. Se bajan de sus cabalgaduras i lo examinan con ávida curiosidad e interes. ¡Es un hermano que ha pagado su tributo a la falta de un vaso de agual!

Registran la momia, encuentran un poco de dinero, tabaco, un pañuelo, la mecha amarilla de los ensayos del caliche i tambien su libreta de trabajo, de la cual se deduce, que el que fué, se llamaba en vida Francisco Villalobos, trabajador de un establecimiento minero de los alrededores. Despues de discutir el punto, resuelven dar sepultura a la momia i con las herramientas que llevan, cavan una fosa que pueda dar albergue al cadáver del infortunado Villalobos.

La Providencia, acaso el espíritu del mismo fallecido, hace que se examine la tierra que se estrae de la improvisada tumba. La mecha denuncia un caliche

que arde como polvora de 80% o mas, a juzgar por el vigor con que se combustiona.

Hai un *Salar* al lado, con sus crespas ondulaciones de cabellera de anciana, medio blanco, medio gris, como superficie de mar ondeante. Tratan de apagar la mecha pisando encima del salar con la suela del zapato, siendo de advertir que estos salares son considerados casi siempre compuestos esclusivamente de sal marina, pero la mecha, léjos de apagarse, ardia mas i mas, hasta echar llamas. Era un *Salar de Nitrato* de de la mejor clasel

El entusiasmo de la caravana no reconoció límites, bautizaron la pampa con el nombre de «*Villalobos*» que constituye hoi terrenos de la «*Compañía Castellana*» de Aguas Blancas.

Pidiendo excusas por haber incertado este hecho, continuaremos relatando la tradicion que existe respecto al descubrimiento de los terrenos salitrales de Tarapacá.

#### LA TRADICION

Muchas personas preguntan: ¿desde cuándo datan los descubrimientos de los terrenos salitrales en la costa occidental de Sud-América?

La tradicion nos cuenta, que los primeros descubrimientos de terrenos salitrales fueron hechos en Tarapacá, i que se deben a dos indíjenas. Estos, despues de fatigosa jornada, acamparon en un punto de la pampa, hicieron fuego, i cuál no seria la sorpresa al notar que la tierra principiaba a arder i a deflagrar de un modo tal, que los buenos indios, asustados, imaginaron ver al diablo, i creyeron que el fin del mundo se acercaba.

Arrancaron despavoridos, i despues de corta consulta acordaron dirigirse al curato de *Camiña* con el fin de confesarse i comunicar al *Tata-Cura* lo que habian visto.

Este buen pastor del rebaño cristiano, malició lo que podia ser; les manifestó que aquello era o la aparicion de un fuego santo o el infierno, i que de todos modos lo acompañasen, pues necesitaba conocer el punto donde se habian manifestado tan estraños fenómenos.

Despues de visitar lo que probablemente hoi es Matamunqui, bendijo el lugar, se hizo llevar muestras de la tierra misteriosa a su Curato; analizó la muestra i encontró que era *Nitrato de Potasio*, elemento único empleado en aquel entónces para la fabricacion de la pólvora.

El resto de las muestras traídas, lo hizo colocar en el patio de la casa del Curato, i cuál no seria su sorpresa al notar que las plantas allí existentes principiaron a desarrollarse de un modo estraordinario. Repitió el empleo del *Caliche* que así se llama la materia prima del *salitre*, en los sembríos de hortalizas, etc., i al ver que el desarrollo de ella era fenomenal en comparacion con el de los años anteriores, dijo que era un excelente *tónico* para el reino vegetal i lo recomendó a los feligreses indios de su comarca como abono.

Un oficial de la marina inglesa visitó Tarapacá; tuvo noticias de la misteriosa sustancia i estableció que el aspecto físico del producto del caliche coin-

cidia con el del Nitrato de Potasio, que por aquellos años suministraba principalmente la India para la fabricacion de la pólvora, i con ello corroboró la opinion del Cura parroco de Camiña.

Los indíjenas, siempre instados por dicho sacerdote, principiaron a emplear caliche en la agricultura de los valles orientales que desembocan a la pampa del Tamarugal, pulverizaban la sustancia i la emplearon como abono con mui buen éxito en el cultivo del trigo, del maiz i de las papas, i aun hoi dia lo emplean cuando no les es posible conseguir *guano de pájaros* en condiciones para ellos convenientes.

Como hemos visto, no carece de fundamento esta tradicion.

#### ANTECEDENTES HISTÓRICOS

Lo espuesto demuestra que la existencia del *Caliche* o sea *la materia prima* con que se fabrica hoi dia el *Nitrato de Sodio*, o sea el *Salitre*, era conocida en Tarapacá, de sus aboríjenes desde tiempos mui remotos i de ello hai constancia histórica en documentos mui antiguos, que datan del año 1528, siendo Virrei del Perú don Francisco de Toledo.

