

BOLETIN

BIBLIOTECA
DE LA
SOCIEDAD NACIONAL DE MINERÍA
SANTIAGO

DE LA

Sociedad Nacional de Minería

REVISTA MINERA

PUBLICACION MENSUAL

AÑO XXXV.—VOL. XXX.—SERIE III

SANTIAGO DE CHILE
SOC. IMP. Y LIT. UNIVERSO
Galería Alessandri 20
1918

Instituto Nacional de Minería

MEMORIA

PUBLICACION MENSUAL

SANTIAGO DE CHILE
BOLETIN Y REVISTA
DE LA COMISION
1914

BOLETIN

DE LA

Sociedad Nacional de Minería

DIRECTORIO DE LA SOCIEDAD

Presidente
Cárlos Besa

Directores Honorarios
Cesáreo Aguirre
Cárlos G. Avalos

Vice-Presidente
José Luis Lecaros

Acuña, Guillermo
Aldunate Solar, Cárlos
Blanquier, Juan
Barriga, Cárlos
Elguin, Lorenzo

Gandarillas, Javier
Ghigliotto Salas, Orlando
Koerting, Berthold
Lanas, Cárlos
Lezaeta A., Eleazar

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

Secretario
OSVALDO MARTÍNEZ C.

El Salar de Pintados i sus yacimientos de Potasa

CONTENIDO

- I. Morfología i Jeología de la Pampa del Tamarugal.
- II. El Salar de Pintados.
 - a) Superficie i límites.
 - b) La Costra del Salar.
 - c) Las sales potásicas.
 - 1) Diferentes perfiles por las capas salinas i las leyes en potasa
 - 2) El valor práctico de los yacimientos de potasa del Salar.
- III. El oríjen de las sales potásicas contenidas en el Salar.
 - a) Las sales potásicas provienen del agua subterránea.
 - b) El agua subterránea de la Pampa del Tamarugal.
 - c) Las sales contenidas en las aguas superficiales i subterráneas de la Cordillera de Los Andes.

d) Las sales potásicas deben su origen a rocas eruptivas de la Cordillera de Los Andes.

IV. Conclusion.

I. MORFOLOGIA I GEOLOGIA DE LA PAMPA DEL TAMARUGAL

Desde la rejion de Pisagua hasta Tocopilla, las Cordilleras de la Costa i de Los Andes están separadas por un gran valle longitudinal, la Pampa del Tamarugal. A primera vista, el suelo de la Pampa parece ser horizontal; en realidad se compone de un sistema bastante complicado de planos suavemente inclinados. Se pueden distinguir dos clases diferentes de estos planos, los unos se inclinan hacia el Sur, los otros hacia el Oeste. La inclinacion de la Pampa hacia el Sur, algunas veces escondida por irregularidades locales, parece tener su origen en una pendiente primitiva del subsuelo lo que se ve con toda claridad en la tabla siguiente que da las alturas de diferentes pueblos, empezando en el Norte i terminando en el Sur.

	Altura sobre el nivel del mar
Negreiros.....	1,142 metros
Huara.....	1,085 »
Pozo Almonte	1,027 »
Pintados	976 »

La inclinacion del suelo de la Pampa del Tamarugal de Este a Oeste es mayor que la de Norte a Sur; pero apenas se nota a primera vista.

En la rejion de Matilla, la Pampa tiene una altura de unos 1,125 metros i unos 45 kilómetros mas al Occidente, en Gallinazos solo alcanza a 985 metros. Este declive hacia el Oeste se debe al relleno de la depression del valle longitudinal por los rodados, arenas i arcillas que han bajado de la Cordillera de Los Andes en las avenidas producidas en las quebradas. Los valles mas grandes, como por ejemplo el de Tarapacá, han acumulado estensos conos de rodados que se destacan a primera vista; en estos conos naturalmente existe tambien inclinacion hacia el Norte, Noroeste, Suroeste i Sur, según el punto elejido. A las salidas de las quebradas chicas hai conos menores que, junto con los grandes, han producido el sistema complicado de la actual superficie de la Pampa del Tamarugal.

El declive del suelo desde el Este hacia el Oeste que es mucho mas grande que el del Norte al Sur, ha causado una depression no perceptible

a la simple vista que corre a lo largo del pié de la Cordillera de la Costa ocupando la parte occidental de la Pampa del Tamarugal. El suelo de esta depresion consiste principalmente de arcillas arenosas, los residuos de las grandes avenidas que no rara vez llegan hasta Pozo Almonte como ocurrió en el año de 1914.

Cerca de la Cordillera de Los Andes, miéntras el agua corre en una quebrada estrecha escavada unos pocos metros en las capas superficiales de la Pampa, las avenidas llevan grandes masas de rodados i arenas. Luego, llegando a la Pampa abierta, se inundan grandes áreas de ésta; la avenida pierde gran parte de su fuerza por la estension horizontal mas grande del agua i además por la disminucion del agua que se infiltra en grandes cantidades en el suelo arenoso. La consecuencia de esta disminucion es que se depositan en la parte oriental de la Pampa los rodados grandes i las arenas gruesas. Solo las arenas finas i la arcilla pueden ser llevadas hasta la falda oriental de la Cordillera de la Costa, donde se depositan formando el suelo arcilloso de esta parte.

El perfil siguiente muestra la composicion del subsuelo de la Pampa cerca de Pozo Almonte, segun el sondaje practicado por la Inspeccion de Jeografía i Minas:

- 0 a 28 metros arcilla con rodados chicos.
- 28 a 42 » arenas finas i gruesas con rodados de mas de 7 centímetros de diámetro. Desde 28 a 39 metros una capa con agua salada.
- 42 a 45,50 metros arcilla con rodados chicos.
- 45,5 a 97 metros brecha de rodados poco redondeados con diámetros hasta 2 centímetros.
- 97 a 136 metros arcilla grasosa de color chocolate oscuro.

La mayor parte de los rodados encerrados en las capas de este perfil, consisten en liparitas que falta en la Cordillera de la Costa, pero que ocupa vastas áreas en la Cordillera de Los Andes. De consiguiente, los materiales sueltos que han rellenado la Pampa del Tamarugal, han provenido de Los Andes i no de la Cordillera de la Costa.

Este perfil demuestra pues que, a lo ménos hasta 97 metros el el subsuelo consiste de capas formadas bajo las mismas condiciones jeológicas i climatológicas que rijen hoi dia en esta rejion. Un sondaje ejecutado cerca de Huara perforó las mismas capas hasta mas de 144 metros, lo que prueba que el valle longitudinal está rellenado hasta mas de 144 metros con capas nuevas.

La depresion que corre en la Pampa a lo largo de la Cordillera de la Costa está dividida en varias hoyas separadas por cordones de cerros que se adelantan desde la Cordillera hacia el este. Estas hoyas que se internan en la Cordillera de la Costa, forman las partes mas bajas de la Pampa i están

cubiertas por estensos salares, como por ejemplo el Salar de Pintados, de Bel'a-Vista, etc.

II. EL SALAR DE PINTADOS

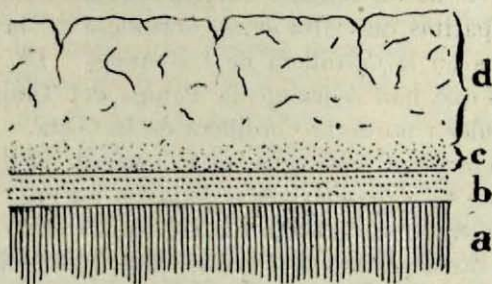
a) Superficie i límites

El Salar de Pintados tiene una superficie aproximada de 500 km². El límite occidental está formado por los cerros de la Cordillera de la Costa que bajan con una falda bastante escarpada hacia el salar. Con escepcion de las Oficinas Virginia i Estéban faltan yacimientos explotables de salitre en esta rejion. El límite norte i oriental es ménos pronunciado; en estas direcciones los depósitos salinos se pierden paulatinamente hacia la Pampa. Hacia el Sur, las capas salinas continúan sin interrupcion en el Salar de Bella-Vista; el límite austral puede trazarse por el pueblo de Pintados.

b) La Costra del Salar

La mayor parte del Salar está cubierta por una capa dura de sal mezclada con barro: la costra. La costra se compone principalmente de cloruro de sodio, pero contiene tambien cantidades variables de sulfato de sodio i cloruro de potasio. Hacia el límite oriental del salar, grandes áreas se hallan cubiertas por yacimientos de sulfato de sodio.

El perfil siguiente, observado cerca de La Guaica, muestra la composicion de la costra i de las capas subyacentes:



Perfil de la costra, cerca de La Guaica.

- d) 0,50—0,70 metros costra dura.
- c) 0,30—0,35 metros sal blanca cristalina.
- b) 0,22 metros arena con capas delgadas de sal
- a) mas de 1,00 metro arcilla húmeda.

Este perfil es característico para el salar entero en cuanto éste se halla cubierto por una costra dura de sal comun. El espesor de la costra varia entre 0,60 i 0,05 m., la capa inferior de sal blanca i blanda a veces no existe o está reemplazada por una capa parecida de yeso pulverulento. Un gran número de perfiles observados en las diferentes partes del salar se encuentra en el capítulo siguiente sobre las sales potásicas.

La costra debe su aspecto de color pardo a la mezcla con barro o arcilla. Esta arcilla proviene del polvo que los vientos traen de la Cordillera de la Costa i depositan en el salar. Por la humedad de la camanchaca se disuelve superficialmente una parte de la sal, el polvo queda pegado i se mezcla con la sal.

La superficie de la costra ofrece un aspecto mui variable i algunas veces mui pintoresco. Grandes partes del salar consisten de una costra casi plana que muestra solo ondulaciones mui suaves. La costra está atravesada por un sinnúmero de grietas estrechas e irregulares que dividen la superficie en un sinnúmero de polígonos irregulares.

Un fenómeno mui parecido que se conoce desde mucho tiempo, lo ofrece el barro seco que cubre el suelo de pozos que temporalmente han contenido agua. El barro, miéntras estaba cubierto por agua, contenia gran cantidad de ésta, que se pierde luego por evaporacion. Con la pérdida del agua se disminuye el volúmen del barro, éste se contrae i se abren las grietas que dividen la superficie en muchos polígonos irregulares pero de tamaño mas chico que los de la costra del salar. Miéntras que este fenómeno producido en el barro debe su oríjen a la contraccion causada por la pérdida en agua, la division poligonal de la costra del salar necesita otra esplicacion.

Pasando inmediatamente despues de la puesta del sol por el salar, se oye a cada momento un crujido que a veces puede alcanzar la fuerza de un tiro de revólver. Este ruido proviene de las grietas que se abren por la contraccion de la costra provocada por el rápido enfriamiento de ésta. Bajo los rayos del sol, la costra puede tomar temperaturas de 60 i aún hasta 70 grados centígrados, miéntras inmediatamente despues de la puesta del sol, la temperatura baja a 10° i aún ménos. Por consiguiente, la division poligonal de la costra del salar debe atribuirse a la contraccion causada por el enfriamiento.

En grandes áreas del salar, la ondulacion suave de la costra que ya hemos mencionado, pasa a formar lomas irregulares de medio hasta un metro de altura con faldas bien escarpadas. Cerca del límite occidental del salar se estienden cadenas enteras paralelas al márjen del salar, producidas por un plegamiento de la costra. Las lomititas irregulares del centro del salar conservan cierta relacion con las grietas de contraccion que son los puntos de menor resistencia. En puntos donde la compresion ha sido mas fuerte, trozos enteros de la costra se han levantado i tomado una posición vertical, otros se han deslizado por encima de los vecinos. Con frecuencia se

ha comparado este aspecto del salar con un campo recién arado. Además, los diversos terrones formados por la costra de sal, han sido fuertemente carcomidos por la camanchaca i es así como toman las formas mas raras i variadas.

¿De dónde viene esta presión tan fuerte que a primera vista parece ser contradictoria a las grietas de contracción? Lo mismo que en la explicación de éstas, empezamos por la descripción de un fenómeno parecido. (1)

En la ribera de los grandes lagos del Canadá, se han observado cadenas de lomas chicas formadas de las arenas de la playa que son muy parecidas a las lomas del márgen del salar que hemos descrito. Estas lomas en las riberas de los lagos se explican del modo siguiente: al principio del invierno el agua se cubre con una capa de hielo formada a una temperatura no muy baja, digamos de 4 grados centígrados bajo cero. Después viene una temporada mas helada con temperaturas, digamos de 20°. Con cruídos parecidos a los observados en el salar, pero de fuerza mucho mas grande, se contrae el hielo mas enfriado i se abren largas grietas, el agua debajo sube por las grietas que en poco tiempo se rellenan con nuevo hielo. Mas tarde, por cambio del tiempo, vuelven días con temperaturas menos heladas i el hielo se estiende, pero ya que las antiguas grietas han sido rellenas por hielo nuevo, se produce una gran presión en la capa de hielo, que puede abrir nuevas grietas en las cuales sube una parte del hielo que se pone encima de la otra. Pero las partes menos resistentes son las orillas de la laguna formadas por arenas sueltas; la gran presión ejercida por la capa de hielo empuja la arena levantando pequeñas lomas paralelas al márgen de la laguna.

Muy parecido es el fenómeno observado en el salar. Las grietas formadas por la contracción de la costra se rellenan, o a lo menos se estrechan en noches con camanchaca, con la sal que se disuelve en la superficie por la neblina la que se cristaliza en las grietas. Al día siguiente, con el sol, se calienta la costra i se estiende, pero las grietas mas estrechas no permiten una extensión igual a la contracción de la noche anterior i la gran presión produce plegamientos de la capa superficial del salar. Mientras que en el centro del salar, donde las grietas irregulares de contracción son las únicas líneas de menor resistencia, se levantan lomititas irregulares, en los márgenes del salar, especialmente donde éstos están formados por rocas firmes, toda la fuerza de la presión se dirige mas o menos perpendicularmente contra la orilla. Las rocas firmes resisten la presión, pero la costra mucho menos resistente se pliega en cadenas paralelas al márgen del salar.

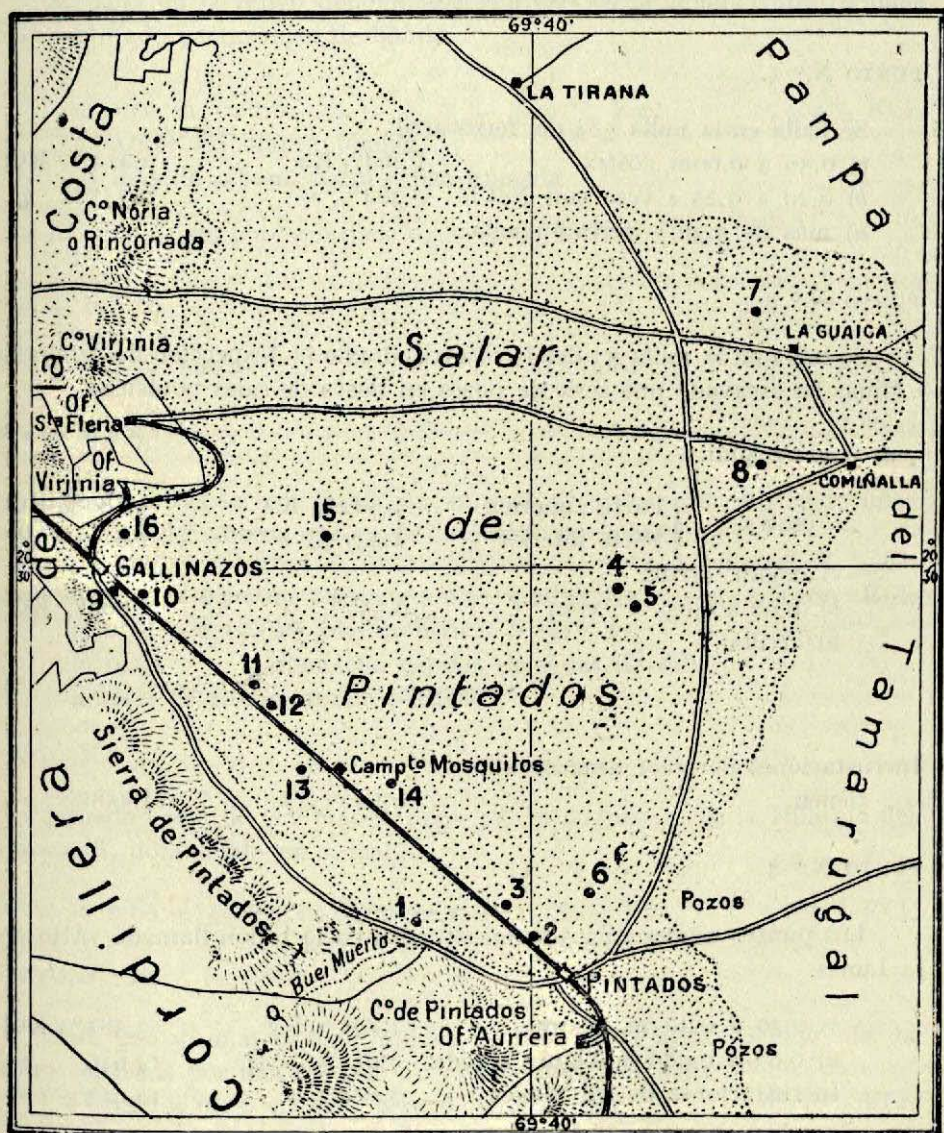
(1) Véase: Chamberlin and Salisbury. *Geology*. I p. 389 (1906).

c) *Las sales potásicas*

1) Diferentes perfiles por las capas salinas i las leyes en potasa.

En seguida daremos una serie de perfiles a través de las capas salinas del salar con sus respectivas leyes en potasa. La primera columna contendrá las leyes en potasa metálica i la segunda, las mismas leyes espresadas en cloruro de potasa. Los ensayes han sido ejecutados por el químico de la Direccion de Obras Públicas, el señor Jorje Westman.

La figura siguiente muestra la situacion aproximada de los diferentes puntos de donde se han sacado las muestras.



Escala 1:250 000
El Salar de Pintados.

PUNTO N.º 1.

Las muestras se han sacado de la pared de unos canchones situados cerca del márgen del salar.

d) 0,40 a 0,60 metros costra	1,568% K ₂	2,995% KCl.
c) 0,00 a 0,10 metros arena gris		
b) 0,40 metros yeso blanco	0,384% »	0,733% »
a) más de 1,00 metro arena gris húmeda.		

El agua subterránea se halla a 1,50 metro debajo de la superficie del salar i contiene 0,750 g. de KCl por litro.

PUNTO N.º 2.

Se halla en la milla 58½ del ferrocarril.

c) 0,50 a 0,60m. costra.	1,264% K ₂	2,414% KCl.
b) 0,20 a 0,25 » yeso con NaCl	0,384% »	0,733% »
a) más de 0,30 » tierra húmeda		

PUNTO N.º 3.

Se halla en la milla 57 del ferrocarril, donde la Inspeccion de Jeografía i Minas ha escavado una serie de pozos en busca de sales potásicas.

d) 0,40 a 0,50m.

costra	{ Parte superior	2,712% K ₂	5,180% KCl.
	{ Parte inferior	1,437% »	2,813% »
c) 0,30m. arcilla.			
b). 0,02 a 0,05 » yeso	0,557% »	1,064% KCl.	
a) arcilla.			

Incrustaciones de color amarillo contienen

7,622% » 14,558% »

PUNTO N.º 4.

Los puntos número 4 i 5 están situados en la rejion llamada «Alto de la Luna».

b) 0,30 a 0,40 m. costra	1,875% K ₂	3,581% KCl.
a) 0,03 a 0,08 » sal blanca blanda	7,654% »	14,619 »
Incrustaciones de sal blanca	7,808% »	14,913% »

PUNTO N.º 5.

b) 0,30 a 0,35 m. costra.	4,813% K ₂	9,192% KCl.
a) 0,03 a 0,08 » sal blanca blanda	5,312% »	10,136% »

En el «Alto de La Luna», la costra tiene poco espesor i en algunos puntos falta por completo. Debajo de la costra siempre aparece la tierra húmeda, algunas veces con capas delgadas de sal.

PUNTO N.º 6.

Se halla en la rejion denominada «Limon Verde» donde ántes se habian explotado yacimientos de bórax.

c) 0,50 m. costra.	3,091% K ₂	5,904% KCl
b) 0,08 » sal blanca blanda		
a) más de 0,80m. tierra rojiza húmeda.		

El agua de un pozo contiene 0,380 g. de KCl. por litro.

PUNTO N.º 7.

0,08 m. costra	0,412% K ₂	0,788% KCl.
----------------	-----------------------	-------------

PUNTO N.º 8.