Uno de los documentos a que hacemos referencia, es de la época de Felipe V; se encuentra íntegro en la obra de Raymondí, titulada *El Perú*, Tomo III, páj. 89 i se refiere a *demarcacion* i a *amojonamiento* de esas rejiones. Este documento histórico, fechado en Arica el 24 de agosto de 1528, habla de un *Mojon* llamado *Monton de Arbol en la pampa del Salitral* i mas adelante hace mencion de otro *que está en una pampa de Salitral el Solo*.

El puerto de Iquique era conocido desde los primeros años de la conquista española, i ya en 1556 se comenzaban a esportar por él los productos de las ricas minas de plata de Huantajaya.

Por los años 1750 a 1760 se trabajaban en Tarapacá con mucha actividad los asientos mineros de Huantajaya, Paiquina, Cacicsa i Viquintipa i sus mineros emplearon el caliche en la elaboracion del Nitrato de Potasio que necesitaban para fabricar la pólvora potásica que usaban en gran cantidad, por exigirlo así la dureza de los veneros.

En la primera época, los yacimientos de caliche fueron de aprovechamiento comun.

El permiso que concedia el Virrei para poder elaborar *Salitre*, contenía implícitamente la autorizacion para estraer la materia prima de los terrenos que el interesado elijiese.

Regularizada posteriormente la industria del salitre, recurrieron los interesados a las *Diputaciones de Minería* en demanda de *pertenencias* o *estacas* con arreglo a las Ordenanzas del ramo fundando las peticiones en la primera parte del art. 22, tít. VI de las *Ordenanzas de Minería de Nueva España*, en aquel entonces vijente, que *concedia el permiso de descubrir, solicitar, registrar i denunciar*, pero al estallar la guerra de la Independencia del Perú, el Gobierno Colonial prohibió, en lo absoluto, la fabricacion del salitre en Tarapacá, temeroso-

como es de suponer, de que éste, convertido en pólvora, sirviese para favorecer la rebelion.

Lo mismo ocurría en Chile, donde, como veremos luego, no solo se fabricaba pólvora, sino tambien se explotaba la industria del salitre basada en los terrenos salitrales que se estendian hasta Coquimbo.

La fabricacion de la pólvora era prohibida, pues estaba estancada i las autoridades españolas perseguian no solo esta industria, por cuanto perjudicaba los Intereses Reales del Estanco de la Pólvora, sino que tambien prohibian la estraccion del caliche destinado a ese fin.

A pesar de todo, los indios naturales de Tarapacá extraian caliche, lo elaboraban i vendian furtivamente para la fabricacion del explosivo mencionado, llevándolo a los bosques del Tamarugal, que fueron el centro de las primeras industrias europeas en Tarapacá, para beneficiarlo i trasformarlo en *Nitrato Potásico* o *Salitre*.

Algunos investigadores sostienen que el Nitrato de Sodio no era conocido en Europa en 1821, sino como producto de laboratorio, i por aquel entónces señaló el eminente sabio i naturalista de su tiempo, don Mariano Eduardo de Rivero, como inmensos los depósitos de salitre existentes en el Territorio de Tarapacá. Mas tarde se encontró esta sal en el Toco i en las pampas de Antofagasta, Taltal, Chañaral i en Maricunga, situado en el departamento de Copiapó; todos ellos pertenecientes al Desierto de Atacama, esparcidos en las inmensas llanuras que se estienden entre la Cordillera de la Costa i los primeros contrafuertes de la Gran Cadena Andina.

En un principio se creyó que los campos salitrales se estendian solo desde la Quebrada de Camarones hasta el Rio Loa, pero ya en 1842, segun el señor Mariano Felipe Paz Soldan, se hicieron descubrimientos de pequeños depósitos salitrales en territorio boliviano, i en 1858, segun el distinguido publicista i hombre público del Perú señor Guillermo E. Billingham, presentaron los cateadores arjentinos Pavez i Bello a la Prefectura de Cobija varias muestras de *Cascote*, o sea *Caliche*, que habian extraido de los depósitos llamados hoi *Cármén Alto*, i ántes de esa fecha habia descubierto don Domingo Latrille, caliche en el *Salar de Cármén*, pertenecientes ámbos al territorio de Antofagasta.

Hubo un tiempo, como se ha ya dicho, que se creía que al norte de la Quebrada de Camarones no existía caliche, pero por exploraciones practicadas en 1872 con motivo de ciertas medidas prohibitivas dictadas por el Gobierno del Perú referentes a la Industria del Salitre en Tarapacá, se sabe que las capas calicheras se estienden hasta el Valle de Azapa en el Territorio de Tacna i Arica, i a mí me ha tocado comprobar este hecho hace pocos años.