Las muestras se han sacado en un pozo de ordenanza construido unos 150 m. al Sur del camino que va de Cumiñalla hacia el Oeste.

d) 0,50 a 0,70 m. costra	4,283% K ₂	8,180 KCl.
c) 0,30 a 0,35 » sal blanca blanda	2,254% »	4,305% »
b) 0,22 » arena con capas delgadas de sal.		
a) mas de 1,00m. arcilla pardusca.		

PUNTO N.º 9.

Situado cerca de Gallinazos, unos 300 m. al sureste de la Milla 48 del ferrocarril, donde sale un ramal.

0,60 m. costra; la parte inferior:	0,580% K ₂	1,108% KCl.
------------------------------------	-----------------------	-------------

PUNTO N.º 10.

Unos 200 m. mas hacia Pintados, al lado de la línea. Debajo de la costra separada por una capa de 0,15 m. de arena, se halla:

0,10 a 0,15 m. yeso blanco	0,386% K ₂	0,737% KCl.
----------------------------	-----------------------	-------------

PUNTO N.º 11.

En los trabajos de una salina, situada en la milla 51.
La sal explotada tiene $0,209\%$ K2 $0,400\%$ KCl.

PUNTO N.º 12.

Unos 600 m. mas hacia el sureste, al lado de la línea.
0,60 m. costra $7,503\%$ K2 $14,330\%$ KCl.

PUNTO N.º 13.

Campamento Mosquitos, milla 53.

c) 0,30 a 0,50 m. costra $1,578\%$ K2 $3,114\%$ KCl.
b) 0,15 » sal blanca blanda $0,418\%$ » $0,728\%$ »
a) más de 1,00 m. arcilla arenosa.

PUNTO N.º 14.

De la milla 54 sale un camino hacia el noreste; este punto se halla en este camino a una distancia de unos 1,5 km. desde la línea del ferrocarril.
0,40 m. costra. $4,060\%$ K2 $7,754\%$ KCl.
Algunos nódulos mas duros de la costra $0,675\%$ » $1,289\%$ »

PUNTO N.º 15.

En esta rejion falta la costra dura que se halla en la mayor parte del salar; la superficie de éste está cubierta de sal blanca i blanda. Hai bastante vejetacion.

La sal cuyo espesor varia entre 0,10 i 0,20 m. contiene $0,670\%$ K2 $1,270\%$ KCl.

PUNTO N.º 16.

Unos dos kilómetros al Este de Gallinazos, al lado de la cañería de agua potable.

0,10 a 0,15 m. costra $0,450\%$ K2 $0,860\%$ KCl

PUNTO N.º 17.

Al fin mencionamos que una muestra de sal que se encontró en una casa de La Guaica i que proviene de una de las pertenencias de esta rejion dió:

$8,432\%$ K2 $16,105\%$ KCl.

Acerca de las otras sales que acompañan la sal potásica en el Salar de Pintados, existe un análisis ejecutado en el año 1901 por el señor Enrique Taulis, Director de la Escuela de Agricultura de Santiago. El resultado del ensaye de una muestra de La Guaica era el siguiente:

Humedad (a 110°).....	5 %
Materias insolubles.....	1,324 »
Cloro.....	37,861 »
Anhídrido sulfúrico.....	15,334 »
Calcio.....	0,272 »
Bióxido de carbono.....	0,134 »
Sodio.....	29,533 »
Potasio.....	7,409 »
Magnesio.....	trazas
Oxígeno contenido en los sulfatos.....	3,066 »

Con los cuerpos combinados:

Sulfato de calcio.....	0,925%
Carbonato de sodio.....	0,323 »
Sulfato de sodio.....	29,392 »
Cloruro de sodio.....	51,447 »
Cloruro de potasio.....	14,151 »

2). *El valor práctico de los yacimientos de potasa del Salar*

No podemos dar aquí un cálculo exacto i detallado de los gastos de la explotación de las sales potásicas i comparar estos gastos con el precio que tiene la potasa en el mercado mundial. Pero algunas consideraciones jenerales pueden facilitarnos el apreciar la verdadera importancia de los yacimientos del Salar de Pintados.

Según se sabe, el único proveedor del mundo en sales potásicas es Alemania que cuenta con yacimientos casi inagotables de esta preciosa sustancia; la producción alemana del año 1909 fué de 6.901,154 toneladas de sal potásica. Los yacimientos de esta sal están repartidos por casi todo el país i alcanzan en el centro de Alemania un espesor de 30 a 40 m. La lei mediana en KCl varia según la clase de mineral de 16 i 20%. Como límite inferior de la explotabilidad se considera una lei de 12%; pero en realidad no se explotan minerales con una lei inferior a 14%. (1)

Los yacimientos de potasa de Alemania son enteramente distintos de los de Pintados, química i jeolójicamente considerados. Pertenecen a la épo-

(1) Kubierschky. Die Deutsche-Kaliindustrie. Halle 1907.

ca del Permiano i se hallan en grandes honduras; los piques de las minas de potasa tienen honduras de 300 a 800 m.

La gran diferencia química que existe entre las sales potásicas de Alemania i de Pintados se puede ver en la tabla siguiente, tomada de: «Asociación Salitrera de Propaganda», Boletín N.º 9, Setiembre de 1915, p. 2.

	Carnalita de Alemania	Sal de Pintados
Cloruro de potasio.....	15,5	14,15
Sulfato de magnesio.....	12,1	—
Cloruro de magnesio.....	21,5	—
Cloruro de sodio.....	22,4	51,45
Sulfato de calcio.....	1,9	0,93
Sulfato de sodio.....	—	28,29
Insolubles en agua.....	0,5	1,32
Humedad.....	26,1	5,00

La ausencia del cloruro de magnesio en las sales de Pintados debe considerarse como gran ventaja, pues la presencia de esta sal muy soluble aumenta el costo de la depuración requiriendo un procedimiento de beneficio algo complicado.

En cuanto al beneficio de las sales de Pintados, el artículo citado del Boletín de la Asociación Salitrera de Propaganda dice:

«Si se toma la composición de las sales de Pintados como constituidas de sulfato de sodio i de cloruros de sodio i potasa i teniendo presente que el grado de solubilidad máximo del sulfato de sodio se obtiene a una temperatura de 20°C. (otros autores indican 32,3°C.) a cuya temperatura el cloruro solo se disuelve en muy pequeña cantidad, bastará entonces someter estas sales, debidamente pulverizadas, a una lixiviación con agua a dicha temperatura para disolver todo el sulfato i solo una pequeña parte de los cloruros. La solubilidad del cloruro de potasio aumenta con la temperatura, mientras que la del cloruro de sodio permanece igual».

Otro párrafo del artículo mencionado dice: «La tercera parte de todo el cloruro de potasio que se vende en Europa, se emplea para la producción del nitrato de potasio, utilizando para ello el salitre que se importa de Chile. Estando tan cerca unas de otras estas sales en la provincia de Tarapacá, los beneficios que se pueden obtener de esta favorable circunstancia son por demás obvios.»

También puede considerarse como gran ventaja de las sales de Pintados el que estas se hallan repartidas en la superficie del salar i de consiguiente no necesitan la construcción de piques costosos.

Por estas causas en los yacimientos de Pintados, pueden admitirse le-

yes mucho menores en potasa que las que se admiten en las minas de Alemania. Para fijar el límite inferior de lei en potasa se necesitan estudios detenidos acerca de la elaboracion de las sales crudas de potasa, estudios que pertenecen mas a la química que a la jeolojía. Despues de haber determinado esta lei mínima, se deben hacer cateos parecidos a los de salitre para averiguar la esplotabilidad de las diferentes rejiones del salar.

En cuanto a la cantidad de potasa existente en el Salar de Pintados, existe una publicacion hecha en la Revista alemana «Industrie» por el señor Ochsenius quien da las cifras siguientes:

Sales con.....	3% de KCl.	126 060 t.
Sales con.....	6 » » »	742 808 »
Sales con.....	9 » » »	643 666 »
Sales con.....	12 » » »	157 694 »
Sales con mas de.....	12 » » »	65 981 »
	Suma.....	1 736 209 t.

Estas 1 736 209 toneladas representan mas o ménos la cuarta parte de la produccion anual de Alemania en sales potásicas con leyes superiores a 14% de KCl.

En el año de 1905, llegó a cifras parecidas una comision compuesta de los siguientes tres caballeros: señor P. Lemetayer, profesor de Química de la Universidad de Chile; señor P. Martens, jefe del Laboratorio Químico del Estado en Iquique i el señor doctor Vásquez. Calcularon la cantidad de las sales potásicas existentes en los salares de Pintados i Bellavista en 2 037 948 t. con una lei de 3 a 12% de KCl. (Véase Boletín N.º 9 de la Asociacion Salitrera de Propaganda).

De la esposicion anterior se desprende que, en comparacion con los yacimientos de potasa de Alemania, no se puede hablar de una gran riqueza en sales potásicas existentes en el Salar de Pintados, aunque en parte estas sales serán esplotables.

III. EL ORÍJEN DE LAS SALES POTÁSICAS CONTENIDAS EN EL SALAR

a) *Las sales potásicas provienen del agua subterránea*

Las sales principales que componen las diferentes capas del Salar de Pintados son: la sal comun, el sulfato de sodio, el sulfato de calcio (yeso) i el cloruro de potasa. Volvemos a encontrar estas sales en el agua subterránea debajo del salar; la lista siguiente muestra el contenido en KCl que tiene esta agua.

Agua del punto N.º 1 contiene 0,750 g por litro.

Agua del punto N.º 3 contiene 0,191 g por litro.

Agua del punto N.º 6 contiene 0,686 g por litro.

A causa de la ausencia absoluta de lluvias en la rejion del salar, es imposible que estas sales hayan bajado de la costra para mezclarse con el agua subterránea, aunque ésta, en muchos puntos, se encuentra solo a un metro de distancia de la costra. Al contrario, la humedad constante de la arcilla arenosa que se halla debajo de la costra, prueba que el agua subterránea sube por capilaridad hasta la parte inferior de la costra; el agua se pierde por evaporacion i las sales contenidas se depositan debajo de la costra. Este proceso puede observarse en todos los canchones en los que se ha sacado la costra salina para plantar alfalfa u otras plantas en la tierra húmeda subyacente a la costra. En el trascurso de algunos años los canchones se cubren de una nueva capa de sal que proviene de la evaporacion del agua subterránea que ha subido por capilaridad.

Por consiguiente, las sales del salar tienen su oríjen en el agua subterránea i ántes de discutir la procedencia de las substancias salinas contenidas en ésta, debemos ocuparnos del agua subterránea, de sus corrientes i de su procedencia.

b) *El agua subterránea de la Pampa del Tamarugal*

En la segunda parte del año, desde Setiembre hasta Diciembre, la mayor parte de los valles que bajan de la alta cordillera, no conducen agua que pudiera llegar por la superficie hasta la Pampa del Tamarugal. En la quebrada de Tarapacá, el estero se pierde ya ántes de llegar al pueblo de Tarapacá. Solo en algunas angosturas del valle, una agua salobre de pésima calidad corre por algunos centenares de metros para perderse despues por infiltracion en la corriente de agua subterránea que pasa por los rodados en el subsuelo del valle. Esta corriente de agua subterránea llega hasta la pampa aún en los años mas secos i se mezcla con el agua del subsuelo de la Pampa del Tamarugal.

Bien diferente es el aspecto de los valles andinos en la estacion de las lluvias que comprende la época desde los últimos dias de Diciembre hasta Febrero o Marzo. En este tiempo, casi diariamente caen grandes cantidades de lluvia durante los temporales que se producen en la alta cordillera. Los esteros de los valles principales aumentan considerablemente su caudal; la fuerza i la cantidad del agua se puede reconocer por los grandes bloques que cubren el suelo del valle. Anualmente en esta estacion de las lluvias, los esteros principales alcanzan hasta la pampa donde desaparecen infiltrándose en las capas arenosas del suelo. En Febrero de 1914, una gran avenida de la quebrada de Tarapacá llegó hasta Pozo Almonte inundandó

vastas áreas de la pampa. El agua de esta inundacion se perdió paulatinamente infiltrándose en el suelo i aumentando así el agua subterránea.

Podemos distinguir dos direcciones principales seguidas por el agua subterránea: Saliendo de la Cordillera de los Andes, esta agua primero debe correr hacia el Oeste hasta encontrar la muralla impermeable de la Cordillera de la Costa. A lo largo de ésta, el agua subterránea sigue camino hacia el Sur, como se ve claramente de un estudio mui importante ejecutado por la Delegacion Fiscal de Salitreras. Le debo al señor Guzmán, Jefe de la Inspeccion Fiscal de Salitreras de Tarapacá, el que yo haya tenido conocimiento de este estudio hasta ahora no publicado, que consistia en una nivelacion de todos los pozos de agua ejecutados por las oficinas salitreras a lo largo del límite occidental de la pampa. Ademas se habia fijado el nivel exacto que tenia el agua subterránea en estos pozos. La altura absoluta de este nivel baja regularmente desde el Norte hacia el Sur, lo que indica que la corriente del agua subterránea sigue la misma direccion.

Por desgracia no existen observaciones parecidas acerca de la corriente subterránea que baja del borde de los Andes hacia el Oeste; ésta podría tener eventualmente una direccion hacia el Sur-Oeste. La corriente principal que pasa a lo largo de la Cordillera de la Costa, se acerca mucho a la superficie en la rejion del salar de Pintados el que, como hemos visto mas arriba, es uno de los puntos mas bajos de esta rejion. Pero esto solo no bastará para esplicar el nivel relativamente alto que tiene el agua subterránea en la rejion de Pintados. Probablemente el alto nivel del agua se debe a un cordon de cerros que sale de la rejion de Buenaventura i encuentra su término oriental en el cerro Gordo. Por su avance hacia el oriente detiene las aguas subterráneas i levanta el nivel de las mismas en la rejion de los salares de Bellavista i Pintados.

c) *Las sales contenidas en las aguas superficiales i subterráneas de la Cordillera de los Andes*

En caso que el agua subterránea de la Pampa del Tamarugal proviene de la Cordillera de los Andes, debemos volver a encontrar las mismas sales de la Pampa en los esteros que bajan de la alta cordillera.

En una quebrada lateral del rio Coscalla, frente al pueblo de Poroma, por la cual en la estacion de las lluvias corre un pequeño arroyo, saqué una muestra de sal del suelo seco. El ensaye de esta sal, residuo del agua evaporada, dió 1,538% de KCl. No conozco ningun ensaye del agua que baja por la quebrada de Tarapacá, pero ya que el rio Coscalla desemboca en ésta, probablemente el estero de Tarapacá tambien contendrá sales potásicas en solucion.

El agua termal de Pica tiene solo trazas de potasio; pero el agua de fil-

tracion de la misma rejion que se usa para el agua potable de Iquique contiene 0,0089 gr. de KCl por litro. Ademas, esta agua contiene todas las sales principales que se hallan en las capas salinas del salar de Pintados.

El Sr. Billinghamurst (1) publicó un ensaye del agua de Guatacondo que dió el resultado siguiente:

Carbonato de cal	0,1200 g.	Cloruro de sodio	1,3250 g.
Sulfato de cal	1,4484 g.	Cloruro de potasio	0,0124 g.
Sulfato de magnesia	0,9729 g.	Sílice	0,0040 g.
Sulfato de soda	0,9038 g.	Oxido de hierro	0,0020 g.

Tambien en esta tabla volvemos a encontrar todas las sales conocidas del Salar de Pintados.

Por consiguiente nuestra teoría de que el agua subterránea de la Pampa del Tamarugal proviene de la Cordillera de los Andes, encuentra su completa comprobacion por las sales contenidas en las aguas de ámbas rejiones.

d) *Las sales potásicas deben su orijen a rocas eruptivas de la Cordillera de los Andes*

Segun noticias que leí en los diarios, los interesados en los yacimientos de potasa, fundándose en la circunstancia de que el agua debajo del salar contiene cloruros de potasa disueltos, creen que existen grandes yacimientos de esta sal en el subsuelo, o a lo ménos otras capas salinas parecidas a la costra. Se habla de traer máquinas perforadoras para buscar tales yacimientos debajo del salar. A honduras hasta 20 m. no pueden existir capas de sal porque el agua subterránea las habria disuelto i arrastrado.

En cuanto a la existencia de grandes yacimientos de potasa parecidos a los de Alemania, las condiciones jeológicas de la provincia de Tarapacá no hablan en favor de tales esperanzas. Las capas nuevas que forman el subsuelo de la Pampa del Tamarugal, se conocen hasta una hondura de 144 m. por los sondajes de Huara i Pozo Almonte arriba descritos; no hai ninguna razon de que las capas subyacentes al salar de Pintados ofrezcan otro aspecto. Un sondaje que se efectuará en el centro del salar, perforaria probablemente varios centenares de metros de estas capas nuevas hasta dar con las rocas fundamentales. Estas serán las mismas que se conocen de las dos cordilleras. En caso de no ser rocas eruptivas, que nunca pueden contener yacimientos de sales, serán las capas mesozóicas compuestas por cales fosilíferas, conglomerados i brechas porfiríticas. En estas rocas que forman

(1) G. E. Billinghamurst, La Irrigación en Tarapacá. Santiago, 1893.

todos los cerros de la Cordillera de la Costa i que, junto con pórfidos cuar-
cíferos, componen las capas basales de la Cordillera de los Andes, hasta
ahora no se ha encontrado ningun vestijio de yacimientos de sal comun i
mucho ménos de sales potásicas. Ademas, según el modo como se han for-
mado estas capas, no han existido condiciones favorables para la forma-
cion de depósitos salinos durante la sedimentacion de los estratos meso-
zóicos. Los yacimientos de potasa i sal comun de Alemania están encerra-
dos en una formacion de varios centenares de metros que se reconocen a
primera vista como formacion salina por sus margas abigarradas i gran-
des yacimientos de yeso. En la provincia de Tarapacá no existen tales ya-
cimientos.

Ademas, segun nuestra esposicion hecha en los párrafos anteriores,
las sales potásicas de Pintados provienen de la alta cordillera i por consi-
guiente el yacimiento primario debe buscarse allá. I en efecto existen en
la Cordillera de los Andes inmensas cantidades de potasa, pero por desgra-
cia no en forma explotable. La «liparita» contiene como uno de sus minera-
les principales la ortoclasa o feldespato de potasa con una lei de 16,88% de
K₂O. La liparita que cubre vastas áreas de los Andes de Tarapacá, tiene
una lei en potasa que varia entre 3 i 8% de K₂O. Tomando una lei media
de 5,7% cada kilometro cuadrado de la liparita andina con 15 m de es-
pesor contendrá 2 millones de toneladas de K₂O. Pero como ya hemos di-
cho, desgraciadamente hasta hoi dia no se conoce ningun procedimiento
industrial para estraer la potasa de las rocas cristalinas.

La ortoclasa se descompone en presencia de aguas que tienen ácido car-
bónico en disolucion; el ácido carbónico de las aguas de lluvia proviene del
aire. La descomposicion que tiene como resultado final la trasformacion
del feldespato en caolina, se produce del modo siguiente: (1)

	Si O ₂	Al ₂ O ₃	K ₂ O	H ₂ O
La ortoclasa contiene.....	64,63%	18,49%	16,88%	—
Se pierden por disolucion.....	43,05%	—	16,88%	—
Se reciben.....	—	—	—	6,47
<hr/>				
Quedan.....	21,58	18,49	—	6,47

o 46,5 caolina.

La potasa disuelta i arrastrada en forma de carbonato de potasio, des-
pues, probablemente en presencia de NaCl, se transforma en KCl.

(1) Segun H. Credner. Elemente der Geologie, p. 100.

IV. CONCLUSION

De la esposicion anterior se desprende que sales potásicas están distribuidas por el salar entero de Pintados i en parte probablemente serán explotables.

Para averiguar la explotabilidad, es indispensable hacer un estudio detenido de los gastos de produccion i compararlos con el precio que tiene la potasa o el nitrato de potasa en el mercado mundial; por tal estudio se podrá fijar el mínimo de lei en KCl que deben tener los yacimientos de Pintados. Ademas es preciso hacer cateos exactos parecidos a los que se hacen en los yacimientos de salitre.

No se pueden recomendar sondajes para buscar yacimientos de potasa en grandes honduras.

Santiago, 14 de Mayo de 1916.

Dr. J. BRÜGGEN,
Director del Servicio Provisorio de Estudios
Geológicos.



Lexiviacion de Minerales de cobre por medio del amoniaco

(Notas tomadas de publicaciones recientes)

Es una característica de los últimos años, la importancia que han llegado a tener en Metalurgia, los métodos de estraccion por via húmeda. La hidrometalurgia del cobre ha adquirido considerable valor, especialmente despues de comprobado el éxito comercial de los procesos.