Veremos mas adelante que ya en el tiempo de la Colonia se conocía la existencia del caliche al sur del rio Loa i que la zona llegaba hasta el Huasco i Coquimbo.

Sin embargo, el Gobierno de Chile desconfiaba de la existencia de terrenos salitrales al sur de Taltal, i durante la administracion del Excmo. señor José Manuel Balmaceda, cúpole a nuestro mui distinguido amigo señor Manuel Salinas, a principios del año 1889, entónces Intendente de Atacama, constatar la existen-

cia de salitre en el Cerro del Toro, cerca de Maricunga. A nosotros, desempeñando la Administracion del Ferrocarril de Chañaral, nos fué confiada en Marzo del mismo año por el Excmo. señor Balmaceda i su Ministro don Enrique Salvador Sanfuentes, la mision de explorar i reconocer los yacimientos salitrales existentes en el Departamento de Chañaral.

El reconocimiento dió buenos resultados i parte del informe respectivo puede consultarse en la Memoria de Hacienda presentada al Congreso Nacional en 1889; hoi dia ya estan mensurados en parte.

Agregaremos otro hecho en que hemos intervenido. Cuando se trataba de entregar la Puna de Atacama, cábenos la satisfaccion de que hemos comunicado, conjuntamente con el malogrado ingeniero i esforzado explorador don Francisco J. San Roman, a quien ha querido oírnos, que en ella existian campos salitrales; pero los hombres de Gobierno, erróneamente informados por otros funcionarios, nos impusieron silencio i no faltó quien nos calificara de visionarios.—Ello es hoi una realidad.

Hemos dicho que en Chile, nuestro pais, era conocido i explotado el salitre para la fabricacion de la pólvora desde el tiempo de la Colonia. Probaremos esta afirmacion.

Con ocasion de la Esposicion de Minería que tuvo lugar en 1894, publicó la Sociedad Nacional de Minería un interesantísimo informe, hasta entónces inédito, que en 1803 presentó el doctor Juan Egaña en su carácter de secretario del Real Tribunal de Minas de Chile, documento que abraza todo lo obrado por la secretaría de dicho Tribunal desde 1789 hasta el año de la presentacion.

En este documento histórico, hablando de las producciones metálicas de la diputacion de Copiapó, se leen los siguientes párrafos:

«Desde Copiapó hasta Coquimbo se reconoce en muchas partes una tierra porosa, que da una pulgada de grueso sobre la faz de la tierra, de nitro cristalizado con base de álcali fino; bien que es necesaria alguna precaucion para no engañarse con la sal álcali térrea o volátil, que abunda por allí, i suelen llamar nitro.

»Los indios dieron el nombre de Copiapó a la provincia por la multitud de turquesas de que abundan sus cerros. Estas son de un turquí perfecto o de un turquí verdegai, aunque en verdad pertenecen a la clase de las concreciones, siendo dientes petrificados i coloridos por los vapores metálicos, pero se hacen apreciables por su considerable dureza.

»De estas i otras muchas preciosidades vivimos casi absolutamente olvidados; solo el azufre que se aprovecha ahora en el trabajo de la pólvora i el que se conduce a Lima; la sal, que por falta de recursos solo consumen los habitantes de Copiapó, i un poco de nitro que por una vez tengo noticia se haya purificado hace años, son los productos que hemos aprovechado, fijando toda la atencion en la plata, oro i cobre.»

Ocupándose el señor Egaña de la diputacion del Huasco i hablando de las producciones minerales, dice que *abunda mas el nitro que en Copiapó*, i tratando de la de Coquimbo, observa que aun mas abundan las sales ya cristalizadas en vistosos cubos, en colores azul, amarillo i encarnado, la sal amoníaco en esflo-

cencia, la fósil, i sobre todo gran parte de su territorio se ve cubierto de una costra de sal nitro bien cristalizada, con base de álcali fijo i que sube varias pulgadas, alumbre comun i de pluma i mucha diversidad de piritas i semi-metales.

Es indudable que en la época a que hacemos referencia, se empleaba la *sal nitro*, de que viene hablando el señor Egaña en su interesante memoria, en la fabricacion de la pólvora.

Refiriéndose dicho autor a la diputacion de minería del Huasco, dice a este respecto:

«En todos tiempos han exigido los mineros sobre la buena calidad de la pólvora, para el laboreo de minas i la equidad de su precio; en el dia gozan estas ventajas con la fábrica de otro material, que está comisionada al Banco, quien la entrega a S. M. en un precio mas equitativo para que la venda a los mineros con una ganancia proporcional. Pero puede adelantarse algo mas, esto es, que cada asiento tenga su apoderado en Santiago, quienes al trabajarse la pólvora para aquella diputacion, ocurran a espresar al fabricante el grado de fortaleza que conviene para las minas de su asiento i por estos datos se perfeccione i acomode su elaboracion.»

Mas adelante recomienda el señor Egaña que el Banco distraiga fondos para adquirir en Europa fierro i acero para minas, con el fin de suministrarlo a los mineros a precios mas equitativos, i dice: «puesto que por ellos los pocos mercaderes que suelen conservar, son tan exhorbitantes» i opina: «pues las mejores medidas del dia (atendiendo a la gran masa de caudal que se ha llevado la fabricacion de pólvora) son aquellas que sin riesgo manifesto de aniquilarse pueden proporcionar algun alivio a los mineros».

Ya en aquellos años se solicitaba la proteccion a la industria minera, i el Banco a que se refiere el Dr. Juan Egaña es el que instauró la Real Cédula del 22 de mayo de 1783 en su título XVI de Las Ordenanzas de Nueva España: *Del Fondo i Banco de Avíos de Mina* para fomentar la industria minera.

Como curiosidad daremos a conocer un documento público fechado en Santiago el 29 de octubre de 1812, firmado por, Prado—Portales—Vial, Secretario.—Dice así:

«Aunque la esperiencia enseña que puede separarse fácilmente el salitre en cuasi todos los lugares de Chile, i que esta sencilla operacion presenta un artículo seguro de industria a las manos débiles i talvez involuntariamente ociosas: las trabas que siempre han embarazado el progreso de nuestras labores obligándonos a comprar como necesarias muchas materias que como superfluas deberian de ser el objeto de un comercio activo i de ocupacion perenne, han frustrado su logro; por tanto, el Gobierno que se desvela por la comun felicidad, ordena que no solo no se oponga el menor estorbo a la elaboracion de estas sales, sino que se paguen cuantas de buena calidad se estraigan, en la fábrica de pólvora, a veinticuatro pesos el quintal, proporcionalmente el de menor actividad i clase, i para facilitar tan importante ocupacion, las autoridades subalternas prestarán cuantos ausilios estén a su alcance, i se suministrarán instrucciones en los periódicos.—Imprímase en la próxima semana».

Otro documento público de principios del siglo pasado, fechado en Santiago



el 17 de noviembre de 1817, firmado por *Perez—Cruz—Astorga—Zañartu*, dice:

«Vista la solicitud del Tribunal de Minería, i de conformidad con lo espuesto por el Ministerio fiscal; los hacendados del Estado no pondrán embarazo alguno en franquear las tierras que necesiten de las haciendas los sujetos que quieran emplearse en *beneficiar salitre* por ser éste uno de los agentes principales para el interesante laboreo de Minas, quedando los empresarios con la obligacion de satisfacer los perjuicios.—Contéstese al Tribunal de Minería e imprímase».

ENRIQUE KAEMPFER.



## Wolfram

EL METAL DEL PORVENIR.—\$ 8,000 POR TONELADA

Al lado de los metales llamados preciosos, existe otra categoría de minerales mui escasos i que, por ciertas condiciones i cualidades extraordinarias de que saca partido la industria, suelen adquirir un gran valor comercial. Los diferentes sistemas de alumbrado por incandescencia, hoi dia tan en boga, han tenido oríjen en el intenso poder lumínico que dan por calentamiento los óxidos de cerio, torio, zirconio, uranio i algunos otros de metales comprendidos en este grupo. A la misma serie de «raros elementos», nombre con que se les designa industrialmente, pertenecen tambien los cuerpos radio-activos i los componentes de ciertas aleaciones metálicas de singular mérito.

El wolfram o tungsteno, mineral de esta categoría, es conocido desde antiguo, pero el empleo industrial a que debe su actual celebridad e importancia sólo data de pocos años, siendo en gran parte obra de la casualidad como muchos otros inventos. Habíase creído durante mucho tiempo en Europa que la superioridad de algunos aceros de la India i de Persia era debida a procedimientos de temple mantenidos cuidadosamente en secreto por orientales. Siguiendo esta falsa via fué como Le Guen i Caron llegaron a descubrir en Francia la presencia del tungsteno, vanadio i otros metales de igual jénero en el acero de que están hechas las famosas hojas damasquinas.

El resultado inmediato de estas investigaciones fué la produccion de una serie de nuevos aceros que, a pesar de su elevado precio, han sido cada vez mas solicitados por las grandes ventajas que se obtienen con su empleo en cierta clase de maquinarias i artefactos. La esperiencia demostró luego la superioridad de tungsteno en estas aleaciones, alcanzando los minerales que lo producen, precios subidísimos a causa de su estremada rareza. Segun la revista técnica *Metallurgie*, publicada en Halle, Alemania, de fecha 22 de junio próximo pasado, el precio del wolfram en Nueva York durante 1901 era de dollars 2.25 a dollars 3.00 por unidad de ácido tungstico ( $W O_3$ ) en tonelada i el del tungsteno metálico de 65

centavos libra. En 1904 el precio subió a dollars 5.00 i dollars 7.00 por unidad de ácido tungstico i a dollars 1.25 la libra de tungsteno metálico, i, por último, en los primeros meses del presente año, la *Anzeiger für Eisen* señala la estupenda cotización de 9,600 marcos por tonelada de este metal.