Uno de éstos que aunque recientemente salido de su estado esperimental parece ya incorporado definitivamente a la industria, es el «Amomonia Leaching Process» o Proceso de Lexiviacion por el Amoniaco.

En la estraccion del cobre, los procesos hidrometalúrgicos se emplean

principalmente en el tratamiento de minerales oxidados. El ácido sulfúrico en soluciones débiles, es el que encuentra mayor aplicacion (Plantas de Chuquicamata en Chile i de New Cornelia, Arizona i de la Utah Copper C.^o, Utah en Estados Unidos). Requiere sin embargo, la condicion de que la ganga no sea atacable por el ácido. En ganga calcárea, por ejemplo, no se le emplea, porque el gran consumo de ácido hace la operacion anti-económica. Es en estos casos en los que se utilizan como disolventes, soluciones de amoniaco de sales de amonio.

El cobre nativo es soluble en amoniaco; lo son tambien los carbonatos de cobre (malaquita i azurita), el cloruro cúprico Cu Cl_2 , el cuproso Cu Cl , el sulfato de cobre (en exceso de solucion), uno de los silicatos, la diopstasa ($\text{Ca H}_2 \text{Si O}_4$) el hidróxido Cu (OH)_2 , el óxido Cu_2O (cuprita) i la calcocita, Cu_2S . La tenorita o melaconita (CuO) no es soluble en amoniaco, pero sí en una solucion de éste que contenga alguna sal amoniacal, como el carbonato de amonio.

La accion del NH_4 , que es lenta, se activa en presencia de algun agente oxidante, por ejemplo aire. Según Greenawalt (1) el carbonato de amonio no se debe emplear en minerales calcáreos, en presencia de sulfatos, porque éstos podrian descomponerse en sulfato de amonio i carbonato de calcio.

Las propiedades disolventes del amoniaco i sus compuestos eran conocidos desde antiguo i en varias ocasiones se habia tratado de utilizarlas industrialmente. Se tropezaba, sin embargo, entre otras dificultades, con la gran volatilidad del amoniaco que hacia imposible su empleo económico, i con la falta de un procedimiento conveniente para la recuperacion del cobre i del amoniaco, de las soluciones.

Nuevas tentativas i los recientes adelantos de la industria, han permitido salvar los obstáculos i hai ya en operaciones comerciales, dos instalaciones la de Calumet and Hecla Mining Company en Michigan i la de la Kennecott Copper Corporation en Alaska.

En ámbos casos, el Ammonia Leaching Process se emplea como auxiliar para el tratamiento de los *relaves* o «tailings» provenientes de la Planta de concentracion.

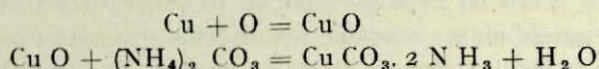
Los tailings de Calumet & Hecla contienen aproximadamente 0,7% de cobre en estado nativo.

El proceso ahí empleado, según una descripcion de Mr. C. H. Benedict, (2) consiste esencialmente en la accion de una solucion de carbonato de amonio que disuelve el cobre nativo, en presencia de aire, formando

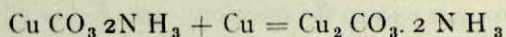
(1) W. E. Greenawalt *The Hydrometallurgy of Copper*, New York, 1912.

(2) C. H. Benedict.—*Ammonia Leaching of Calumet Tailings*.—*Engineering and Mining Journal*, 4 Julio 1917.

carbonato amonio-cúprico, probablemente según las reacciones que siguen:



Este compuesto disuelve mas cobre trasformándose en carbonato amonio cuproso.

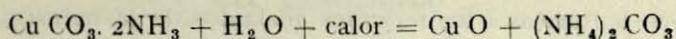


El carbonato amonio-cuproso, en contacto con aire, se oxida a cúprico i puede quedar así en situacion de disolver mas cobre.

En el procedimiento, tiene importancia primordial la oxidacion de carbonato amonio cuproso. Como no se puede trabajar al aire libre por las pérdidas en la volatilizacion del amoniaco se obtiene la oxidacion insuflando aire en los tanques en que se deposita el líquido proveniente de la lexicivacion.

El aire que contiene amoniaco volatilizado se hace pasar en seguida por agua en la cual se produce la absorcion del gas.

Una parte de la solucion enriquecida, se somete a la destilacion. Se precipita óxido de cobre en la forma de un producto pesado; pulverulento; se volatiliza NH_3 i CO_2 , que son absorbidos en agua. La reaccion es tal vez la siguiente:



En teoría, hai una rejeneracion completa de los disolventes, i solo se consume oxígeno del aire; por supuesto, en el desarrollo comercial del proceso esto no se verifica.

En la práctica, las «tailings» que provienen de la planta de concentracion se tratan en un molino de bolas que las reduce a — 28 mallas o sea a un tamaño que les permite pasar por una criba de 28 mallas por pulgada). o aproximadamente, 11 mallas por centímetro. El producto se concentra en mesas Wilfley i los «tailings» que éstas producen van a estanques de depositación. Los lodos (slimes) de—200 mallas van al desmonte. El material depositado pasa a deslodadores Dorr, donde se separan nuevamente lodos, i de ahí a los estanques de lexicivación.

Se emplean ocho estanques de acero, circulares, de 11.2m (54 piés) de diámetro i 3.6m (12 piés) de profundidad. Tienen cubierta movable i la entrada del aire se evita por medio de una cerradura de agua, gracias a una «canaleta» que rodea al estanque en su parte esterna.

En el fondo de estas cubas de lexicivacion hai una abertura al centro, para dar salida al líquido i siete puertas para descargar el material sólido. Una columna colocada en la parte central, soporta un distribuidor tipo Butters and Mein, por medio del cual se hace la carga.

El piso de los estanques consiste de un enrejado de madera cubierto por esteraz de coco i de jénero.

Las arenas llegan a las cubas de lexicivacion, diluidas en la proporcion de una parte de sólidos por cuatro de líquido.

Cargado i cerrado el estanque se hace pasar, de arriba hacia abajo la primera solucion, rica en cobre, proveniente de operaciones anteriores. Esta espulsa el agua que contiene las arenas i se hace en seguida circular en el tanque. Cuando se considera terminada su accion, se la hace salir i se da entrada a la solucion N.º 2, la cual es a su vez reemplazada a intervalos convenientes, por la primera solucion de lavado, i despues por agua. Las soluciones provenientes de esta lexicivacion salen enriquecidas; el agua empleada en el segundo lavado, servirá, en el ciclo siguiente, como primera solucion de lavado; la que fué primera, será solucion N.º 2 i la N.º 2 solucion final.

La lei de las tres soluciones, es mas o ménos de 20 grs. de NH_3 por litro i de 18, 12 i 9 grs. de cobre por litro, respectivamente. El proceso se controla por análisis de Cu i NH_3 , en las diversas soluciones, cada cierto tiempo. La concentracion de las soluciones se mantiene siempre constante, para lo cual se agrega la cantidad necesaria de carbonato de amonio a la solucion N.º 2, despues de salida del estanque. Tambien se agrega a esta el carbonato de amonio en solucion obtenido en la destilacion. Se procura en lo posible tener un volúmen mínimo de soluciones con máxima lei en cobre.

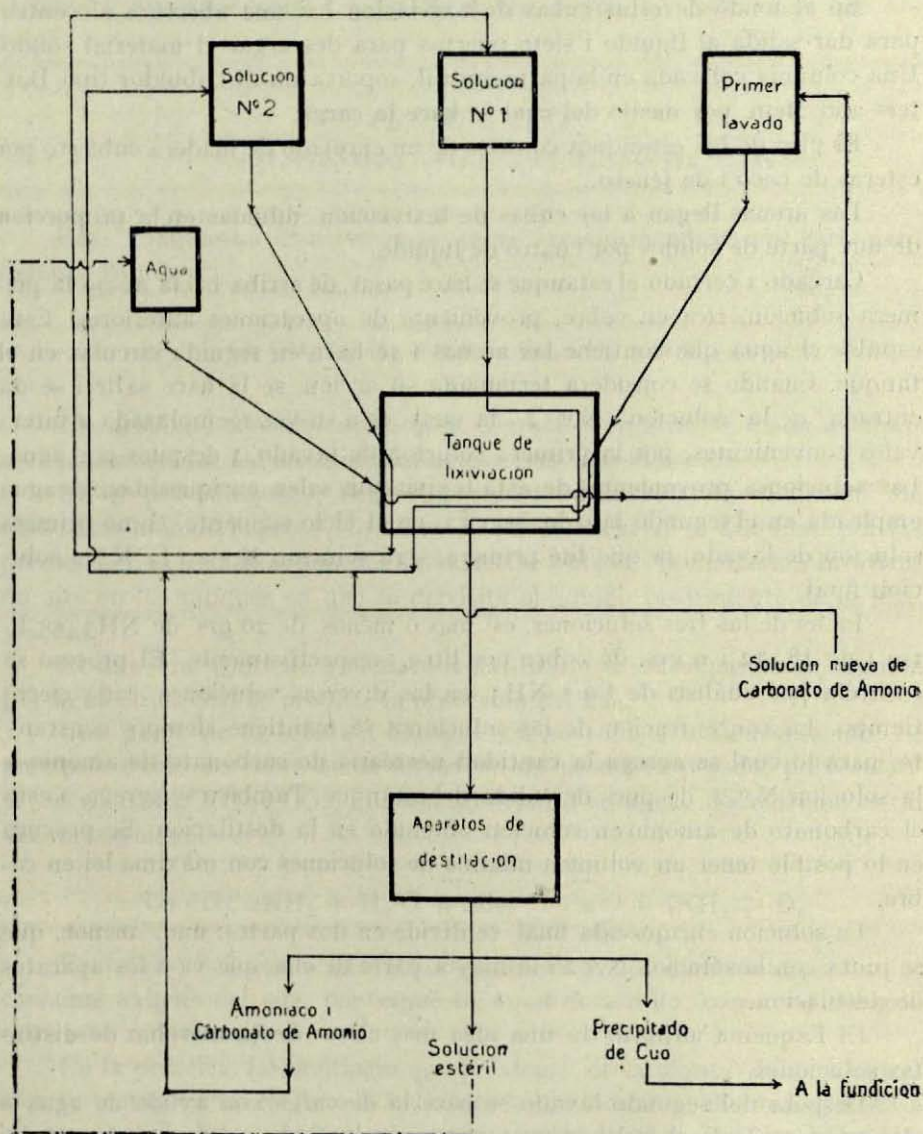
La solucion enriquecida final, se divide en dos partes: una, menor, que se junta con la solucion N.º 2 i la mayor parte de ella, que va a los aparatos de destilacion.

El Esquema adjunto da una idea mas clara de la marcha de distintas soluciones.

Despues del segundo lavado se hace la descarga con ayuda de agua a alta presion. Todo el ciclo de operaciones, incluyendo carga i descarga demora 90 horas. La lei de las arenas de la lexicivacion es 0.14% de cobre.

Las diversas soluciones i las aguas de lavado va a sus respectivos tanques de almacenamiento. Estos son de acero, de 6.6m de diámetro i 3.3m de profundidad.

La destilacion se hace en aparatos análogos a los usados para destilar amoniaco, en la extraccioñ de los productos secundarios de la fabricacion del coke. Solo los alambiques son de construccion especial; constan de diversas secciones superpuestas, en cuyo centro, un eje vertical mueve una serie de rastrillos que impiden la depositacion del óxido de cobre en las pa-



redes. La solución i el vapor circulan según el principio de contra-corriente. El vapor empleado en la destilación, es más o menos del 35%, en peso, de la cantidad de solución destilada.

El 90% del cobre se deposita en los alambiques, en forma de óxido de cobre, de más o menos 80% de lei. El resto de la solución se trata en un segundo alambique, i por fin la solución va a estanques de depositación en donde se separa el CuO que haya quedado.

El precipitado de CuO se trata en seguida en filtros i se envía a la fun-

dicion en donde se le mezcla con los productos provenientes de la Planta de Concentracion.

La planta actual es de 2,000 tons. diarias de capacidad, i se prosiguen trabajos para doblar la produccion.

La extraccion media es de 75% del cobre, obteniéndose 8.18 lbs. de Cu por tonelada de materia prima tratada, la pérdida de amoniaco es de cerca de una libra por tonelada de arenas lexiviadas, i el costo total, de 40.6 centavos oro norte-americano, distribuido en la forma siguiente:

	c tvs. oro am.
Gastos jenerales.....	3.1
Carbonato de amonio.....	25.5
Trasporte i clasificacion de arenas.....	2.0
Fuerza, materiales i mano de obra en la lexiviacion	2.7
Vapor para la destilacion.....	3.8
Mano de obra i materiales en la destilacion.....	3.5
	40.6

Se calcula un costo de 4.75 centavos por libra de cobre obtenido.

Kennecott Copper Corporation.—Se trata aquí (1) de carbonatos i sulfuros de cobre, malaquita i calcocita, en ganga calcárea. El mineral orijinal contiene 8% del Cu, del cual, 2,73% está en la forma de carbonato, contiene ademas 36.8% de CaO.

En la planta de concentracion se recupera el 95% de la calcocita i el 60% de la malaquita.

Se eligió el Ammonia Leaching Process, por las dificultades inherentes a la situacion de las minas, léjos de los centros de produccion i la necesidad consiguiente, de tener un concentrado de alta lei; el procedimiento de flotacion daría concentrados de 30%, miéntras con este proceso se los obtiene de 70%.

El tratamiento consiste esencialmente en lexiviar los tailings en soluciones de de 6% de amoniaco. La disolucion se destila en seguida, como en el caso anterior, i se obtiene un precipitado de óxido de cobre; el amoníaco se recupera por condensacion.

(1) Horace M. Lawrence, *Ammonia Leaching of Copper Tailings at Kennecott, Alaska.*—*Engineering and Mining Journal*, 3 Noviembre 1907.

Con el objeto de tener un volúmen reducido de solución que destilar, se emplea aquí vapor en vez de agua, para hacer el lavado de las arenas después de la lexicivación.

La pulpa proveniente del molino, previa separación de la mayor parte del agua i de la parte de los lodos (slimes) se lleva a los tanques de lexicivación con ayuda de un «conveyor».

Los estanques son circulares, de más de 500 tons. de capacidad, i 9m. de diámetro. Son por supuesto, cerrados, i contruidos para soportar una presión de (10 libras por pulgada cuadrada) 0.7 Kg/cm^2 de vapor.

La solución lexicivadora se hace llegar por el fondo del estanque.

Contiene a más de amoniaco, cierta proporción de solución cupro amoniacal, enriquecida, proveniente de tratamientos anteriores. Una vez desplazada el agua, se hace circular el líquido con ayuda de una pequeña bomba centrífuga. Al cabo de 30 horas, se extrae la solución; se hace en seguida un lavado con una solución amoniacal bastante diluida, después de la cual se introduce vapor a una presión de 0.4 Kg/cm^2 (5 lb/pulg^2). El vapor, al condensarse parcialmente, extrae los restos de solución amoniacal i arrastra, volatilizado, el poco amoniaco que queda. El lavado de vapor dura aproximadamente 20 horas.

La descarga se hace con ayuda de escavadores mecánicos. Las dificultades para tener agua en abundancia en la región en que la planta está instalada han conducido a emplear este método de extracción de los «tailings» i han influido también, en parte, en la adopción del lavado de vapor.

Parte de la solución se almacena para tratamientos posteriores, i el resto va a los aparatos de destilación. Estos son del tipo periódico i constante de evaporador, filtro, concentrador i condensador. La destilación se hace en dos operaciones para evitar inconvenientes que se presentaban en la depositación del precipitado.

A continuación tenemos interesantes datos, que representan las condiciones de trabajo durante el año 1916.

Cantidad de «tailings» por carga.....	5.15 tons.
Humedad.....	6.1 %
Lei en carbonato de cobre.....	1.11 %
Proporción de líquidos i sólidos.....	1:3
Duración de la lexicivación.....	32 horas
Lei en cobre de la solución lexicivadora.....	0.78 %
Contenido de amoniaco.....	6.3 %
Lei de las arenas, después de la lexicivación, $\text{CO}_3 \text{ Cu}$...	0.27 %
Estracción $\text{CO}_3 \text{ Cu}$	75.7 %
Libras de Cu producidas, por ton. tratada.....	16.9
Lei de los precipitados, Cu.....	69.9 %
Duración del lavado.....	32 horas

Duracion del lavado de vapor.....	20 horas
Solucion sometida a la destilacion, % del total.....	85%
Lei en amoniaco.....	5.54%
Lei en cobre.....	3.19%
Cantidad de cobre precipitado en la primera destilacion, % del total.....	84.2 %
Lei del precipitado, Cu.....	69.2 %
Cantidad de amoniaco destilado, % del total.....	81.5 %
Lei del amoniaco producido, NH ₃	11.33%
Cantidad de cobre precipitado en la segunda destilacion, % del total.....	11.3 %
Lei del precipitado, Cu.....	76.4 %
Cantidad de amoniaco destilado, % del total.....	13.3 %
Solucion, despues de la destilacion, lei en NH ₃	0.025%
Solucion, despues de la destilacion, lei en Cu.....	0.0 %
Pérdida de NH ₃ durante el proceso, lbs. por ton. de «tailings» tratada.....	1.32 lbs.
Consumo de vapor durante el proceso por tons de «tailings» tratada.....	501 lbs.

Costo por tonelada de «tailings» tratada, en centavos oro de E. U.

Vapor.....	33.6
Amoniaco.....	17.0
Mano de obra.....	13.9
Fuerza (enerjia eléctrica) etc.....	4.0
Esplotacion.....	9.0
Gastos de laboratorio, etc.....	4.0
Misceláneas.....	5.0
<hr/>	
TOTAL.....	86.5

Costo total, por libra de cobre obtenido: 5,77c.

Se observará que en ámbos casos se trata de evitar la presencia de lodos o «slimes» en el tratamiento. Mr. C. H. Benedict (1) hace notar que la mayor parte de las pérdidas de disolventes se producen por su absorcion en los «slimes». En esto está quizas la explicacion. Es probable tambien que los

(1) C. H. BENEDICT, U. S. Letters Patent 1- 131, 986.

lodos impidan la buena circulacion de las soluciones, como sucede a veces, v. gr. en la lexivacion del caliche.

Mr. Benedict establece tambien, que empleando soluciones diluidas se reducen a un mínimo las pérdidas por absorcion i por volatilizacion del reactivo.

No existe aquí la fuerte accion corrosiva que en el empleo del ácido sulfúrico obliga a usar revestimientos de plomo o de alguna otra materia protectora.

No tenemos conocimientos de que el proceso de lexivacion por medio del amoniaco se emplee en la actualidad, en escala comercial, en alguna otra parte. Su importancia está principalmente en las posibilidades que presenta para su desarrollo en el futuro.

Estos procedimientos de lexivacion, con ácido sulfúrico i amoniaco, se disputan con la flotacion el predominio entre los nuevos métodos con que se ha enriquecido la metalurjia del cobre. En el tratamiento de minerales oxidados la flotacion precedida de una trasformacion de los óxidos metálicos en sulfuros por medio de hidrójeno sulfurado (SH_2) o de sulfuro de sodio, promete ser de gran porvenir. En realidad se la emplea ya en escala industrial en una de las Compañías cupríferas del Oeste.

La actividad que reina actualmente en relacion con todos estos procesos, en los laboratorios de investigacion de las grandes Compañías i tambien en las numerosas estaciones de los «Bureau of Mines», es enorme. Hai todavía muchos problemas por resolver; se puede decir que la presente es una época de transicion, precursora tal vez de una evolucion completa en los procedimientos de beneficio de los minerales de cobre; cuando se aclaren las dificultades legales que por ahora detienen el desarrollo de la flotacion, se podrá apreciar con mayor seguridad el respectivo valor de cada uno de los diferentes procesos con relacion a la industria.

Es evidente la importancia que estas actividades tienen para nosotros por la posibilidad de su aplicacion en el desarrollo minero de nuestro país i es indispensable que la Universidad sea dotada de los medios de enseñanza necesarios para que los injenieros que en ella se forman puedan introducir oportunamente en la industria chilena estos nuevos procedimientos.

PEDRO ALVAREZ S.,
Injenero de Minas.



El Grafito en Madagascar ⁽¹⁾

Madagascar ha llegado a ocupar en corto tiempo el primer puesto entre los centros productores de grafito. El autor describe los yacimientos i los métodos de explotación i de preparación mecánica del mineral. Hace también una reseña de las condiciones de trabajo i leyes mineras.