Es indudable que semejante cotización no podrá mantenerse, pero dada la escasez de yacimientos de wolfram hasta ahora conocidos i la gran demanda que de este metal hacen las principales fábricas de acero, no es aventurado suponer que sus precios se sostendrán, por lo ménos muy superiores a los del estaño i antimonio, metales que también están en alza. El Anuario de Rothwell, *Mine-ral Industry*, hacia notar ya en 1905 la enorme estension que tomaba el uso de los «high-speed», «self-hardening» i otros aceros especiales a base de tungsteno. Las mas grandes compañías americanas, The Carnegie Steel Co., American Steel & Wire Co., Union Steel Co., i Pittsburg Steel Foundry, hállanse vivamente empeñadas en esta via, sucediendo otro tanto en algunas grandes fundiciones de Alemania, como la Stahlwerke Krieger, de Dusseldorf, la Besemer Gesselchaft i varias otras.

Los aceros tungsticos tienen, entre otras ventajas, la extraordinaria cualidad de conservar su temple a temperaturas tan elevadas que destemplarian el mejor acero ordinario, cualidad esta que lo hace inapreciable para la construccion de maquinaria eléctrica, turbinas a vapor, herramientas de taller i en jeneral para todo aparato que haya necesidad de ser movido a grandes velocidades. Por su tenacidad i dureza, dos a tres veces mayores que en el acero comun, vienen empleándose de preferencia en la fabricacion de planchas para blindajes, fusiles, cañones i demas armamentos de guerra. A base de wolfram son también ciertos metales nuevos, usados como resortes i en placas de resonancia para pianos.

El wolfram forma, además, diversas aleaciones con el cobre, aluminio, níquel, estaño, etc. Con el nombre de «partinium» se conoce una combinacion de aluminio i wolfram, que por su poco peso i gran dureza se presta admirablemente para la construccion de automóviles i aparatos fotográficos. «Minargent», «backfond» i «platinoid» son nuevos productos metálicos derivados del wolfram i cuyo uso estiéndose a diversas aplicaciones industriales. Las sales de tungsteno empléanse, por último, en la preparacion de mecheros incandescentes i para hacer incombustible la madera.

El wolfram es, como hemos dicho, un mineral escaso. Pertenece a los terrenos de transicion primitivos, separando con frecuencia sus filones los planos de contactos de las rocas eruptivas con las de sedimento. Sus criaderos mas comunes son las cuarcitas, el gneiss i la pegmatita, encontrándose a veces entre los despojos aluviónicos de estas rocas. El wolfram es también un compañero muy comun de los minerales de estaño, habiéndose hecho por tal circunstancia sus primeras explotaciones en las minas de Cornwall.

Las formas mineralógicas en que se encuentra este metal son: *Wolframita* que es una combinacion de ácido tungstico con hierro i manganeso. (Fe. Mn.  $WO_4$ ) conteniendo jeneralmente de 75 a 76% de anhídrido tungstico ( $WO_3$ .) Es un mineral de color gris oscuro, casi negro, i de brillo metálico. Se distingue por su alto peso específico i gran dureza, cualidades que facilitan su reconoci-

miento, evitando confundirlo con la casiterita, el rutilo, la turmalina i otros minerales que se le parecen. *Hübnerita* o tungstato de manganeso ( $Mn. WO_4$ ) es otro mineral de wolfram que contiene mas o ménos igual cantidad de ácido tungstico que la wolframita i con análoga densidad. Su color es pardo oscuro i con ménos brillo metálico que el anterior. *Scheelita* es un tungstato de calcio ( $Ca. WO_4$ ) cuyo contenido en ácido tungstico se eleva a mas de 80%. Su color es blanco amarillento i cristaliza en forma tetragonal.

Estas son las únicas combinaciones nativas de wolfram que se hayan encontrado en cantidad suficiente para permitir una explotacion industrial. La mas importante de todas es la wolframita, mineral que se emplea directamente para la produccion de los nuevos aceros que hemos indicado. Se ha extraido principalmente de los desmontes de las antiguas minas de estaño del viejo mundo. En la actualidad esta fuente de produccion hállase casi totalmente agotada. Se trabajan algunas minas de este metal en Inglaterra, Alemania, España, Estados Unidos, Australia, etc., pero las únicas que lo producen en cantidad apreciable son las de «Boulder County» en Colorado, Estados Unidos, las de Queensland en Australia i las del distrito de Altemburg en Alemania.

La presencia del wolfram en la América del Sur fué constatada por primera vez por Raimondi en unos minerales procedentes del distrito de Morococha, en la provincia de Tarma. Poco despues descubrióse el mismo mineral en Bolivia formando yacimientos considerables i que hasta la fecha no han sido debidamente explorados a causa de no conocerse aun en aquel pais sus medios de beneficio e ignorarse tambien toda la importancia que ha tomado últimamente en la industria. La zona del wolfram estiéndese en Bolivia desde las alturas nevadas de Tres Cruces hasta las serranías de Paria, un poco al norte de Oruro. Hemos tenido ocasion de reconocer personalmente un rico i poderoso filon de este metal en la rejion estanífera de Colquire, i últimamente se han descubierto en el distrito de Caluyo yacimientos tan abundantes i de tan alta lei, que habrán de cambiar pronto la situacion mundial de este interesante producto, abriendo para los capitales nacionales allí empeñados una nueva fuente de riqueza.

Aunque es mui probable que hayan tambien minerales de wolfram en Chile su presencia no está aun verificada con entera certidumbre, a causa tal vez de ser poco conocidos en sus caractéres físicos. Las rocas de gneiss, principal criadero del wolfram, son abundantes en la cordillera marítima, desde Coquimbo hasta Caldera. La posibilidad de que pueda encontrarse tambien en nuestro suelo un producto de tanta importancia, nos ha determinado a publicar los principales datos que a él se refieren i su actual situacion como factor industrial. El wolfram entra en proporcion de 3 a 10% en la composicion de los nuevos aceros i de la importancia que llegará a tener cuando se produzca económicamente, se podrá tener una idea recordando que sólo los Estados Unidos fabrican 20 millones de toneladas de acero por año.

FRANCISCO DEL CAMPO.



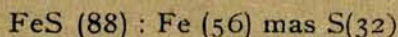
## Electro-Química

PROCEDIMIENTO PARA LA OBTENCION DIRECTA DEL COBRE POR ELECTROLISIS,  
DEL EJE DE COBRE EN DISOLUCION ACIDA DEL SULFATO CUPRICO. —  
PATENTE NÚM. 358,026 DE W. BORCHERS—B. FRANCK.

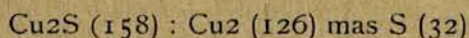
Hasta hoy día los diversos procedimientos para la obtención directa del cobre, por vía electro-química de los ejes, han tropezado con tantos inconvenientes, que todos los sistemas propuestos han sido abandonados después de ensayos infructuosos.

El poco éxito de estos ensayos se debe especialmente al casi ningún conocimiento de la afinidad que existe entre los  $\text{Cu}_2\text{S}$  i el  $\text{FeS}$  i otros sub-sulfuros que se encuentran en los ejes, que exigen para destruirse un consumo de energía mayor que el que puede preverse por los cálculos termo-químicos.

Además, mientras más rico es un eje en  $\text{FeS}$ , más difícil es su electrolisis, debido a la cantidad de azufre que se deposita sobre los ánodos. Así el  $\text{FeS}$ , cuyo peso molecular es 88, se descompone en



i el  $\text{Cu}_2\text{S}$  lo hace en



se ve a la simple inspección de las dos igualdades que mientras se disuelve un átomo de hierro quedan 32 partes de azufre en suspensión, lo que solo corresponde a 16 partes de azufre por un átomo de cobre.

Mientras más azufre existe, más aumenta la resistencia eléctrica del baño i más también su resistencia mecánica impidiendo que los cuerpos activos ataquen la masa anódica destinada a alimentar la concentración del baño; se forman además fuerzas electro-motrices contrarias que son difíciles de vencer i que elevan el costo de producción.

En los ejes de cobre hai gran cantidad de metales extraños que asimismo forman compuestos que impiden o retardan la electrolisis, tales como el peróxido de plomo.

Los inventores han encontrado que la solución del problema es la electrolisis de ejes de cobre con una ley media de 78% de  $\text{Cu}$ ; una ley superior a 80% e inferior a 72% no es ya aconsejable por tener inconvenientes económicos o electrolíticos.

Al eje de 78% de  $\text{Cu}$  se le da por fusión la forma de placas que sirven para los ánodos. Los cátodos están formados por hojas de cobre puro, la disolución es una de sulfato ácido de cobre. Se electrolisa en 50 amperes por metro cuadrado de ánodo i la tensión del baño debe ser inferior a un volt. El electrolito se mantiene en constante agitación por la insuflación de una corriente de aire.

Los restos de cobre i azufre de los ánodos se separan bien disolviendo e

azufre por un líquido apropiado o bien tratando estos restos con vapor de agua a fusion, a fin de liquidar el azufre (procedimiento Schaffner).