En el lado oriental i mas o ménos en direcccion N. S. se estiende una faja de rocas arcaicas que forman lo que se denomina «altiplanicie central», cuya elevacion media es de unos 4,000 piés (1,220 m). La denominacion de altiplanicie no es apropiada, puesto que se trata de un terreno de superficie demasiado áspera i ondulada para considerarlo como planicie; seria mas correcto describirlo como la cima (ridge) de una cadena montañosa. Esta formacion consiste principalmente de esquistas i gneiss, rocas en las cuales se encuentra la grafita, ya diseminada en forma de copos o de pequeñas lentejas, ya en masas compactas formando vetas, bolsones o lechos. Los depósitos de una clase suceden a los de la otra jeneralmente sin discontinuidad; pero no muestran ningun orden en su reparticion. La estratificacion, si se pudiera hablar de tal, es estremadamente irregular, ha sufrido torsiones, plegamientos i dislocaciones que dificultan considerablemente la explotacion. Los depósitos se presentan bajo diversas inclinaciones; pero en muchos casos se encuentran mantos i masas de considerable estension i de algunos piés de espesor, mas o ménos horizontales. Existe un gran número de dichos depósitos i contienen una cantidad de mineral prácticamente inagotable. Abarcan una zona de mas o ménos 400 millas de longitud que se estiende desde el Norte de Tananarive hasta mas al Sur de Fianarantsoa. Hasta ahora solo se han explotado los afloramientos o depósitos superficiales; pero es lójico inferir que tambien existen tales depósitos en profundidad. Los trabajos se han limitado a estos yacimientos superficiales por las razones corrientes de orden económico i se han desarrollado en escala que permite una explotacion mas o ménos rentable bajo las condiciones variables en vijencia. Los agentes atmosféricos i químicos han descompuesto la roca encajadora hasta gran profundidad trasformándola en material de consistencia arcillosa, lo que hace mas fácil el arranque i tratamiento del mineral.

En algunos casos la erosion ha removido completamente la cubierta superficial de los depósitos, lo que ha permitido efectuar la explotacion a

(1) The Mining Magazine, Londres, Junio de 1916.

cielo abierto i en bancos, del mismo modo como se trabajan canteras, o mas exactamente, pozos de arcilla, puesto que en este caso no se necesitan explosivos. Jeneralmente se intercalan entre el grafito fajas de gneiss parcialmente descompuesto, las mismas que a menudo forman tambien la separacion entre los mantos. En muchos casos la cubierta superficial i la zona de separacion entre los mantos están constituidas por esquistas micáceas o cloríticas blandas. Asociados al grafito se encuentran turmalina, granate, corindon, magnetita, laterita, mica, cuarzo i feldespato. En cuanto al tamaño de las partículas de grafito, se las encuentra desde la forma delgadas láminas de $1/8$ de pulgada de diámetro hasta la de polvo finísimo, siendo mui escasa la variedad amorfa. Se suelen encontrar trocitos, astillas i agregados fibrosos mui puros; pero rara vez su cantidad alcanza un limite tal que haga posible, económicamente, su tratamiento separado. Sin duda que en profundidad deben aumentar estas concentraciones de grafito puro i disminuir la cantidad de material pulverulento. El material, tal como se arranca i envia al plantel de preparacion mecánica, contiene 60% de grafito. Los procedimientos de preparacion actuales permiten estraer solo $1/3$ del mismo mineral puro, del cual un 60% contiene 90 a 96% de carbono i es apropiado para la fabricacion de crisoles i revestimientos para hornos, el resto, que consiste en polvo fino, tiene diversos usos que mencionaremos mas adelante. Algunos depósitos contienen una cantidad demasiado elevada de fierro i mica, impurezas que son dificiles de eliminar, pues el óxido de fierro cementa las partículas de grafito, a lo que se une el inconveniente de tener las laminillas de mica mas o ménos la misma densidad que las de aquélla. En la actualidad tales depósitos yacen inesplotados, aguardando la invencion de algun método de tratamiento sencillo i barato que haga rentable su explotacion. Ya se han efectuado varias tentativas en este sentido que han logrado algun éxito; pero elevan el costo de tratamiento, ya bastante crecido, mas allá de límites económicos.

VIAS DE COMUNICACION.—Los escarpes orientales de la meseta central, en los que se halla gran parte de las minas en produccion, forman una cadena o sucesion no interrumpida de cerros i valles para salvar los cuales es a veces necesario dar estensas vueltas, lo que dificulta i encarece el trazado de ferrocarriles i caminos. Sin embargo el Gobierno Colonial ha realizado notables progresos, mejorando las vias de comunicacion, que hacen un agradable contraste con el único medio de locomocion empleado hace algunos años, cuando el trasporte se hacia por hombres que viajaban por angostos i precipitados senderos, a traves de pantanos i montañas. Actualmente hay una línea férrea que comunica el puerto de Tamatave con Tananarive, la capital, se está prolongando hasta Antsirabe i está en proyecto su continuacion hasta Ambositra i Fianarantsoa.

Una rejion mui productora de grafito es la del distrito de Vatomandry,



lo que se debe en gran parte a su proximidad del puerto de Vatomandry circunstancia que contribuye a reducir los costos de transporte.

PROSPECCION I ARRANQUE.—Siendo que el terreno se compone invariablemente de rocas descompuestas, conviene el empleo de una sonda Banka o Empire para efectuar los trabajos de prospeccion. Los taladros deben practicarse a intervalos de 100 yardas i no debe dárselos mas de 60 piés de hondura puesto que debajo de ese nivel casi no pagaria la explotacion. Para probar el terreno se profundizan pozos a intervalos de 50 piés i se dibujan perfiles jeolójicos de las estratas atravesadas. Tambien se pueden labrar calicatas en direccion lonjitudinal i trasversal respecto de la inclinacion del yacimiento que se propone trabajar. Estas pueden aprovecharse mas tarde como caminos de transporte. No se debe insistir demasiado en evitar el perjuicio que se causa a una mina cuando se esplotan solo los bolsnes mas ricos.

Como los depósitos son tan numerosos, no es difícil elegir aquéllos que, por su situación favorable, permiten una explotación más fácil i económica, dejando en reserva los demás. Por esto se prefieren los depósitos situados en la falda o en la cumbre de un cerro, ya que en tal caso admiten un desagüe fácil i se dispone de desnivel para desmontes, o aquéllos en que hai que remover la menor cantidad de material estéril superficial. La explotación se hace comunmente a cielo abierto, salvo algunos casos en que es necesario descubrir los yacimientos por medio de galerías. Rara vez hai que emplear trabajo con explosivos o hacer profundizaciones de consideración. Después de quitar la capa superficial i fajas estériles intercaladas entre el material útil, se arranca el grafito crudo, que es blando i desintegrable, por medio de palas i se transporta en angarillas i capachos hasta las cajas de lavado (sluices), situadas en un nivel más bajo que la boca mina i cerca de ella. Los cajones de lavado se reparten según el gusto del pirquinero, quien necesita un sitio al cual se pueda conducir fácilmente el agua desde la fuente principal i en el que se disponga de espacio suficiente para sacar los productos i depositar los residuos estériles.

PREPARACION MECÁNICA.—Como el principal mérito comercial del grafito en láminas se funda en sus propiedades de resistencia a la fusión i a esfuerzos de tracción i compresión cuando se halla manufacturado en crisoles i revestimientos para hornos, i sometido a elevadas temperaturas, el fin que debe perseguir la preparación mecánica es el de producir láminas grandes i flexibles, de elevada lei en carbono i exentas de mica i fierro. Se necesita que el producto tenga elasticidad a fin de que pueda soportar las dilataciones i contracciones causadas por calentamientos i enfriamientos. La cohesión depende del tamaño, mientras la resistencia a la fusión queda determinada por el grado de pureza del grafito. El método de preparación que se usa en la actualidad es el siguiente: El mineral bruto, tal como se extrae de la mina, se lleva a las cajas de lavado, que son de madera de forma rectangular i cuyas dimensiones interiores son: 36 pulgadas cuadradas de base por 24 de profundidad. Se hacen descansar sobre el suelo por tres lados de su base i en el lado que queda sin soporte se coloca una compuerta que se puede deslizar hácia arriba cuando se quiere descargar el residuo estéril; éste se recibe en una acequia que sirve también para recibir las aguas de rebalse. Se llenan los cajones con mineral hasta una altura de 8 pulgadas desde el fondo i se mantiene este nivel constante por adición de nuevas porciones de material a medida que se reduce la carga por el proceso de lavado. Se hace llegar por el lado más alto del cajón una corriente de agua de 8 galones por minuto i un operario revuelve constante i suavemente el material por medio de una paleta de madera cuya hoja es de 12 pulgadas de largo por 6 de ancho. De este modo la arena fina, el fango i copos de grafito se mantienen en suspensión, salen con el agua que rebalsa por el borde del cajón, la que se recibe en una batea de 12 pulgadas de

largo por 6 de ancho i 2 de profundidad, que tiene clavada en el fondo una criba de 3,600 orificios por pulgada cuadrada (60×60). Esta batea se coloca horizontalmente i el fango i arena fina pasan a traves de la criba quedando retenido el grafito. Este último es empujado hácia adelante automáticamente, a medida que se acumula, por el suave oleaje del agua producido por la paleta, i así se descarga en una caja de 1 pié cuadrado de base por 1 pié de profundidad. El proceso de lavado se completa en dos operaciones, la primera se conduce rápidamente i usando ligero exceso de agua a fin de separar el material grueso, i la segunda tiene por fin separar las partículas finas de cuarzo i feldespato para obtener un producto limpio. De esta manera cada cuadrilla de pirquineros produce mas o ménos 1 cwt. por dia. Los estériles que se descargan a intervalos convenientes por el fondo de los cajones de lavado contienen una cantidad de grandes copos i trocitos de grafito, i para recuperarlos se somete dicho material a un tratamiento sencillo, sin recurrir a una molienda que disminuiria el valor del producto. El grafito lavado se coloca sobre esteras al aire libre para que se seque. Este secamiento demora algun tiempo debido a que la capilaridad produce mayor adherencia de la humedad con el grafito, i no se puede emplear compresion por la tendencia de ésta a pulverizar el producto.

Las operaciones siguientes son las de concentracion i cernido en las cuales se ocupan mujeres. La primera consiste en concentrar el material por el agua usando para este fin un tiesto de madera de forma oblonga al que se da una percusion con la mano; se aproximan así el polvo i la arena a la orilla del tiesto i se hacen salir después por un hábil movimiento de las muñecas (operacion análoga al lavado de oro a la poruña). Después se criba el producto para clasificarlo segun tamaño, operacion que es mui sencilla. En ella se emplean tres tamices de 20 pulgadas de largo por 14 de ancho fabricados con tejidos de bronce i de 20, 40 i 60 «mesh» (mallas por pulgada lineal) respectivamente. Antes de tamizar el producto se le lleva al depósito central donde es ensayado cuidadosamente por un personal de ensayadores indígenas. Si el resultado del ensaye es satisfactorio se pesa el material i se entrega al pirquinero a razon de 10 céntimos por kilógramo, o sea, mas o ménos, a razon de £. 4 por ton. métrica. El material que no tiene la lei exigida es devuelto para continuar su tratamiento. Para ver si se les entrega la cantidad justa los pirquineros nombran a uno de entre ellos para que se encargue de la revision.

Se ve que el sistema de tratamiento descrito es caro i poco eficiente, i se presta a considerables mejoras, sobre todo en lo que se refiere al arreglo de los pisos, i distribucion económica del agua, una parte de la cual se podria usar varias veces ántes de dejarla en reposo para decantarla. Tambien se puede proveer trabajo mecánico para reemplazar el costoso trabajo manual. Pero es indispensable, ántes de intentar una nueva solucion, tomar en consideracion cuidadosamente todos los factores, puesto que el actual sistema

ofrece tambien muchas ventajas. Su instalacion es sencilla i de poco costo, i en su construccion se emplean esclusivamente materiales de la localidad; la mano de obra es abundante i barata. Instalaciones mecánicas exigirian mayor inversion de capital i su empleo se justificaria solo en el caso de que se desee obtener una gran produccion.

COSTOS DE TRATAMIENTO.—Es mui difícil calcular el costo de produccion por tonelada segun el actual procedimiento para todos los casos, puesto que las condiciones que rijen en las distintas faenas son diferentes; pero tomando el caso típico de una mina que conozco i que ha estado produciendo 25 tons. mensuales por término medio durante algun tiempo i con provecho económico, puedo dar las siguientes cifras:

	Francos por ton.
Pirquineros, a 10 céntimos por Kg.....	100
Comision del Jefe de Reclutamiento.....	20
Ayudante del Jefe de Reclutamiento.....	10
Mecánicos, empleados, muestreros.....	20
Administracion europea.....	75
Igual a £ 9.	225

COSTOS DE TRASPORTE.—Estos varían segun la situacion de la mina i su distancia a alguna línea de carros o estacion de ferrocarril. La mayor parte de las minas en produccion quedan dentro de la zona servida por el camino central o por el ferrocarril, o bien están unidos a éstos por buenos caminos. En algunos casos el acarreo desde la mina hasta el próximo camino sólo se puede efectuar por hombres. Los puertos de salida son Tamatave i Mananjary, ámbos de la costa oriental. Jeneralmente las minas situadas al sur de Ambositra esportan por Mananjary i las del norte por Tamatave. Los costos en ámbos casos son aproximadamente los siguientes:

Via Mananjary

	Francos por ton.
Ensacadura.....	20.—
Trasporte en carréas desde la mina al camino principal.....	7.50
Trasporte en carretas a Mananjary.....	70.—
Costo por tonelada.....	97.50

Via Tamatave

	Francos por ton.
Ensayadura.....	20.—
Trasporte en carretas desde la mina hasta el camino principal.....	7.50
Trasporte en carretas hasta Tananarive.....	55.—
Flete de ferrocarril hasta Tamatave.....	48.—
	<hr/>
Costo por tonelada.....	130.50

Se debe admitir una reduccion proporcional de estos costos a medida que la mina se aproxima al puerto.

Los costos de embarque i fletes marítimos a Lóndres por via Marsella o Havre en tiempos normales son los siguientes:

Via Tamatave

	Francos por ton.
Embarque.....	5.50
Estadística, 10 céntimos por saco.....	1.—
Seguro.....	3.—
Flete.....	62.—
	<hr/>
Costo por tonelada.....	71.50

Via Mananjary

	Francos por ton.
Embarque.....	8.50
Estadística, 10 céntimos por saco.....	1.—
Seguro.....	4.—
Flete.....	78.50
	<hr/>
	92.—

En Tamatave se cuenta con facilidades para el embarque, mientras que en Mananjary, que no es mas que una rada abierta, las facilidades son inciertas i son con frecuencia la causa de atrasos i pérdidas. Sin duda que esto se remediará pronto, pues el comercio del puerto en la actualidad parece exigirlo.

OTROS COSTOS.—Los ítem anteriores no incluyen gastos accidentales como ser gastos para bodegas, viajes, oficinas, telegramas, gastos de oficina, correo, trasportes, diversos e impuestos, que tambien deben tomarse en consideracion i que pueden estimarse en número redondo en 30 francos por

tonelada, con lo que se eleva el costo total a £ 17 i £ 19 por tonelada puesta a bordo en Lóndres. Los impuestos ascienden a 14 francos por tonelada mas o ménos i son los siguientes: Impuesto de produccion, $2\frac{1}{2}$ % ad valorem, en la mina, o sea 5 francos por cada 200 francos; impuesto de concesion 2 francos por hectárea i por año sobre 500 hectáreas, digamos 9 francos por tonelada.

PRODUCCION.—La produccion mundial de grafito, de todas clases, se calcula que ascendió a 120,000 toneladas en 1913. De esta cantidad Ceylan produjo la tercera parte, o sea 40,000 tons., i Madagascar 8,000 tons.

En la tabla siguiente se indican las cantidades de grafito esportadas por Madagascar:

1909.....	19 tons.
1910.....	545 »
1911.....	1,247 »
1912.....	2,732 »
1913.....	6,572 »
1914.....	7,939 »
1915 (se calculan).....	12,000 »

El valor declarado medio de la esportacion en 1913 fué de 450 francos por 1,000 Kg. (£ 18). En 1914 este valor descendió a 400 francos (£ 16). En 1915 se espera que el precio medio subirá a 500 francos (£ 20).

La produccion de Madagascar se esportó a Europa, i consistia principalmente de grafito en copos (flake graphite) para la manufactura de crisoles i revestimientos para hornos, i de una menor cantidad de producto en polvo para diversos usos. Las proporciones son las siguientes:

Crisoles.....	60%
Forro de hornos i convertidores.....	15 »
Pinturas.....	10 »
Lubricantes.....	10 »
Para cubrir moldes en fundicion.....	5 »

El mercado se gobierna por la produccion i el consumo, i como éstos fluctúan dentro de límites amplios, es imposible dar precios que sirvan de base para calculaciones. Si la demanda continuará en aumento no se puede decir; pero es muí probable que así sea, para guardar relacion con el progreso industrial, del que constituye un elemento importante. Son tan vastas las reservas que hai en Madagascar que, aun cuando la produccion en otras partes del mundo decayera, podrian ellas responder a cualquier demanda. En la actualidad la demanda de polvo fino es limitada, i como éste se produce en cantidad excesiva, constituyendo una especie de pro-

ducto secundario, hai una existencia de él en reserva que aguarda la oportunidad de una venta provechosa.

MANO DE OBRA.—Hai suficiente poblacion indijena de que se puede echar mano. Los Malagasy son esencialmente agricultores i pastores, ocupaciones en que desarrollan gran destreza i enerjía. Algunas de sus obras de irrigacion constituyen verdaderos monumentos, testimonios de su habilidad i grado de adelanto industrial. Despues de proporcionarse sus propios alimentos, producen mui poco mas de lo necesario para pagar sus impuestos i comprar algunas prendas de lujo. Son casi «self-supporting», es decir, manufacturan casi todo lo que necesitan en lo que se refiere a vestidos i artículos de uso doméstico i agrícola. Sus costumbres son frugales i sobrias, viven completamente felices i tranquilos i entre ellos no existe el instinto de crueldad. Su salario probablemente no excede de dos peniques por día, i si un europeo tuviese que emplearlos en el cultivo de arroz, que es su producto favorito, dejándolos trabajar a su manera i pagándoles un jornal igual al que se les paga en las minas, le costaria mucho mas de medio penique la libra, precio a que se puede comprar casi en todas partes. Sin embargo, no es fácil inducirlos a trabajar para otros mediante la oferta de salarios mas altos, i cuando despues de mucha dificultad se consigue llevar un enganche, es casi imposible inducirlos a quedarse durante los períodos de siembra i de cosechas, Noviembre—Diciembre i Marzo—Abril. Tales operarios, en cuanto se pueden conseguir, deben, por consiguiente, manejarse con tacto i es preferible que esté a cargo de ellos un europeo que entienda sus costumbres i hable su idioma, ayudado por buenos mayordomos indijenas. Son moderados i prefieren trabajo a trato jeneralmente porque en tal caso están en libertad para emplear los métodos de trabajo con que están familiarizados. Por lo demas son francamente laboriosos, inteligentes, obedientes i tranquilos. Hai una clase industriosa i educada de la cual se pueden emplear escribientes, artesanos útiles i mecánicos prácticos en diversos ramos del oficio. Para tener segura i mantener una buena cantidad de operarios es menester crear atractivos en el campamento, i cuando éste se halla situado léjos de alguna aldea, hai que proveer algunas confortables habitaciones con terrenos adyacentes, tambien escuelas para niños i algun lugar para el ejercicio del culto.

Esto se puede realizar paulatinamente, i conviene esperar, ántes de lanzarse en gastos para estos fines, hasta que la mina se haya desarrollado lo suficiente para poder ver si hai una reserva de mineral para varios años. Es necesario proveer buenos campamentos, particularmente en altitudes frias i con frecuentes neblinas o en las zonas boscosas. Todos los indijenas se proporcionan sus propios alimentos, de modo que rara vez hai alguna dificultad en este punto.

Los jornales que se pagan son los siguientes:

	s	d	
Operarios aprendices.....	0	6	por dia
Operarios experimentados.....	0	7½	»
Carpinteros de obra rústica.....	1	8	»
Ebanistas.....	2	6	»
Herreros.....	1	8	»
Golpeadores (de herrería).....	0	10	»
Montadores.....	1	8	»
Leñadores i aserradores.....	0	7½	»
Albañiles.....	1	8	»
Ladrilleros.....	0	10	»
Personal de trasportadores (Finlanzana Bourjanes).....	0	10	»

	£	s	d	
Cocinero.....	0	17	0	por mes
Mozos.....	0	8	6	»
Capataces.....	0	17	0	»
Mayordomo.....	3	10	0	»
Intérprete.....	3	10	0	»
Escribientes, bodegueros, muestreros.....	1	0	0	»
Mensajero.....	0	12	6	»
Sereno.....	0	12	6	»

COMBUSTIBLE.—No se conoce en esta rejion la existencia de yacimientos de combustible mineral que estén al alcance de las minas. Por todas partes abundan bosques que cubren grandes estensiones de terreno i de los cuales se puede obtener cierta cantidad de combustible i una cantidad ilimitada de madera para construcciones i usos de la minería.