Las borras se tratan como en la electrolísis de refina del cobre, a fin de aprovechar los metales preciosos que no se hubieren disuelto i en cuanto a los que se disuelvan se separan del baño a medida que la concentracion de ellos lo requiera. Se recomienda en especial la separacion electrolítica, a fin de recuperar parte del electrolito. Cuando éste se encuentra mui impuro se pueden cristalizar los diversos sulfatos que tienen espendio comercial: sulfato de cobre, de fierro, de niquel, etc.

Las ventajas que resultan de emplear este método son:

- 1.º Supresion del trabajo de los ejes. concentrados en cobre (78 %) en cobre bruto;
- 2.º Supresion del refinamiento del cobre bruto en cobre electrolítico.
- 3.º Supresion de los gases nocivos que se desarrollan en la refinacion de los ejes.
- 4.º Aprovechamiento del azufre i otros sub-productos.

Nosotros recomendamos encarecidamente a los industriales chilenos un sistema que reúne tantas buenas condiciones, sobre todo en un país como el nuestro en que el carbon es costoso i que abunda en hulla blanca.

BELISARIO DIAZ OSSA.

---

## La industria minera de nueva Gales del Sur en el año 1906

INFORME PASADO AL MINISTERIO DE RELACIONES EXTERIORES DE CHILE POR  
EL SEÑOR GUILLERMO BROWN, CÓNSUL JENERAL DE LA REPÚBLICA EN  
AUSTRALIA I NUEVA ZELANDA

La publicacion de los datos estadísticos preliminares sobre la marcha de esta importante industria en el año pasado, nos permite entrar en algunas observaciones sobre el particular, que esperamos serán de interes.

El Departamento de Minas computa el valor de nuestra produccion mineral durante 1906 en £ 8.169,624, o sea un aumento de £ 1.083,731 sobre el año anterior, el cual, por su parte, había figurado hasta aquí como el de mayor alcance.

Si se descartan, sin embargo, £ 112,848 que representan el valor del fierro producido de fierro viejo, i £ 144,060, valor de la caliza i cemento Portland, que mas o ménos indebidamente se incluyen en los guarismos precitados, se tiene que el valor de los minerales propiamente dichos, estraídos en 1906, es de £ 7.912,716, i el incremento neto correspondiente al año es de £ 1.015,635.

Agregando estas cifras a las que al fin del año anterior representaban el valor producido por nuestras minas de toda especie desde el comienzo de la industria minera en el país, tenemos £ 172. 560,860 como suma que representa el valor total de la producción minera de la Nueva Gales Meridional hasta la fecha.

El beneficio de minerales en 1906 dió ocupación a 42,546 personas, o sean 3,614 más que en 1905.

Daremos ahora a continuación algunos detalles sobre la marcha de la producción de los principales minerales del Estado.

*Oro.*—Su producción en 1906 ha sido de 253,987 onzas finas, valoradas en £ 1.078,866, lo que denota una baja de 20,280 onzas en el peso i £ 86.147 en el valor, con relación a las cifras correspondientes al año anterior; pero debe observarse que dichos guarismos no reflejan con exactitud la situación de la industria aurífera, por cuanto partidas por un valor de £ 160,118 compradas de las minas de la provincia, no figuran en las estadísticas oficiales por el hecho de no haber pasado por la Casa de la Moneda. No ha habido, pues, retroceso en esta rama de la minería, ántes bien un regular adelanto en comparación con años anteriores. Las antiguas minas de este metal han contribuido a sostener esta marcha, sin que en el año en revista se haya hecho nuevo descubrimiento alguno de importancia.

La producción de metal precioso al crédito de la Nueva Gales al final de 1906, suma un total de 12.786,638 onzas finas, por valor de £ 54.314,152. La explotación por dragas empleadas también en el beneficio del estaño ha contribuido con £ 261,762 durante el año, o sean £ 74,768 más que en 1905.

*Plata, plomo i zinc.*—Calculado el progreso de la producción de estos metales por el valor declarado de las exportaciones hechas, tenemos las siguientes cifras:

Plata, plomo arjentífero, concentrados, etc.....	£ 2.862,973
Plomo, ejes.....	1,084
Zinc, (Spelter i concentrados).....	292,806
TOTAL.....	£ 3.156,863

lo que demuestra un aumento de £ 438,999 sobre 1905.

El distrito de Broken Hill continúa a la cabeza en este respecto, empleándose en sus minas nada ménos que 8.457 hombres. Durante parte del año pasado el beneficio de minerales hubo de sufrir interrupciones por causa de incendios subterráneos i derrumbes en algunas de las minas, i la cantidad de minerales extraídos, así como los concentrados producidos acusan baja, aunque no el valor, por motivo de los favorables precios que prevalecieron para estos productos.

Nuestra producción total de minerales arjentíferos hasta fines de 1906 se computa en £ 44.127,033; el número de trabajadores empleados asciende a 9,414

*Cobre.*—Se ha producido por valor de £ 789,527, o sea un aumento de £ 262,164 sobre el año anterior. Esta es la cifra más alta hasta el presente en la historia de nuestra industria cuprífera.

Los altos precios cotizados han estimulado fuertemente el cateo de nuevos

yacimientos i el desarrollo de las minas ya establecidas, i la perspectiva que esta explotación presenta actualmente es mui atractiva.

Nueva Gales ha producido cobre por valor de £ 8.472,629 contando desde el principio hasta la fecha; se emplearon 3,047 hombres en este beneficio, o sean 876 mas que en 1905.

*Estaño.*—Progreso no ménos satisfactorio se ha tenido en la explotación de este mineral, del cual se ha producido por valor de £ 255,744, o £ 29,634 mas que en 1905, debido en gran manera al beneficio por medio de dragas i los altos precios cotizados. La cantidad beneficiada por medio de dichas máquinas fué de 1,032 toneladas de valor de £ 120,661, o sea al rededor de un 50% mas de lo que se obtuvo por igual sistema el año precedente. Gracias a los altos precios de estaño, un buen número de personas han podido trabajar con provecho campos que previamente habian sido abandonados, contribuyendo así a engrosar perceptiblemente la producción de este mineral.

El valor total del estaño extraído del país, desde un principio hasta el final del año en revista, se computa en £ 7.744,509; se emplearon 3,795 hombres en estas minas, o sea 911 mas que en 1905.

*Hulla, coke i hulla torbanita.*—La cantidad de hulla extraída en 1906 asciende a 7.626,362 toneladas, avaluada en £ 2.337,227, cifras que exceden en 994,224 toneladas i £ 333,766, respectivamente, a las del año anterior, i que constituyen el máximo en ámbos conceptos hasta la época presente.

La exportación de hulla ha sumado 4.901,760, por valor de £ 2.076,223, lo que también es otro nuevo «record» en la materia. Se emplearon en esta industria 14,929 hombres, o 910 mas que el año anterior.

En cuanto al coke, se fabricó por valor de £ 110,607, contribuyendo a esto la gran actividad metalúrgica del país.

De hulla torbanita o EROSENE SHALE, se extrajeron 32,446 toneladas, por valor de £ 28,470, que demuestra un incremento de £ 7,223. Esta rama de la industria se halla en vías de importante desarrollo i promete un gran aumento de producción en lo futuro.

*Otros minerales.*—De los demás minerales de menor cuantía se extrajeron en 1906 los valores que siguen: Cemento Portland, £ 128,487; fierro (de fierro viejo), £ 112,500; opalos, £ 56,500; caliza i cal para flujo, £ 23,036; wolfram, £ 9,057; scheelita, £ 7,647; bismuto, £ 5,700; molibdeno, £ 4,798; alunita, £ 4,637; diamantes, £ 2,120; mármol, £ 1,518; platino, £ 623; varios otros, por £ 2,704.

En el cuadro que sigue se resumen los datos comparativos de producción valor de los principales minerales durante los dos años últimos.

MINERALES	1905		1906	
	CANTIDAD	VALOR	CANTIDAD	VALOR
<b>Metales:</b>				
Oro (onzas finas).....	274,267	£ 1.165,013	253,987	£ 1.078,866
Plata » » .....	417,520	52,196	284,994	36,431
» (plomo arjt., tons)...	441,447	2.441,856	371,939	2.826,542
Plomo, ejes, etc.....	210	2,657	59	1,084
Zinc, spelter i concentra- dos, toneladas .....	103,532	221,155	103,666	292,806
Estaño, ejes i mineral, tons.	1,957	226,110	1,671	255,744
Cobre, ejes i mineral »	8,592	527,403	9,755	789,527
Antimonio »	388	5,221	2,451	52,645
Bismuto »	55	20,763	25	5,700
Wolfram »	86	7,361	132	9,057
Scheelita »	138	10,122	109	7,647
Molibdeno »	19	2,507	33	4,798
Platino (onzas).....	398	825	205	623
<b>Metaloides, etc:</b>				
Hulla tons.	6.632,138	2.003,461	7.626,362	2.337,227
Coke »	162,961	100,306	186,060	110,607
Kerosene shale »	38,226	21,247	32,446	28,470
Alunita »	2,702	6,750	1,856	4,637
Caliza para flujo »	14,941	9,519	12,788	7,463
Fierro para »	6,801	4,525	935	723
Mármol —	—	2,420	—	1,518
Diamantes, quilates.....	6,354	3,745	2,827	2,120
Opalos — .....	—	59,000	—	56,500
Otros varios — .....	—	2,919	—	1,981
<b>TOTAL.....</b>		<b>£ 6.897,081</b>		<b>£ 7.912,716</b>

GUILLERMO BROWN