AGUA.—En la rejion de que nos ocupamos caen abundantes lluvias durante cinco o seis meses a contar desde Noviembre. Las esquistas i granitos agrietados actúan como acumuladores, absorben el agua i despues la dejan escurrir lentamente alimentando de este modo las perennes corrientes superficiales. Se dispone, por lo tanto, de una cantidad suficiente de agua para los diversos usos casi en todas partes i durante todo el año. Abundan hermosas i potentes caidas de agua susceptibles de ser aprovechadas para la produccion de enerjía.

CLIMA.—La rejion central posee un clima insuperable, es sub-tropical i rara vez hace fuerte calor o excesivo frio. No se conocen la nieve ni el hielo; las noches son deliciosamente frescas i siempre se necesita abrigo. En rejiones elevadas a veces hai que usar fuego despues de la puesta del sol. La temperatura varía entre 45° i 75° F. (7° i 24° C) en la estacion seca,

i entre 55° i 90° F. (13° i 32°C) durante la estacion lluviosa. En las montañas hace invariablemente frio i son frecuentes las neblinas. Las numerosas zonas de cultivo de arroz i las selvas exhalan en cierta época del año miasmas que propagan la fiebre; pero con lijeros cuidados los europeos evitan las enfermedades. Estos pueden dedicarse a sus ocupaciones sin sufrir molestias por efecto del clima; pero nunca están obligados a esforzarse mucho, ya que es costumbre emplear indíjenas en la ejecucion de los trabajos manuales.

ALIMENTOS.—Son abundantes i estremadamente baratos. Se pueden obtener durante la estacion respectiva cereales de casi todas clases, legumbres i frutas, tanto de la especie de las que se producen en Europa como de las que son propias de los Trópicos. Siempre se pueden obtener carne de vaca, de cordero i de chanco, aves, mantequilla, leche, queso i miel de abeja.

Se vive con gastos moderados. En las ciudades se pueden arrendar buenos edificios de ladrillo por precios reducidos. En el pais se pueden comprar muebles bien elaborados. Hai almacenes en los cuales casi no se venden artículos importados. En todos los centros poblados importantes existen buenas escuelas para la educacion de los niños, dirigidas por Misiones Jesuitas i Protestantes. Hai hoteles, oficinas de correo i de telégrafo en todas las ciudades de importancia. En una palabra, se dispone de todo el confort i menesteres de la moderna civilizacion, a ménos que se esté obligado a desviarse de los caminos reales. Aunque mis observaciones se han limitado a esta rejion, quiero advertir, a fin de que no se vaya a pensar que todo el pais ofrece las mismas ventajas, que en las zonas de la costa la vida no es tan agradable. Sin embargo, para los cultivadores de café, caña de azúcar, árboles de goma i tabaco, de las laderas orientales i para los ganaderos de las serranías occidentales, el clima i condiciones de vida no constituyen un terror.

LEYES MINERAS.—Las leyes mineras son mui liberales, tienden al fomento de la industria i dan toda clase de seguridades para la inversion de capitales. Los empleados que las administran son mui corteses i serviciales para con los británicos. Los reglamentos son sencillos i fáciles de comprender. A las piedras preciosas se aplican reglamentos especiales, distintos de los que rijen para minas metálicas. Ademas de esta division amplia se distinguen las cuatro clases siguientes:

1. Combustibles minerales, petróleo, bitúmen i asfalto.
2. Sales i productos asociados.
3. Fosfatos.
4. Todas las demas sustancias minerales.

El grafito queda comprendido en el último grupo. Las canteras, pozos de tiza, de arcilla o de arena i yacimientos de turba no quedan comprendidos bajo la definicion de mina.

Se pueden explotar todas las sustancias minerales de un mismo grupo habiendo solicitado previamente el permiso especial para dicho grupo, si diferentes personas pueden pedir permiso para trabajar diversas clases minerales dentro de una misma rejion. Los poseedores de permisos para piedras preciosas tienen preferencia sobre los que han obtenido mercedes de agua i leña. Sin embargo, rara vez los dos intereses se contraponen. Las licencias para prospeccion aseguran el derecho sobre el suelo, salvo el caso de que el terreno requerido para las operaciones mineras se encuentre ocupado o en cultivo, en tal caso se puede hacer uso del terreno previo consentimiento del «Comisionado de Minas». Si para fines mineros se toma posesion de terrenos de cultivo i de sus derechos de agua, hai que indemnizar su valor al dueño, lo que no constituye una gran dificultad puesto que el suelo es barato. Por lo demas, hai tanto campo disponible que rara vez hai necesidad de hacer tal ocupacion. Las mercedes de agua i de bosques las concede el Gobierno i el permiso para usarlas dentro o fuera de la pertenencia se obtiene del «Jefe del Servicio de Dominios Públicos».

Se conceden licencias de prospeccion por el plazo de un año i renovables por un año mas a los europeos residentes en la Colonia mediante el pago de 25 francos anuales. Tales licencias dan derecho para efectuar trabajos de exploracion sobre la clase de minerales para la cual han sido solicitadas i sobre una superficie máxima de 2,500 Ha (9 $\frac{2}{3}$ millas cuadradas) que aun no esté estacada. Siempre se pueden conseguir planos del distrito, de modo que es fácil ver qué terrenos están ya pedidos. Una compañía puede adquirir análogos derechos solo en caso de estar registrada en Francia o la Colonia i constituida de acuerdo con las leyes francesas. Se puede explotar una pertenencia i vender los productos estraidos, durante el plazo del permiso de prospeccion; pero al permitirlo el Departamento de Minas ya previene que puede prohibirlo en cualquier momento. La pertenencia debe ser convenientemente alinderada i debe adjuntarse un cróquis a la solicitud de permiso. Hasta este momento no se exige un levantamiento completo. Se cobra un impuesto de $2\frac{1}{2}$ % ad valorem sobre el producto vendido. No se permite salir mineral de la mina sin que vaya acompañado de la licencia correspondiente i hai que llevar un registro especial en que se debe anotar cada partida que se espende. Las pertenencias se pueden vender o transferir; pero el Departamento no reconoce hipotecas. En caso que el Departamento se niegue a renovar un permiso se puede salvar la dificultad solicitándolo en la fecha precisa en que espira el plazo del antiguo, o bien puede uno hacer solicitar el permiso a su favor por otra persona. Estas evasiones se permiten tácitamente en la actualidad; pero creo que se están considerando nuevos reglamentos con referencia a este punto, pues, el Gobierno se opone a que se mantengan derechos sobre terrenos con fines puramente especulativos i desea ver que todos los dueños de pertenencias mineras efectúen trabajos en ellas o, a lo ménos, hagan tentativas serias de efectuarlos durante el plazo de la ocupacion de ellas.

En el caso de una mina reconocida como buena es mucho mejor tener un título válido definitivo, para lo cual se solicita la «concesion» de la pertenencia o de la porcion de ésta que se estime necesaria. Es este el momento en que se hace activa cualquier oposicion que puede haberse estado preparando lentamente, como siempre acontece en casos semejantes, i es por lo tanto buena táctica no dar a conocer sus proyectos a los estraños. Como los deslindes de los terrenos pedidos, de los cuales no se ha hecho aun la mensura, son a menudo imaginarios i jeneralmente mui elásticos, resulta que cuando uno empieza a mensurar sus pertenencias los dueños colindantes, con intencion fraudulenta manifiestan descubrir súbitamente sus propósitos de acaparar riquezas sobre las cuales pueden alegar dominio valiéndose de esa falta de precision de los límites. Los empleados del Departamento de Minas, que son los llamados a decidir estas cuestiones, merecen toda confianza por su absoluta honradez e imparcialidad, i a ménos que se pueda comprobar un caso mui favorable el oponente permanece ignorado.

El área total de la pertenencia primitiva puede solicitarse como concesion; pero como los impuestos se hacen algo crecidos en proporcion al aumento del área, es mejor elejir solamente la porcion ya reconocida o aquélla que se considere rentable.

Los impuestos de concesion son los siguientes:

- 1 franco por Ha. i por año hasta 200 Ha.
- 2 francos por Ha. i por año hasta 500 Ha.
- 3 francos por Ha. i por año entre 500 i 1,000 Ha.
- 4 francos por Ha. i por año entre 1,000 i 1,500 Ha.
- 5 francos por Ha. i por año entre 1,500 i 2,500 Ha.

El impuesto de concesion se empieza a pagar despues de trascurrido el segundo año a contar desde la fecha en que se estableció la concesion. La mensura debe ser ejecutada por un topógrafo oficial i el plano correspondiente se archiva en el Departamento de Minas de Tananarive. Se debe publicar un aviso en el *Journal Officiel* tres veces con intervalos de un mes. Toda clase de convenios i contratos deben ser redactados por el procurador correspondiente i para tener validez deben ser firmados ante el majistrado residente en el distrito.

CONCLUSIONES.—Dos conclusiones importantes se pueden deducir de la descripcion anterior. Primero, que hai en Madagascar una gran cantidad de grafito de alta lei i de fácil explotacion, i segundo, que los actuales costos de tratamiento no guardan proporcion con el valor del producto elaborado, dejando márgen para considerables adelantos. Habiendo demostrado que hai mercado para cualquier cantidad que se pueda producir, i como las 8,000 tons. producidas en 1913 se vendieron con ganancia, como es de suponer, se puede concluir que cualquier modificacion tendiente al abaratamiento de los costos de produccion, deberá traer consigo un incremento de la utilidad neta. Con un márgen tan amplio deberia ser posible efectuar

una reduccion considerable en los gastos i la cuestion se reduce a buscar la mejor manera de realizar este ideal. Aplicaciones en el sentido de ahorrar los costos de la mano de obra se indican claramente. Con el mismo personal que se ocupa en la actualidad para producir 25 tons. de grafito comercial, seria posible mediante tales aplicaciones obtener 250 tons. con la correspondiente reduccion de costos i aumento de la utilidad. De esta especie es el problema que corresponde resolver a los ingenieros, i a ellos tengo el placer de proponerlo en la seguridad de que el primero que lo resuelva con éxito obtendrá una excelente recompensa. Toda la dificultad de la cuestion está en cómo separar de un modo sencillo i barato el grafito de la materia estéril. La experiencia ha demostrado que los métodos húmedos conocidos no son aptos, pero puede ser que mediante nuevas investigaciones se concluya que uno de éstos se puede modificar en forma que satisfaga las exigencias del caso. Como datos para el problema doi las densidades de los materiales que se deben separar: biotita 2,90; muscovita 2,75; cuarzo 2,65; feldeespato 2,60; clorita 2,60; grafito 2,20.

El fin que se persigue es obtener un producto limpio i aumentan las dificultades debido a los óxidos de fierro que forman un fango, el cual se puede separar en gran parte despues del secamiento mediante un cernido; pero esto contribuye a aumentar el número de operaciones, lo que se pretende evitar. Se debe tambien tener presente que como el grafito i la mica se presentan en laminillas finas no se asentarán con tanta rapidez como las demas sustancias de igual densidad, pero de estructura granular. Algunos depósitos suministran un material exento de mica, i en tal caso no se necesita un procedimiento especial para su separacion.

Seria suficiente para las exigencias actuales si de el grafito del material tratado se consiguiera recuperar solo las láminas que no pasan por una criba de 40 mallas en la primera operacion.

Si se intenta resolver la cuestion por medio de un procedimiento seco, como el de aventamiento o cribado, conviene tener presente que el valor del material disminuye cuando por friccion se pulveriza el grafito. Esto ha hecho fracasar varias tentativas en este sentido.

JOHN. W. SHELLEY.

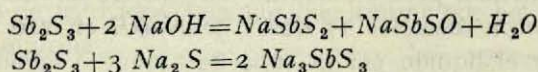


Sobre electrometalurgia del antimonio (1)

En la Universidad del Estado de Ohio se han llevado a cabo experimentos muy interesantes acerca de la extracción electrolítica del antimonio de la estibina. Se ha visto primero que el metal se deposita a razón de una libra al día sobre cátodos de 12×12 pulgadas suspendidos en una cuba de $60 \times 18 \times 18$ pulgadas, empleando una corriente de densidad de 7 amperios por pie cuadrado de superficie, i de 2,7 voltios. El electrólito era una disolución al 8 por 100 de $NaOH$ circulando constantemente en un circuito formado por la cuba de lavado de la mena i por la cuba de electrólisis. Electrodo de hierro, con los cátodos perforados, se halló que eran los preferibles.

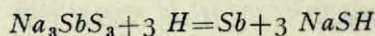
El antimonio, precipitado en una capa firme i dura, se puede obtener en depósitos tan gruesos como se desee, sin que se observe tendencia alguna a desprendimientos. No es necesario engrasar los cátodos. Para despegar el depósito no hai mas que dar unos cuantos golpes con un mazo, i entónces el metal se desprende en trozos grandes, dejando el cátodo limpio en disposición de ser usado de nuevo. Resultaba fácil en los ensayos obtener depósitos de una pulgada de grueso.

El ataque de la estibina por una disolución de $NaOH$ o Na_2S se espesa por estas reacciones:



las cuales se realizan rápidamente, sobre todo si la disolución se hace en caliente.

Cuando el baño se electroliza, la reacción en el cátodo parece ser:



mientras que en el ánodo se forman por oxidación Na_2S_2 i tiosulfato sódico.

Si el electrólito es evaporado hasta volumen reducido i es enfriado, se separa una gran masa de brillantes cristales de sal de Schlippe ($Na_3SbS_4 \cdot 9 H_2O$).

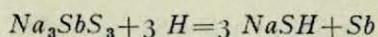
La disolución de $NaOH$ al 8 por 100 absorbe al principio 3 por 100 de Sb , pero al acumularse el tiosulfato hasta llegar a la cantidad que corres-

(1) De la "Revista Minera Metalúrgica i de Ingeniería".—Madrid, Marzo de 1918.

ponde a un átomo de azufre por cada átomo de sodio, el poder disolvente se reduce a 0,70 por 100. Cuando dicha cantidad de azufre se reúne en el baño, el ánodo de hierro comienza a ser atacado, i rápidamente cae en trozos en razón a que el hierro se convierte en FeS . Al llegar a ese punto, la disolución habrá de ser rejenerada, salvo que se encuentre un ánodo insoluble. El ánodo de grafito se deshace; el de cobre se cambia en sulfuro; el de Duridon se ataca rápidamente. El que se conserva casi enteramente es el plomo; la superficie de este ánodo se cubre de una capa de PbO_2 que eleva algo el voltaje, pero que protege al plomo de ulterior ataque. La magnetita puede quizá servir; no ha sido ensayada todavía.

La calidad del depósito de antimonio no se perjudica al destruirse el ánodo de hierro, si se tiene cuidado de envolver éste en un saco que evite que el sulfuro de hierro sea arrastrado al ánodo mecánicamente. Se ha proseguido el ensayo durante cinco o seis días, a partir de ese momento del ataque del ánodo, i resulta que se produce un antimonio muy puro con el mismo rendimiento eléctrico. El azufre es absorbido continuamente en forma de FeS . El electrólito se reduce a 0,40 por 100 Sb . El rendimiento eléctrico se mantiene en 76 por 100. En antimonio contiene aproximadamente 0,02 por 100 de azufre, 0,01 por 100 de arsénico i está exento de hierro i de plomo, habiendo sido hecho el análisis después de fusión.

Las características de este procedimiento son: solubilidad relativamente baja de antimonio en el electrólito, si bien puede acrecerse calentando; acumulación de azufre en la disolución rebajando su poder disolvente i causando la destrucción de los ánodos de hierro cuando se llega a un depósito de una libra de antimonio por cada libra de $NaOH$ empleada. Se puede depositar más antimonio, pero a costa de destruir los ánodos. En un experimento hecho, fueron disueltas 17 libras de $NaOH$ en 210 libras de agua, haciendo circular el líquido por la cuba de ataque o lavado i la cuba de electrólisis con una densidad de corriente de 7 amperios por pie cuadrado de cátodo. Se continuó hasta que los ánodos empezaron a ser atacados. El antimonio depositado pesó 17 libras, indicando que la reacción en el cátodo fué:



introduciéndose, como se ve, un átomo de azufre por cada átomo de sodio. La cantidad de tiosulfato al final de la operación era de 4 por 100. Después que los ánodos empezaron a atacarse, la electrólisis se prosiguió varios días con los ánodos metidos en sacos de algodón, sin que el depósito sufriera dificultades.

Como resultados de estos experimentos se ha montado una instalación en grande, con capacidad de amperios 5,000 i 7,5 voltios, susceptible de producir unas 600 libras de antimonio por día. En ella el rendimiento de

la corriente ha sido, como en los ensayos de laboratorio, de 76 por 100, i el metal ha resultado de la misma calidad.

Al comenzar a ser atacados los ánodos se hace necesario rejenerar la disolución o poner una nueva. Si se aplica disolución nueva, resulta un consumo de una libra de $NaOH$ por libra de antimonio. En este caso parece indicado evaporar hasta sequedad la disolución vieja, por medio de vapores de escape i tostar el residuo en un horno de reverbero, donde se cambia el tiosulfato en sulfato, el cual se mezcla con carbon i se calcina hasta reducir la masa a Na_2S . Este sulfuro puede incorporarse al baño, pues disuelve mui bien la estibina. Los experimentos en pequeña escala han dado buen resultado, pero todavía no se han hecho ensayos en grande escala.

En resumen: está demostrado que la estibina se disuelve fácilmente en $NaOH$ o Na_2S , i que se puede obtener un antimonio mui puro con rendimiento eléctrico de 76 por 100 i voltaje de 2,7, con un costo de fuerza próximamente igual al de la producción electrolítica del zinc. La disolución debe ser rejenerada o renovada cuando una libra de antimonio ha sido precipitada por libra de $NaOH$ consumida.



Situación de los mercados de minerales, metales i combustibles

Marzo, 24 de 1918.

No habiendo recibido en estos días por causas bien sabidas, publicaciones ni noticias de mercados, tenemos que limitar por hoy nuestra revista a los siguientes informes:

MINERALES DE HIERRO EN BILBAO.—De *Informacion*, de Bilbao:

En nada ha variado la situación del mercado de minerales desde nuestra última reseña a la actual.

Los mineros sostienen firmes sus precios, pero los compradores no pueden aceptarlos, porque, en jeneral, los encuentra fuera de mercado.

A los precios tipos fijados por el Gobierno inglés no es posible cerrar operaciones.

Por otra parte, el aumento, o mejor dicho, la transformación que va verificándose al sistema básico de un gran número de Hornos Altos en Inglaterra, los cuales solo trabajaban hasta ahora con hematites, hace que el mercado inglés pueda en mejor forma defenderse de los precios que los mineros piden por el mineral de Bilbao.

La escasez de tonelaje continúa en la misma intensidad, i no es posible en estas circunstancias, concertar contratos en plazos fijos por no haber seguridad alguna en cumplimentarlos.

De ventas realizadas conocemos la de 5,000 toneladas rubio de primera a 22 pesetas; la de 3,500 rubio tambien de primera, pero con una tercera parte de mineral lavado a 19,50 pesetas i la de 5,000 de rubio fosforoso a 19/6.

De carbonato conocemos una venta de 10,000 toneladas a 20 pesetas i otra de 2,500 a 21 pesetas.

El mineral embarcado durante el mes de Febrero del último quinquenio por el puerto de Bilbao i el de Castro Urdiales, es como sigue:

AÑOS	1914	1915	1916	1917	1918
Bilbao.....	204,538	150,910	202,440	105,041	167,565
Castro Urdiales.....	27,386	15,623	10,129	17,152	36,270

METALES EN BILBAO.—La casa *Bonifacio López*, de Bilbao, cotiza los precios siguientes para aceptacion inmediata (7 de Marzo):

Plomo dulce superior en lingotes marca «La Estrella».....	103 pesetas los 100 kilogramos
Cobre dulce en barras cuadradas para soldadores.....	580 — — —
Cobre «Best Selected», puro en lingotes.....	430 — — —
Antimonio puro en panes.....	450 — — —
Sulfato de cobre ingles de primeras marcas 98 a 99%.....	120 — — —

ÚLTIMOS PRECIOS DE LÓNDRES

Telegramas de la Casa *Bonifacio López*, Bilbao:

(Telegrama del 15 de Marzo)

<i>Cobre</i> .—Cobre standard, al contado.....	£ 110. 0.0
— Best selected.....	121. 0.0
— Electrolítico.....	123. 0.0
<i>Estaño</i> .—Del Estrecho.....	322. 0.0
— Ingles, lingotes.....	330. 0.0
— — barritas.....	331. 0.0

Plomo español sin plata.....	29. 0.0
Plata, por onza, peniques.....	42 $\frac{3}{4}$
Mercurio.—Por frasco.....	24. 0.0
Antimonio.—Régulo en panes.....	III. 0.0
Aluminio en lingotillos dentados.....	225. 0.0
Sulfato de cobre.—Ingles.....	62.10.0



Procedimientos actuales de fabricacion de aluminio (1)

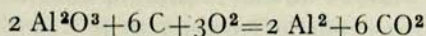
Al describir el procedimiento corriente de fabricacion del aluminio, no hemos de detenernos en la enumeracion de los muchos ensayos llevados a cabo por los técnicos i los industriales que en estos últimos cincuenta años se han ocupado del asunto, pero seria injusto no recordar los nombres i los trabajos de Sainte-Claire Deville (1856-1857), i Cowles (1886-1892) i, finalmente, los de Minet (1888-1889), llamado con justicia *padre del aluminio*, si bien su procedimiento, aunque mui estudiado, no dió los resultados esperados, ni pudo funcionar industrialmente. El procedimiento actualmente utilizado en la mayor parte de las fábricas de produccion es el de Héroult, que data de 1876 i que, mui poco modificado, es casi universalmente aplicado hoy dia.

PRINCIPIO DEL PROCEDIMIENTO.—El procedimiento consiste en la electrólisis de la alúmina Al_2O_3 disuelta en un baño de criolita en fusion. Esta electrólisis se efectúa en un horno eléctrico revestido interiormente de carbon que comunica con el polo negativo de un manantial de enerjía eléctrica exterior; electrodos de carbon, movibles verticalmente, entran en la mezcla líquida i comunican con el polo positivo del manantial de enerjía eléctrica. El calor necesario para fundir i mantener en fusion las sustancias introducidas en el horno es suministrado por la corriente misma sin caldeo exterior. Por ser mui importante la cantidad de enerjía necesaria para esta doble operacion, solamente por el empleo de saltos de agua se puede llegar a un rendimiento económico aceptable. Por esto la mayor parte de las fábricas de aluminio están instaladas en paises montañosos donde la fuerza motriz puede obtenerse a precios reducidos.

La formacion del aluminio tiene su orijen, segun la mayoría de los técnicos, en la alúmina; se forma a espensas de ésta por escision de la mo-

(1) De la Revue Générale de l'Electricité.

lécua. El aluminio puesto en libertad en el electrodo negativo, se deposita en el fondo de la cuba, mientras que el oxígeno, libertado en el electrodo positivo, quema el carbono de este último i forma óxido de carbono; este gas se consume en seguida al contacto del aire, de modo que su trasformacion en ácido carbónico es completa. Se llega, pues, a la reaccion siguiente:



Sin embargo, en la práctica, la reaccion es mas compleja i está en relacion con la proporcion de las materias introducidas en el horno. Así por ejemplo, cuando la proporcion del baño en alúmina descende por bajo de un cierto límite, la criolita (fluoruro doble de aluminio i sodio, $\text{Fl}^6\text{Al}^2 + 6 \text{FlNa}$) se electroliza a su vez parcialmente: en el ánodo se desprenden gases fluorados i en el cátodo puede depositarse sodio cuya presencia perjudica mucho, como se sabe, a las propiedades del aluminio.

Para suprimir toda accion secundaria, se debe, pues, velar por la constancia de la composicion del baño. Se compensan las pérdidas agregando con pequeños intervalos de tiempo, alúmina, i si es necesario criolita. Además la práctica ha demostrado que el empleo de ciertos fundentes (fluoruros de calcio i de aluminio i cloruro de sodio) es esencial. Estos fundentes, cuya naturaleza i proporcion varía segun las fábricas, son los que diferencian principalmente los procedimientos de obtencion del aluminio de las diferentes sociedades que se ocupan de esta industria.

La operacion comprende dos fases principales: *el tratamiento del mineral*, para la obtencion de la alúmina, que es necesario obtener en el mayor estado de pureza posible, i *la preparacion del aluminio*. El mineral empleado universalmente es la bauxita, que se trata en jeneral en fábricas especiales, situadas unas veces en las proximidades de los yacimientos i otras a varios centenares de kilómetros de las fábricas metalúrgicas donde se efectúa la estraccion del metal. Esta distancia es impuesta, como ya hemos visto, por la ausencia de fuerzas naturales en las cercanías de las minas de bauxita actualmente conocidas i explotadas.

I. PRIMERAS MATERIAS

Las primeras materias esenciales a la produccion del aluminio en el horno eléctrico, son: la *bauxita*, de donde se extrae la *alúmina*, la *criolita* i los diversos *fundentes* empleados en la operacion i, por último, los *electrodos de carbon*, cuyo desgaste es relativamente elevado.

1.º *Bauxita i alúmina*.—La *bauxita* es un hidrato de alúmina impuro que corresponde a la fórmula $(\text{Al.Fe})^2 \text{H}^4 \text{O}^3$ i que se encuentra principal-

mente en Francia, en los departamentos del Var, de las Bocas del Ródano, del Hérault, del Ariège i del Gard. Existen tambien yacimientos mas o ménos importantes en Georjía i Arkansas.

Contiene próximamente 60 por 100 de alúmina, llegando algunas veces hasta el 80 por 100, de 2 a 10 por 100 de sílice, de 10 a 25 por 100 de sesquióxido de hierro, 10 a 15 por 100 de agua i de 1 a 2 por 100 de ácido titánico.

Las bauxitas se subdividen en bauxitas blancas, en las que la impureza predominante es la sílice, i en bauxitas rojas, que contienen gran cantidad de sesquióxido de hierro. Las primeras son difíciles de purificar i por ello se utilizan jeneralmente las bauxitas rojas a pesar de su elevada proporcion de $\text{Fe}^2 \text{O}^3$. En esta fabricacion se suele admitir hasta 16 i 17 por 100 de sesquióxido de hierro i aun algunas fábricas tratan bauxitas con 25 por 100 de este compuesto. La proporcion en alúmina no debe ser inferior al 57 por 100 i la de sílice no debe esceder del 3 por 100. Para llegar a las proporciones convenientes, se mezclan minerales ricos con minerales impuros. Las diferencias en mas o en ménos dan lugar a premios o descuentos, que varían entre 0,20 i 0,40 francos próximamente por unidad.

A continuacion damos el análisis de una muestra de bauxita de Georjía (Estados Unidos):

Sílice.....	9,36 por 100.
Alúmina.....	57,58 —
Sesquióxido de hierro.....	0,96 —
Acido titánico.....	2,76 —
Agua.....	29,47 —

La purificacion de la bauxita para obtener la alúmina pura es una operacion importante i delicada, por poseer la alúmina propiedades químicas bastante particulares: es un óxido indiferente, que se une lo mismo a los ácidos para formar bases de aluminio que a las bases para formar aluminatos; es insoluble en el agua, ya sea hidratada, ya sea anhidra; se funde a la temperatura del horno eléctrico i se trasforma entónces en una masa mui dura, especie de corindon artificial, casi inatacable por las bases i ácidos usuales.

Existen diferentes procedimientos para el tratamiento de la bauxita, por via seca o por via húmeda. En el *procedimiento Deville*, el mineral es atacado al rojo por carbonato de sodio en un horno de reverbero, fijo o jiratorio. En esta operacion se desprende anhídrido carbónico i la sosa se combina al aluminio para formar aluminato de sodio. Al salir del horno la materia enfriada es tratada por una solucion hirviente de sosa que disuelve el aluminato de sodio. Por filtracion i lavado se obtiene un precipitado constituido por las impurezas (sílice, ácido titánico, sesquióxido de hierro). La solucion clarificada es finalmente sometida a la accion de una corriente

de gas carbónico que precipita la alúmina mui densa. Como una pequeña cantidad de sílice se combina a la sosa i forma silicato de sodio que pasa en disolucion con el aluminato de sodio, se elimina la sílice calentando durante un tiempo suficiente la disolucion en un autoclavo a 5 o 6 atmósferas: la sílice se deposita poco a poco al estado de sílico-aluminato de sodio. La disolucion, filtrada una última vez, da fácilmente alúmina pura por precipitacion.

El procedimiento Deville, a pesar de los perfeccionamientos en él realizados, apenas se utiliza en la actualidad i las instalaciones recientes de extraccion de alúmina por su aplicacion no han conducido a los resultados esperados.

En el *procedimiento Peniakoff*, explotado actualmente en varias fábricas, se prepara aluminato de sodio partiendo de la bauxita i del cloruro de sodio. Se reduce con carbon o con sulfuro de hierro una mezcla de bauxita i de sulfato de sodio; la reaccion se efectúa a 1,200° en un horno jiratorio. En los dos casos se desprende anhídrido sulfuroso que, mezclado al salir del horno con aire i vapor de agua i dirigido despues sobre cloruro de sodio, trasforma a éste en sulfato de sodio con formacion de ácido clorhídrico. Este último se recoje para su venta, mientras que el sulfato sirve para purificar nuevas cantidades de bauxita.

El producto estraído del horno es levigado para estraer de él el aluminato de sodio i la solucion filtrada es tratada como en el procedimiento Deville.

En el *procedimiento Bayer*, que es el empleado mas jeneralmente para la obtencion de la alúmina pura, se recurre a la via húmeda. La bauxita, calcinada a 700° despues de triturada, es sometida a la accion de una disolucion de sosa (densidad: 1,40 a 1,45) en un autoclavo calentado con vapor i provisto de un agitador. Al salir del aparato, la disolucion es diluida a 1,25 de densidad, clasificada i filtrada en el filtro prensa: la alúmina puede ser estraída por precipitacion. La descomposicion del aluminato de sodio se efectúa bajo la accion de un exceso de agua, en presencia de alúmina libre. Bajo una influencia de la masa, la alúmina libre facilita la hidrólisis del aluminato, lo que diferencia netamente este método de los precedentes.

El *procedimiento Vergé* es una variacion del de Bayer. La bauxita, simplemente quebrantada, es mezclada a la disolucion de sosa cáustica en un autoclavo. Se evitan la trituracion i la calcinacion por el empleo de un chorro de vapor a 5 atmósferas que penetra en el autoclavo i produce a la vez el caldeo necesario para el ataque químico i para la desagregacion mecánica de los granos de bauxita. La solubilizacion de la sílice es todavía mas débil que en los métodos precedentes. Sin embargo, el ataque por una lejía alcalina a alta presion no está exento de inconvenientes.

Cualquiera que sea el procedimiento empleado, la alúmina, para ser completamente anhidra, debe ser calcinada. La calcinacion se efectúa

a 900° en hornos de construcción diferente; acarrea siempre un gasto importante de combustible i pérdidas bastante grandes de alúmina. Finalmente, el rendimiento medio es de una tonelada por dos de bauxita. Se pierde durante las diversas operaciones de 4 a 6 por 100 de la alúmina contenida en el mineral. Por esto no es de extrañar que se haya tratado de simplificar el método de obtención de la alúmina pura que es ya de por sí operación larga i que necesita muchos cuidados i gastos elevados de mano de obra. El empleo de las arcillas parece ser que suministrará, en un porvenir mas o ménos próximo, la solución económica de la cuestión. Mas adelante trataremos de ello. Adelantemos, sin embargo, que en las arcillas la proporción de alúmina es de 40 a 45 por 100 próximamente; las impurezas (sílice i óxido de hierro) abundan bastante mas que en la bauxita a causa del predominio de la alúmina en esta última. El tratamiento de las arcillas para la producción simultánea de una aleación i de alúmina parece interesante, así como el procedimiento Cowles-Kayser, que permite llegar a un silicato de donde se extrae la alúmina por reacción con ayuda de la cal viva.

Daremos por último, cuenta del *procedimiento de los nitruros*. Sometiéndola la bauxita a la acción del horno eléctrico (1,800° a 1,900°) en presencia de nitrógeno, se obtiene nitruro de aluminio. Este, descompuesto en autoclavo en presencia de lejía de sosa, da por una parte amoníaco (que puede servir fácilmente para la producción del sulfato utilizado en agricultura) i por otra parte, aluminato de sodio, del que es fácil extraer como precedentemente la alúmina pura. Hai en la industrialización del nitruro de aluminio un punto que tendrá ciertamente una repercusión importante sobre la fabricación del aluminio. Varias fábricas se instalarán o funcionarán en breve aplicando este método.

2.º CRIOLITA I FUNDENTES.—La criolita desempeña, en la fabricación del aluminio, el papel de disolvente de la alúmina. Es, como ya hemos dicho, un fluoruro doble de aluminio i sodio, de fórmula $\text{Fl}^6 \text{Al}^2 + 6 \text{Fl Na}$; el único yacimiento importante se encuentra en Ivigtut (Groenlandia). El análisis de una criolita de este origen es:

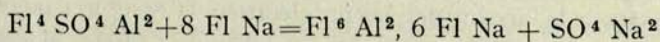
Fluor.....	51,58	por 100.
Alúmina.....	12,81	—
Sodio.....	28,62	—
Sílice.....	0,20	—

Contiene en jeneral 80 por 100 de criolita pura i un 20 por 100 de materias extrañas mezcladas (siderosa, cuarzo, piritas, calcina, fluorina). Como para la preparación del aluminio debe ser lo mas pura posible, se la somete antes de su utilización a un tratamiento minucioso que consiste en estriados, trituraciones, cribados i reparaciones electromagnéticas. Por último, se la

pulveriza finamente con lo que queda en condiciones de poder ser empleada en la fabricacion del aluminio.

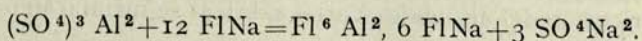
Sin embargo, el precio elevado de la criolita natural ha inducido a hacer investigaciones con objeto de producirla por via química, i en efecto, se llega hoy día corrientemente a preparar *criolita sintética*: no contiene sílice, pero encierra a menudo otras materias estrañas i en particular sulfato de calcio. La mayor parte de la criolita utilizada en las fábricas de aluminio se obtiene así i suele contener de 90 a 92 por 100 de fluoruro doble. Los diferentes procedimientos que permiten prepararla parten todos de la fluorina (fluoruro de calcio), mineral que abunda bastante.

En el *procedimiento Grabau*, esta fluorina es calentada con una disolucion de sulfato de aluminio. Se obtienen sulfato de calcio i una disolucion de fluosulfato de aluminio. Por otra parte, se prepara un fluoruro de sodio descomponiendo la fluorina con ácido sulfúrico: el ácido fluorhídrico obtenido, neutralizado con carbonato de sodio, da fluoruro de sodio. Los dos productos obtenidos separadamente, fluosulfato de aluminio i fluoruro de sodio, obran el uno sobre el otro, dando la reaccion.



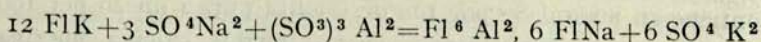
Lavando el producto así preparado, el sulfato de sodio soluble es eliminado i queda la criolita insoluble.

En el *procedimiento Netto* se funde el fluoruro de sodio con sulfato de aluminio deshidratado. Se tiene la reaccion siguiente:



La criolita es separada como precedentemente, por lavado del sulfato de sodio soluble.

El *procedimiento Lösekann* prepara primeramente fluoruro de potasio calentando la fluorina con sulfato de potasio i carbon. La solucion obtenida se mezcla con sulfato de sodio i por doble descomposicion se obtiene fluoruro de sodio i sulfato de potasio. Este entra en la primera fase de la fabricacion mientras que el fluoruro de sodio, tratado por el sulfato de aluminio como en el procedimiento Netto, suministra la criolita. Segun Lösekann, la formacion de esta última podria tambien realizarse directamente partiendo del fluoruro de potasio, segun la fórmula:



El *procedimiento Hulin*, utilizado en Francia por la *Société d'Electrochimie*, consiste en neutralizar la alúmina hidratada pura con ayuda del ácido fluorhídrico obtenido de la fluorina. Se obtiene así con ácido fluoaluminico

de fórmula $\text{Fl}^6\text{Al}^2, 6\text{FlH}$. Este último, saturado por bióxido de sodio, da inmediatamente, por una parte criolita insoluble i por otra parte agua oxigenada. Esta, mui pura, constituye un subproducto importante de la fabricacion i disminuye el precio de costo de la criolita así obtenida.

La criolita natural o artificial funde a los $1,000^\circ$ próximamente. La adición de cantidades crecientes de alúmina rebaja al principio el punto de fusion del baño i le eleva despues, como muestran las cifras siguientes:

Criolita	Alúmina	Punto de fusion
—	—	—
100 por 100	0 por 100	$1,000^\circ \text{C}$
97 —	3 —	974
96 —	4 —	960
95 —	5 —	915 (mínimo)
94 —	6 —	960
93 —	7 —	982
92 —	8 —	992
90 —	10 —	980
85 —	15 —	994
80 —	20 —	1,015

Resulta de estas cifras que, cuando la proporción en alúmina varía entre 0 i 5 por 100, el punto de fusion baja gradualmente de $1,000$ a 915° . Aumentando la proporción de alúmina hasta 20 por 100, el punto de fusion sube de 915 a $1,015^\circ$. Parece ser que hai un segundo mínimo cuando la proporción en alúmina es del 10 por 100, pero no es mui neto i hai algunas dudas respecto a su existencia. Por cima de 20 por 100 de alúmina, el baño es francamente pastoso a las temperaturas de trabajo. En la práctica debe, pues, sostenerse la temperatura entre 900 i 950° .

Agregando a la mezcla de criolita i alúmina fluoruro de calcio o fluoruro de aluminio, se puede rebajar aun mas el punto de fusion del baño i obtener así mezclas notablemente mas fusibles que la criolita. De aquí el empleo de *fundentes* que permiten, por una eleccion juiciosa, operar la electrólisis a una temperatura relativamente baja conservando el baño su homojeneidad física i una fluidez suficiente. Se fabrican mezclas mucho mas fusibles que la criolita, agregando a esta última fluoruro de aluminio o fluoruro de calcio, o bien una cierta cantidad de estas sales mezcladas. Segun Hall, el punto de fusion del baño se reduce de este modo a 800° i esta mezcla permite disolver la alúmina en proporción mayor que la criolita sola. Los cloruros alcalinos reducirían el punto de fusion a 700° , pero presentan el inconveniente de dar baños de composición inestable a causa de la volatilización rápida de estas sales. De todos modos, en las fábricas que aplican el proce-

dimiento Hall, que es sensiblemente el mismo de Hérault, se utiliza la mezcla siguiente:

Criolita.....	36	por 100
Fluoruro de calcio.....	20	—
Fluoruro de aluminio.....	44	—

En Francia, parece ser que se ha renunciado, al ménos en estos diez últimos años, a una proporción tan elevada de fluoruro de aluminio.

El fluoruro de calcio se emplea siempre al estado de compuesto natural, es decir, de fluorina. El fluoruro de aluminio se obtiene de diferentes modos, principalmente calentando hasta sequedad una mezcla de sulfato de aluminio i criolita (procedimiento Grabau). Pero el método mas corrientemente empleado consiste en tratar, a la temperatura ordinaria, la bauxita o la alúmina hidratada por el ácido fluorhídrico en disolución. Segun M. Flusin no es fácil, sin embargo, preparar esta sustancia perfectamente pura, pues el producto industrial contiene siempre de 1,5 a 3 por 100 de sílice i aun bastante frecuentemente de 0,5 a 0,9 por 100 de azufre.

3.º *Electrodos.*—Desempeñan un papel mui importante en la fabricación del aluminio, pues de su pureza, mas que de la pureza de la alúmina i de la criolita, depende la calidad del metal obtenido. Por ello se debe utilizar para su preparación carbon mui puro que contenga mui pocas cenizas i esté exento en lo posible de hierro i de silicio. La primera materia para su preparación puede ser el coke de petróleo o de alquitran o tambien la antracita. El coke de petróleo es el mas jeneralmente empleado; no suele contener mas que de 0,5 a 2 por 100 de cenizas, pero en cambio algunas veces contiene hasta un 1,25 por 100 de azufre; contiene 12 a 15 por 100 de materias volátiles, que se separan del coke ántes de ser empleado por medio de una segunda cocción en retortas verticales de tierra refractaria. El coke de retortas de gas es poco empleado por ser ordinariamente mui rico en sílice, a causa de los fragmentos de pasta refractaria que suele llevar adheridos.

Para la fabricación de los electrodos, se empieza por quebrantar i triturar el coke i despues se le mezcla con alquitran caliente. La pasta obtenida se comprime i despues se estira en prismas con ayuda de una potente prensa horizontal. Estos prismas, divididos en secciones de longitud conveniente, son cocidos al rojo vivo. Se obtienen así electrodos bastante densos, homogéneos i suficientemente conductores de la electricidad. A continuación damos el análisis medio de un lote de electrodos obtenidos de este modo:

Carbono fijo.....		97,20	por 100
Cenizas.....	{	Sílice.....	0,55 —
		Sesquíóxido de hierro.....	0,44 —
		Varios.....	0,41 —
Humedad.....		0,35	—
Materias volátiles.....	{	Hidrójeno.....	0,23 —
		Otros gases.....	0,42 —
Azufre.....		0,40	—

La forma i dimensiones de los electrodos varían segun las fábricas. En unas se conserva la seccion cuadrada de 0,25 metros de lado i en otras se prefiere la seccion rectangular, jeneralmente de 0,10 metros por 0,08 metros a fin de disminuir su peso. Para combatir el desgaste debido a la combustion (próximamente 0,7 kilogramos a un kilogramo de ánodos quemados por kilogramo de aluminio) algunas fábricas dan a los electrodos la forma de un cubo o de un tronco de pirámide cuya base menor queda sumerjida en el baño; de este modo, el electrodo queda casi completamente sumerjido i se evita el desgaste de la parte que emerje del baño; la seccion en este caso es de 25 a 30 centímetros de lado i la longitud de 30 a 50 centímetros; estas dimensiones corresponden a un peso de 35 a 70 kilogramos por electrodo.

Es mui importante, para evitar pérdidas, establecer una conexion perfecta entre los electrodos i los conductores que les unen a la canalizacion eléctrica. Por otra parte, es necesario que las piezas metálicas que constituyen esta conexion no tengan que sufrir de la proximidad del baño. La conexion axial es la que parece convenir mejor. Con este fin, se abre sobre el eje de los electrodos i en uno de sus extremos un agujero en el que se introduce la parte terminal del cable. Para asegurar la solidez de la junta algunas fábricas efectúan ésta a rosca; en otras, despues de fileteada la parte superior del agujero abierto en la pasta, se introduce en éste un vástago o una lámina de cobre que se fija rellenando de bronce fundido el intervalo que queda. Esta operacion se hace ántes o despues de la coccion del electrodo segun los casos. La junta es jeneralmente mui sólida, lo que permite utilizar el carbon casi hasta su extremo superior, es decir, hasta su desgaste completo. Esta consideracion es importante, pues el precio medio de los electrodos varía entre 350 i 380 francos la tonelada.

Cuando no hai posibilidad de utilizar los electrodos enteramente, los residuos se aprovechan en su fabricacion. Se han ensayado, sin embargo, últimamente, diversos procedimientos que permitan reconstruir los electrodos nuevos con ayuda de fragmentos, de dimensiones convenientes. El método que parece mas digno de interes es el que procede por serrado i fileteado de los pedazos i reunion de éstos por otros fragmentos de carbon grafitico preparados de antemano para este fileteado.

II. FABRICACION

Hornos.—Existen varios modelos de hornos, cubas o marmitas, destinados a la fabricacion del aluminio. Algunos (fig. 1.^a) están desprovistos de fondo metálico i descansan sobre un macizo de mampostería refractaria. El horno afecta una forma rectangular i el agujero de colada está situado jeneralmente en uno de los lados de mayor longitud. El revestimiento interior *e* está constituido a veces únicamente por carbon apisonado; pero a menudo se reduce el gasto de éste aplicando contra las paredes *p* de palastro un primer revestimiento de ladrillos refractarios. El fondo del crisol

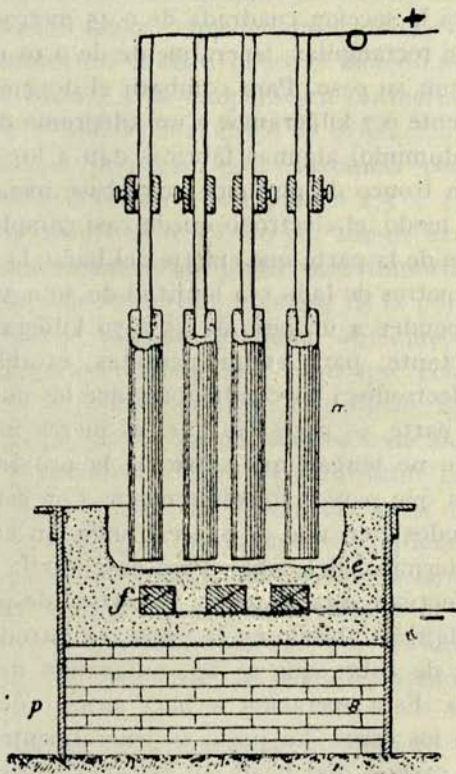


Fig. 1.^a.—Horno de aluminio sin fondo metálico

está formado casi siempre de una capa espesa de carbon apisonado. En el revestimiento o en la capa de fondo van colocados varios hierros planos *f* de seccion suficiente, que se unen al eléctrodo negativo del manantial de energía eléctrica. El carbon apisonado es semiconductor de la electricidad, pero la presencia de los hierros *f* aumenta mucho la conductibilidad. Los ánodos *m* están formados por prismas de carbon aglomerado, como se ha dicho anteriormente; pueden subir o bajar simultánea o individualmente,

bien a mano, bien con ayuda de engranajes que funcionan mecánicamente. A causa de su peso deben ser sostenidos por una suspensión fuerte.

El inconveniente de esta disposición es arrastrar un gran desprendimiento de vapores de alquitran en el momento de la puesta en marcha de cada cuba nueva; estos vapores son debidos al hecho de que el carbon apisonado debe sufrir la coccion en el horno a causa de su volúmen. Ademas, este carbon apisonado nunca adquiere una conductibilidad suficiente, comparable, por ejemplo, a la de los electrodos de carbono estirados bajo presion i cocidos a alta temperatura.

Por ello en muchas fábricas se recurre a la disposición representada en la figura 2.^a El horno lleva el fondo perforado, i a través de la abertura que en él queda se hace pasar un haz compuesto de 8 o 10 electrodos prismáticos *a* éstos, que tienen unos 30 centímetros de lado, van fuertemente

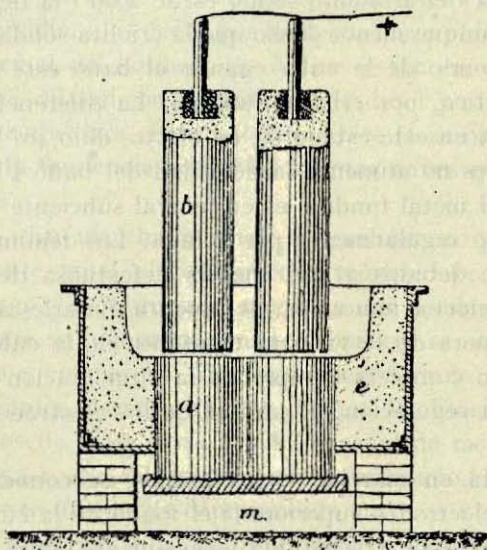


Fig. 2.^a—Horno de aluminio de electrodo-solera

apretados entre sí i descansan sobre una placa gruesa de hierro *m* unida al polo negativo del manantial de corriente. El extremo superior del haz queda aproximadamente al nivel de la base del crisol i todo alrededor se rellena fuerte i regularmente con carbon apisonado *e*. Se asegura así la impermeabilidad de las juntas i al mismo tiempo se disminuye la resistencia del circuito. A cada electrodo del fondo *a* corresponde jeneralmente un ánodo *b* de seccion un poco menor. De este modo se disminuye mucho el desprendimiento de vapores de alquitran.

El fondo del crisol presenta una pendiente regular aunque suave hácia el agujero de colada. Este, durante la operacion, está taponado con carbon apisonado. La colada se efectúa así fácilmente.

Los electrodos móviles o ánodos son mas o ménos numerosos segun su seccion. Cuando ésta es pequeña (8 a 10 centímetros de lado) se les dispone en cuatro grupos de 8 o 9 electrodos cada uno, lo que hace en total 32 o 36 electrodos para una superficie total de 0,256 m² o 0,288 m². Con carbones de 25 centímetros de lado, se hacen jeneralmente dos grupos de cinco electrodos, que corresponden a una superficie de 0,625 m².

MARCA DE LA OPERACION.—La principal condicion que debe tener el baño electrolítico es ser ménos denso que el metal (para permitir a éste que se vaya reuniendo en el fondo de la cuba a medida que se va produciendo). Ademas, debe estar constantemente protegido contra la oxidacion por una capa suficientemente espesa de sales fundidas.

La densidad desempeña, en efecto, un importante papel en esta operacion. La criolita sólida tiene una densidad de 2,92; al estado líquido ésta solo es de 2,08. La del aluminio sólido es de 2,66 i la del fundido de 2,54. Así, el aluminio, aunque ménos denso que la criolita sólida, irá, sin embargo, a reunirse en el fondo de la cuba cuando el baño esté constituido, como sucede en la práctica, por criolita fundida. La diferencia de densidad de las dos substancias en este estado es, en efecto, de 0,46. La adicion de alúmina i de fundentes no aumenta la densidad del baño i la diferencia entre esta última i la del metal fundido es en jeneral suficiente para que se pueda extraer este último regularmente por colada. Los fenómenos de inversion de las densidades, debidos a una mezcla defectuosa de los componentes del baño, son, en efecto, mui raros. Se procura evitarles a toda costa, pues exigen la puesta fuera de servicio momentánea de la cuba.

Una operacion completa comprende la alimentacion del horno en primeras materias; la regulacion, el cambio de los electrodos, si es necesario, i la colada.

Para la puesta en marcha de los hornos, se comienza por poner en corto-circuito los electrodos superiores i el fondo de la cuba por intermedio de una resistencia; está constituida jeneralmente por pequeños bloques de carbon. Despues i poco a poco se introduce en la cuba criolita pura o adicionada de fundentes. Cuando estas materias han pasado al estado líquido, se deja alcanzar a la corriente progresivamente su intensidad normal i se agregan criolita i fundentes. Despues de haber subido lentamente los ánodos i cuando el volúmen del baño es suficiente, se carga alúmina i se ajita con frecuencia para favorecer su disolucion.

El baño como ya hemos dicho debe estar protegido continuamente contra la accion oxidante i refrescante del aire, i para ello se le recubre de una capa de alúmina en polvo que funde al contacto con los ánodos. Como el baño se empobrece cada vez mas en alúmina, a medida que la electrólisis se efectúa i que el metal se deposita, se compensan las pérdidas de alúmina. Una disposicion mui ingeniosa permite realizar las adiciones de óxido en el momento oportuno; consiste en una lámpara o una serie de lámparas

de incandescencia instaladas en derivacion en los terminales de los hornos; la resistencia de los filamentos está calculada de modo que la lámpara se encienda desde el momento en que la proporcion de alúmina sea insuficiente. La adición de la mezcla de criolita i fundentes se hace con intervalos de varios días.

En cuanto a la mala regulacion de un horno se ve fácilmente: si la marcha es demasiado caliente, la llama que rodea los ánodos se desarrolla i se colorea de amarillo, i para poner remedio se bajan los ánodos.

El aluminio se acumula progresivamente en el fondo de la cuba. Las coladas se efectúan cada dos o tres días, segun las dimensiones de los hornos. No se efectúan directamente, sino en una cuchara que retiene al estado sólido los fluoruros arrastrados.

INSTALACION.—Los hornos se instalan en naves de grandes dimensiones i jeneralmente en filas paralelas. Pero se adopta tambien en algunas fábricas la disposicion en cremallera, es decir, por líneas un poco oblicuas con relacion a la seccion transversal del edificio; los hornos están en contacto por uno de sus ángulos. Esta disposicion, económica desde el punto de vista de la instalacion, es incómoda para el trabajo i favorece la acumulacion del calor en la sala; por esto la tendencia actual es adoptar naves que solo contenga una línea de hornos.

RENDIMIENTO.—En marcha normal, el rendimiento práctico o económico es sensiblemente igual al rendimiento teórico i oscila entre 90 i 95 por 100. Sin embargo, la produccion media anual no alcanza esta proporcion, como fácilmente se comprende: el rendimiento es, en efecto, funcion del número de hornos en marcha simultáneamente, de la potencia de cada horno, de los accidentes de marcha, etc. Segun M. Flusin, la produccion media de aluminio oscila entre 210 i 275 kilogramos de metal por kilovatio-año, o sea entre 154 i 202 kilogramos por caballo-año. Este rendimiento corresponde a un gasto de energía comprendida entre 41 i 31 kilovatios-hora por kilogramo de aluminio, i a un rendimiento industrial comprendido entre 58 i 76 por 100.

En cuanto al consumo de primeras materias, es fácil de calcular por kilogramo de metal obtenido. Hai que contar con un gasto de dos kilogramos por lo ménos de alúmina i con un consumo de 700 gramos a un kilogramo por desgaste de los ánodos. El consumo de criolita i de fundentes es mui reducido: 120 a 200 gramos para la criolita i 200 gramos próximamente para los fluoruros de calcio i de aluminio. Las pérdidas de estos productos provienen de las electrólisis secundarias, de la volatilizacion, de los tratamientos mecánicos (trituracion, etc.) La buena conduccion de la marcha de la operacion las reduce en una proporcion importante.

REDUCCION DIRECTA DE LA ALÚMINA POR EL CARBON.—La realizacion práctica de la reduccion electrotérmica de la alúmina ha sido considerada siempre como mui difícil. En efecto, si se intenta reducir la alúmina sola,

hai riesgo de volatilizar una parte del aluminio i de trasformarle en alúmina al contacto de las partes ménos calientes del aparato, i el aluminio no volatilizado puede transformarse en carburo. Esto explica el por qué los ensayos realizados en este sentido no han podido entrar en el dominio industrial.

En cambio, la reduccion de la alúmina por el carbono en presencia del hierro i del cobre a la temperatura del horno eléctrico se efectúa fácil i convenientemente: estos metales, bastante fijos para no volatilizarse a la temperatura necesaria para la reduccion, no solo absorben los vapores de aluminio, sino que impiden que este metal pase al estado de carburo. Se obtiene, pues, no aluminio puro, sino una aleacion de aluminio: ferro o cupro-aluminio. En este principio está basado el procedimiento Cowles.

Se ha tratado tambien de sustituir el carbono por una mezcla de cal i carbon (procedimiento Tucker i Moody), pero la reaccion orijina siempre la produccion de carburo de calcio si la operacion no es perfectamente vijilada. Segun los inventores, se forma primero carburo de calcio por reaccion entre la cal i el carbon a la temperatura del arco eléctrico. Este carburo, gracias a su carácter de combinacion exotérmica, produce una cantidad de calor que facilita la reduccion de la alúmina. La duracion de la operacion tiene una gran importancia sobre los resultados obtenidos; debe ser relativamente corta para evitar la produccion de carburo de aluminio. El mejor resultado parece obtenerse mezclando 150 partes de alúmina, 200 de carburo de calcio i 60 de coke.

Los procedimientos que utilizan el sulfuro de aluminio (Gooch, Peniakoff, Gin), así como los basados en las electrólisis de las sales haloideas del aluminio, no han dado resultados aplicables a la industria.

EMPLEO DE LOS SILICATOS DE ALÚMINA (ARCILLAS).—La utilizacion de las arcillas para la fabricacion del aluminio presenta una gran importancia industrial i económica, pues, resuelta prácticamente, permitirá vulgarizar aun mas los empleos de este metal haciendo que bajen considerablemente los precios actuales. Se han propuesto i ensayado varias soluciones:

En el *procedimiento Cowles Kayser* se parte de la arcilla ordinaria $Al_2O_3 \cdot 2 SiO_2$ que se amasa con carbon i sal marina. La mezcla es calentada a unos $1,000^{\circ}$ i sometida a la accion del vapor de agua; éste, descompuesto por el carbon a elevada temperatura, da: hidrójeno que se une al cloro de la sal marina para formar ácido clorhídrico; oxígeno que se une al sodio para formar sosa; óxido de carbono que puede ser empleado como ajente de caldeo o de fuerza motriz, i, por último, un silicato de aluminio complejo que corresponde aproximadamente a la fórmula $(SiO_2)_2 Al_2O_3 (NaO)_2$.

Este silicato es el que se utiliza para la estraccion de la alúmina. Para esto se le trata con cal viva, se obtiene silicato bicálcico, sosa i alúmina que puede servir directamente para la preparacion del aluminio metálico.

En cuanto al silicato bicálcico, calentado en un horno de cemento

con una proporción conveniente de cal, suministra un excelente cemento hidráulico, exento de hierro, ya que éste ha sido completamente eliminado por las operaciones anteriores.

El *procedimiento Moldentrauer*, que permite reducir el precio del aluminio a 0.50 francos por kilogramo, se basa en el hecho comprobado de que tratando de descomponer el carburo doble de aluminio i silicio por el óxido de hierro, se observa la volatilización de una parte de la alúmina. Para obtener esta última, se puede, pues, operar destilando en el horno eléctrico una mezcla de silicato de aluminio, de óxido de hierro i de carbon.

Con este objeto se hace una mezcla de arcilla, de hematites i de coque, que se somete despues de triturada a la acción de una corriente de intensidad elevada. Se obtiene una mezcla de ferrosilicio, un residuo licuado i productos de condensación que se estraen del horno por un tubo acodado. Estos últimos tienen por composición centesimal:

Si O ²	24,3 por 100
Fe.....	2,1 —
Al ² O ³	72,4 —

El ferrosilicio tiene una proporción de silicio de 19,75 por 100. El residuo contiene fragmentos de ferrosilicio. El resto tiene la composición siguiente:

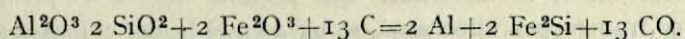
Sílice.....	2,52 por 100
Oxido de hierro.....	0,25 —
Cal.....	Indicios.
Alúmina.....	97,12 por 100

Esta última es alúmina fundida. Se obtiene, pues, directamente de la arcilla, ferrosilicio, bajo una corteza de alúmina. El procedimiento se ha hecho mas práctico disminuyendo la proporción de los subproductos formados, i, sobre todo, la cantidad de energía gastada para la reducción del Fe²O³. Cambiando la proporción de óxido de hierro e introduciendo una parte del hierro bajo forma de ferrosilicio, se llega a producir una mezcla que contiene casi exclusivamente ferrosilicio i alúmina. Esta última, triturada i purificada por medio de un imán de los glóbulos de ferrosilicio que puede contener, es alúmina casi pura. Permite obtener 70 por 100 próximamente de la proporción de aluminio que indica la teoría.

El problema de la utilización de la arcilla para la fabricación de la alúmina i del aluminio está, pues, resuelto en principio. Un primer horno eléctrico da ferrosilicio rico en silicio i una alúmina impura, que refundida

en un segundo horno eléctrico, queda en condiciones de ser sometida a la electrólisis para la obtencion del aluminio.

El conjunto de la reaccion puede representarse por la ecuacion siguiente:



Como la arcilla es uno de los productos mas estendidos en la Naturaleza, es de creer que la extraccion del aluminio por su empleo permitirá la solucion práctica i económica de un problema metalúrgico e industrial de gran importancia. Con ello mejorará la industria del aluminio, dadas las numerosas aplicaciones de que este metal es susceptible.

III. PRODUCCION I CONSUMO

PRINCIPALES PAISES PRODUCTORES.—Hasta 1896, Suiza fué a la cabeza de los paises productores de aluminio. Pero despues se ha dejado sobrepujar progresivamente, i en la actualidad se pueden clasificar como sigue los diversos paises que se ocupan en esta industria desde el punto de vista fabril:

	Produccion anual en toneladas
Estados Unidos i Canadá.....	18,000
Francia.....	15,000
Alemania i Austria Hungría.....	10,000
Suiza.....	6,000
Inglaterra.....	3,000
Noruega.....	1,500
Italia.....	1,000

La situacion de Francia es, pues, excelente i mejor aun si se compara con los demas paises en cuanto a las importaciones i esportaciones. Es el pais que esporta mas aluminio i el que se encuentra a la cabeza del mercado europeo.

FÁBRICAS FRANCESAS.—Francia posee los yacimientos de bauxita mas ricos del mundo. La produccion del pais es de 130,000 toneladas anualmente, miéntras que la del mundo entero no pasa de 170,000 toneladas. Desde que caducaron las patentes Héroult, en 1907, las fábricas se han multiplicado i actualmente pueden repartirse en Francia como sigue, segun su capacidad de produccion:

Société Electrométallurgique Française:

	Toneladas de aluminio
Fábricas de Largentière (Alpes superiores).....	} 9,000
— de La Praz (Saboya).....	
— de La Saussaz (Saboya).....	

*Compagnie des Produits Chimiques d'Alais
et de la Camargne:*

Fábrica de Calipso (Saboya).....	} 7,000
— de Saint-Jean-de-Maurienne (Saboya).	
— de Saint-Felix-de-Maurienne (Saboya).	
— de Pontamafrey (Saboya).....	

Société d'electrochimie:

Fábrica de Prémont (Saboya).....	1,000
----------------------------------	-------

Société des Produits Electrochimiques des Pyrénées:

Fábrica de Auzat (Ariege).....	3,000
--------------------------------	-------

Como se ve, las principales fábricas se encuentran concentradas en Saboya, en el valle del Maurienne. Desde Nodane hasta Saint-Jean-de-Maurienne hai seis que representan cerca de 80,000 caballos de vapor.

FÁBRICAS ESTRANJERAS.—Fuera de Francia, las principales sociedades de aluminio son las siguientes:

Aluminium Industrie Gesellschaft:

	Toneladas de aluminio
Fábrica de Neuhausen (Suiza).....	1,000
— de Chippis (Suiza).....	4,000
— de Rheinfelden (Alemania).....	600
— de Lend Gastein (Alemania).....	1,200

British Aluminium Co:

Fábrica de Foyers (Escocia).....	800
— de Stangfjord (Noruega).....	1,000

Aluminium Corporation:

Fábrica de Dolgarrog (Pais de Gales).....	1,800
---	-------

Anglo-Norwegian Aluminium Co:

Fábrica de Vigeland (Noruega).....	500
------------------------------------	-----

Societa italiana per la fabricatione dell' Alluminio:

Fábrica de Bussi-Pescara.....	1,200
-------------------------------	-------

Société italienne d'aluminium:

Fábrica de Popoli.....	1,000
------------------------	-------

The Aluminium Company of América:

Fábrica de Niágara Falls.....	} 18,000
— de Massena.....	
— de Quebec.....	
— de Shawinigan Falls.....	

PRODUCCION MUNDIAL.—Sumando la potencia i la capacidad de produccion de todas las fábricas del mundo que funcionan regularmente, se ve que mas de 350,000 caballos de vapor están consagrados en la actualidad a la fabricacion del aluminio; la capacidad de produccion anual es de unas 60,000 toneladas de aluminio.

Hasta 1906, la produccion i el consumo han sido próximamente equivalentes; pero en 1907, a causa de la caducidad de las patentes Héroult i de la creacion de nuevas fábricas, hubo exceso de produccion, i lo mismo sucedió en 1908. En 1909 i 1910, se produjo el fenómeno inverso i la demanda excedió a la produccion. Finalmente, se ha manifestado una especie de equilibrio entre la produccion i el consumo.

SITUACION DE LAS FÁBRICAS.—A fin de 1910, las fábricas francesas productoras de aluminio constituyeron un Sindicato francés del aluminio por un plazo de diez años. Este Sindicato será beneficioso para el pais, pues Francia no consume mas que la tercera parte de lo que produce i debe necesariamente buscar en la esportacion, salida al exceso de produccion. La esportacion crece, por lo demas, progresivamente: miéntras que en 1904 solo era de 660 toneladas, ha llegado a 1,500 toneladas en 1906 i a 4,400 toneladas en 1909. Hoi dia alcanza cifras mucho mas elevadas. El aluminio frances lucha, pues, con éxito contra el aluminio extranjero. Agreguemos que para utilizar el exceso de potencia de que disponen, muchas fábricas se dedican a otras fabricaciones, tales como ferro-aleaciones, carburo de calcio, carborundo, esmeril artificial, aleaciones especiales, etc.

La potencia utilizada en todo el mundo para la fabricacion del aluminio es de 450,000 caballos de vapor próximamente; representa una potencia efectiva menor, avaluada en 350,000 caballos. Con el rendimiento de 200 kilogramos por caballo-año, las fábricas pueden suministrar en total unas 55,000 toneladas de este metal.

PRECIO.—El precio de costo del kilogramo de aluminio ha sufrido algunas variaciones en estos últimos años, i las variaciones de los precios de venta han seguido en cierta proporcion las de los precios de costo; han sido influidos tambien por las modificaciones de equilibrio entre la produccion i el consumo. En 1855, el kilogramo de aluminio valia 1,250 francos; era, pues, cuando el descubrimiento de Deville, casi un metal precioso. En el período 1855-1866, bajó a 125 francos. En 1886, descendió a 78 francos. Cuando aparecieron los procedimientos electroquímicos, se registró una nueva baja, aún mas sensible, i en 1890 el metal se cotizó a 19 francos. Despues ha seguido bajando gradualmente: a 7,50 francos en 1892, a 3.10 francos en 1897, i a 2,50 francos en 1900. En 1905 hubo una subida de lo precios debida a la dificultad de produccion a causa de las condiciones climáticas i de las huelgas (4.50 francos en 1905 i 4.35 francos en 1907) Desde 1908, i a causa de la desaparicion de las patentes Héroult i del aumento de los medios de produccion, el precio del metal descendió por bajo de 2 francos. La cotizacion varía entre 1.70 francos i 2 francos desde hace una docena de años. El desarrollo considerable de las aplicaciones del aluminio, principalmente en la construccion de las líneas eléctricas, ha colocado a este metal en el sexto lugar entre los metales usuales. Es un éxito notable ya que puede por su reducido precio de costo competir con el cobre en una de sus aplicaciones mas importantes. La fabricacion de aleaciones hace que sustituya ademas parcialmente al zinc, al magnesio, al estaño, etc. tendiendo así a jeneralizar i a estender cada vez mas sus empleos.

JUAN ESCARD,
Ingeniero Civil.

La Minería en Suecia

Informe elevado al Gobierno por el Cónsul Jeneral de Chile

LA INDUSTRIA MINERA

A instancias de la Comision Minera, la Cámara de Comercio fué solicitada para hacer un estudio estadístico sobre la industria sueca de hierro, con respecto al año 1913. Este trabajo, que fué proyectado de acuerdo con la Comision, acaba de ser terminado, conjuntamente con otras investigaciones previas especiales, hechas por la misma Cámara, respecto a las industrias textil de paño, cuero i goma. La publicacion consta de tres partes principales: una seccion histórico-estadística, que muestra el crecimiento i desarrollo de la minería; la narracion de la posicion económica de ella en 1913, i, finalmente, un catálogo de las firmas analizadas, que contiene informaciones que pueden ser—así se ha pensado—útiles al comercio.

DATOS HISTÓRICOS

De los detalles dados en la seccion histórica sobre la minería sueca, citaremos algunos referentes a su desarrollo reciente. Las diferentes ramas de la industria sueca de hierro no tienen actualmente en modo alguno en el mercado mundial la importante posicion de siglos pasados. El enorme incremento de produccion de los Estados Unidos, Alemania e Inglaterra es lo que principalmente la ha hecho perder su lugar dominante anterior.

A pesar de su contribucion al mercado mundial relativamente menor, las estadísticas muestran un enorme desarrollo absoluto. Así, mientras que en el período de 1851-55 el total de mineral de fierro producido en el país alcanza anualmente a 327,903 toneladas, en el de 1911-15 es de 842,807. El mayor aumento ocurre entre 1886-90 i 91-95, durante cuyos términos el mineral estraido pasa de un promedio de 930,037 tons. a 1.517,434, debido a que en las últimas fechas el mineral la Laponia fué colocado en el mercado. El máximum lo da 1913, con 7.555,204 toneladas. Hasta el año noventa la mayor parte del mineral obtenido era usado en la produccion de hierro bruto, dentro del país. A causa de ello la esportacion entre los años 1881-90 no alcanzó al 7% de la produccion. En el siguiente decenio,

sin embargo, mas de la mitad del mineral extraído fué esportado; i en 1911-15, mas del 80%. Durante la primera mitad de la década 1850-59 la produccion acusa un término anual de 150,000 tons. Desde entónces ha experimentado una continua alza, de modo que durante las fechas 1911-15 fueron producidas 692,977 toneladas como promedio anual. El mas alto punto lo dió 1915, con 760,701 tons.

En la lucha en el mercado mundial sostenida entre el fierro colado i el metal fundido, puede decirse que este último ha ganado. En Suecia, sin embargo, el primer proceso ha mostrado mayor poder de resistencia que en otras partes, aunque la produccion acusa una baja absoluta i relativa. Miéntras que durante la primera mitad del año noventa la fabricacion de blooms—consistente especialmente de metal de Lancashire—excedió la produccion total de lingotes, la manufactura de los primeros en 1915, por ejemplo, fué solamente alrededor de una quinta parte de la de lingotes: al lado de 119,629 tons. del primer producto, hai que colocar 600,566 de lingotes.

La fabricacion Bessemer ácido, de metal lingote declina constantemente en la actualidad. La de metal Thomas, por otra parte, i de Martin, ácido i básico, ha aumentado. Particularmente la produccion de esta última clase de metal Martin aumenta rápidamente, como lo demuestran los números publicados.

Finalmente, debe mencionarse tambien que la fabricacion de lingotes por medio de la electricidad, que fué introducida en 1902, está haciendo progresos, alcanzando actualmente a dos mil toneladas anuales.

ESTADO ECONÓMICO DE LA MINERÍA EN 1913

La investigacion sobre el estado económico de la minería abarca todas las firmas incluidas en el informe minero anual, con escepcion de las minas de carbon, cuarzo i canteras de feldespato. Comprende minas de fierro, industrias de fierro i acero, minas de plata, plomo, cobre, manganeso, zinc i piritas de fierro, i empresas para el tratamiento de dichos minerales. El número total incluido—miradas como unidades bajo un punto de vista técnico-económico—alcanza a 205. De éstas, 188 pertenecen a la industria minera, de las cuales 91 son minas o establecimientos de concentracion diferentes, i 97 fundiciones de fierro i acero. El resto es representado por doce negocios mineros i cinco refinerías. Las firmas investigadas suman en total 162, pues sucede a menudo que algunas de éstas abarcan dos o mas empresas. Con respecto a la industria minera el informe es prácticamente completo. En los establecimientos de concentracion algunos pequeños, por varias razones, no han enviado datos; pero si tomamos en cuenta el

valor en globo, ellos representan solamente el 0.17 % del total de la producción.

LA INDUSTRIA DE HIERRO

ANTIGUEDAD I ORGANIZACION ECONOMICA DE SUS EMPRESAS

Se han obtenido datos referentes a la fecha cuando se empezó a explotar mineral en las minas o campos mineros i al año en que los establecimientos fueron montados. Es de notar especialmente el notable desarrollo industrial del siglo XVII, en el que gran número de minas espezaron a trabajar i se establecieron nuevos establecimientos de fierro. De las fundiciones actualmente en existencia, no ménos de 63 datan del siglo XVI, es decir, cinco veces mas que en el siglo siguiente, i no tomando en cuenta las obras de concentracion, mas que en los siglos XIX i XX.

Con respecto a su organizacion económica, las compañías limited (Sociedades anónimas por acciones) predominan actualmente, i estos intereses económicos están concentrados en pequeño número de manos.

CONDICIONES DE PRODUCCION

A fin de obtener mas claridad en la industria minera que la dada por el Informe de Minería, se han conseguido datos detallados referentes al uso de material, la producción, su costo i distribucion bajo diferentes títulos. El empleo de materia prima en los establecimientos de concentracion en 1913, suma 1.486,723 tons. Esta cantidad incluye 236,403 toneladas compradas por una firma a otra i que, por lo tanto, no han hecho sino cambiar de mano. El mineral producido del material para concentracion alcanza a 615,964 tons., o sea 41% de materia prima usada. Como materia prima en la producción de briquetas de fierro se han consumido 295,440 tons. de mineral de las cuales 45,466 han sido compradas por una empresa a otra. Agregado a esto, la producción de 64,345 de la misma clase de briquetas en los establecimientos de cobre de Hälsingborg han necesitado la correspondiente cantidad de mineral púrpura.

El valor del material base, incluyendo la fuerza eléctrica, usada en la producción del fierro i acero en 1913, asciende a 18.069,231 coronas. En esta cifra, sin embargo, una considerable cantidad es contada dos veces: este es el caso, por ejemplo, con el fierro bruto, esponja i aleaciones de fierro. En cuanto estos productos han sido fabricados durante el año en establecimientos nacionales, está incluido en ellos materia prima considerada bajo distintos respectos, como mineral, combustible, etc. El valor

de tales fabricaciones no terminadas, con respecto a las cuales los materiales han sido contados dos veces, puede ser estimado en 45 millones de coronas. Deducida esta cantidad, obtenemos, como espresion del valor de las principales materias primas usadas en los establecimientos de hierro i acero, en 1913, un total de setenta i tres millones de coronas. De la materia prima el 43% ha sido considerado como «recursos propios». De mineral, concentrado i briquetas, al 44% ha sido obtenido de las minas de propiedad de las empresas estudiadas, de los establecimientos de concentracion, i hornos de briquetas. De los desperdicios de hierro usados, algo ménos que la mitad es considerado como subproducto, obtenido en el año, en la fabricacion de fierro i acero. Del carbon consumido, el 22% viene de los bosques i establecimientos de carbon de leña de propiedad de las firmas a que se hace referencia. Una pequeña cantidad de carbon incluida como «recursos propios» consiste en carbon de Hoganas, usado en la fabricacion de esponja de hierro en los establecimientos del mismo nombre.

Las materias primas importadas directamente forman, consideradas en su valor, el 13% de las materias usadas. El carbon, i en parte el coke, comprados a firmas extranjeras dentro del pais, son tambien productos extranjeros. Es posible, asimismo, que una parte pequeña del fierro bruto, de las aleaciones, dolomita, carbon de leña, etc., comprado en el pais, sea de oríjen extranjero; pero es difícil determinar la cantidad exactamente. Sin embargo, pudiera estimarse dicho valor en el año 1913, en 17-18 millones de coronas.

Los problemas relacionados con la provision de material que han sido de mas importancia para la industria de hierro sueca en los últimos años, son los que se refieren a mineral i carbon. El primero de dichos problemas ha sido prácticamente resuelto con la invencion del ingeniero G. Grendal, de un método económicamente útil de concentracion de briquetas. Por medio de dicho sistema las fundiciones de hierro del centro de Suecia obtuvieron, a principios de este siglo una cantidad suficiente de mineral libre de fósforo, carbon, sin embargo, es un punto difícil. Los datos obtenidos no arrojan completa luz sobre estas cuestiones, i solo pudiera darse un sumario de los precios mínimos de mineral i carbon con respecto al año 1913, por ejemplo. La tabla publicada distingue entre los precios de los productos propios i los comprados a otras empresas, i entre las diferentes partes del pais.

Las condiciones de la industria de hierro han sido publicadas en las tablas respectivas. Si deducimos, por haber sido contado dos veces, el valor de los concentrados usados en la produccion de mineral, i el de mineral empleado en la produccion de briquetas, resulta como valor de produccion de las empresas mineras en 1913, un total de 63.293,643 coronas. El valor total de la produccion de hierro i acero i de la gran fabricacion, incluyendo los sub-productos, alcanza a 284.747,106 coronas. Esta última suma, sin

embargo, incluye considerables cantidades que han sido contadas dos veces. Entre estos últimos ítem citaremos el fierro bruto i sus desperdicios en la produccion de productos intermediarios crudos, i los blooms, barras, lingotes, etc., usados en los talleres de forjar i laminacion.

Si el fierro bruto extranjero i sus desperdicios, usados i los «dechets» comprados dentro del pais, que no pueden ser considerados como formando parte de la produccion anual de fierro i acero de las empresas de que tratamos, se consideran como no contados dos veces, encontramos, como expresion de la materia bruta usada, que ha sido contada doblemente, una suma de 147,819,779 coronas. Si el valor considerado dos veces se deduce del total de produccion, hallamos como resultado de esta última libre de todas las cuentas dobles a escepcion del mineral en las empresas de fierro i acero en 1913, un total de 136.927,327 coronas. Si a este último le agregamos el valor de la produccion de las minas de fierro el que, liquidado prácticamente del mismo modo de sus dobles cuentas de materia prima suma 63.293,643 coronas, nos da un total de 200.220,970 coronas. En esta última, sin embargo, aparecen doble el valor del mineral, concentrado i briquetas, vendidos a los establecimientos de fierro i acero i usados por ellos. De acuerdo con los datos referentes al material empleado, dicho consumo en 1913, en las diferentes clases de fundiciones, alcanza a 1.289,076 tons., con un valor de 16.392,113 coronas. Si de la suma total dada mas arriba deducimos el valor del mineral usado en los establecimientos de fierro, queda como resultado 183.828,857 coronas. Esta cifra forma el valor total de la produccion de la industria siderúrgica en 1913, libre de todas las dobles cuentas de materia prima, i de acuerdo con los principios aquí adoptados. En este cálculo se ha deducido tambien el costo considerable de transporte del mineral, incluyendo las espensas de carga i descarga, que son poco mas de cuatro millones de coronas.

Un resultado algo diferente del anterior se obtiene si tomamos las entradas i gastos investigados como de nuestros cálculos. Dentro de los diferentes grupos de empresas, tomados separadamente, los valores considerados dos veces en los totales finales son de poca importancia. El resultado es completamente diferente si abarcamos la industria de fierro como un todo. El valor bruto de la producción de que aquí tratamos i que sube a 214.571,239 coronas, comprende grandes cantidades consideradas dos veces. A fin de hacer ver estas últimas, el valor de los materiales, fierro i mineral de todas clases, ha sido publicada la tabla especial siguiente:

Materia prima para concentrados i briquetas	1.792,469
Mineral concentrados i briquetas.....	16.624,713
Hierro bruto, desperdicios, aleaciones, esponja de fierro.....	20.484,209
• Blooms, barras, lingotes, acero.....	1.620,208
Hierro batido a martillo i metal lingote.....	1.534,312
	<hr/>
Total.....	42.055,911

Si deducimos de esta última suma todas las materias importadas usadas durante el año i el material bruto del país que no puede considerarse como formando parte de la producción anual de las empresas mineras i de hierro de que aquí tratamos, i que juntos representan 9.675,040 coronas, queda un total de 32.380,871 coronas. A fin de obtener un valor de producción relativamente libre de constituyentes contados dos veces, debe deducirse el valor del trabajo auxiliar extranjero, pues de lo contrario este último aparecería como dinero ganado por la empresa que ejecuta la obra i también en el valor de producción de la firma que libra la mercadería. El valor de la obra auxiliar en la industria de hierro alcanza a 339,585 coronas. La suma completa que debe ser descontada de la producción bruta, 214.571,239 coronas, sería entonces de 32.720,456 coronas. El remanente, 181.850,783 coronas, forma, según los últimos datos, el valor de producción de la industria siderúrgica en 1913.

Como en las investigaciones anteriores de la Cámara de Comercio respecto a la estadística de producción en las industrias textil, de paño, cuero i goma, así también en el informe de que tratamos, se han hecho cálculos respecto al llamado valor de fabricación. Este último, que ha sido adoptado tomando como modelo el «value added by manufacture», que aparece en las estadísticas americanas de producción, i «the net output», de las estadísticas británicas, correspondería al mayor valor—sobre el precio de la materia prima usada en la fabricación,—i que es el producto de la cooperación de la labor industrial i capital. Parece que éste pudiera ser considerado como una buena medida de la importancia de los diferentes grupos industriales. Las estadísticas de Estados Unidos ven una ventaja más; la de que agregando el valor de manufactura de todas las ramas industriales, se consigue un valor de producción de la industria en general, en el que prácticamente nada es contado dos veces.

El valor de fabricación, que abarca salarios i jornales, intereses, depreciaciones, descuentos i contribuciones, otros gastos i el balance de ganancias anual, acusa una proporción muy diversa del valor total de venta en los diferentes grupos de empresas. El aumento en valor creado por la cooperación del trabajo i capital es mayor en las operaciones mineras. De los es-

tablecimientos de hierro i acero, las empresas de fundicion independientes, con un valor de fabricacion alrededor de 25% del valor total de venta, representan la rama ménos comprensiva de la refinería industrial de fierro. El valor mas alto correspondiente, que suma 41,6% por otra parte, es alcanzado por los establecimientos de hierro i acero que tienen fundiciones propias, que ejecutan las operaciones mas comprensivas, tanto mas que el proceso de refinería abarca desde la mera produccion de fierro bruto hasta la fabricacion de productos forjados i laminados.

VALOR DE LAS MINAS, BIENES RAICES I MUEBLES

El plan de la investigacion ha incluido los valores representados por los depósitos minerales, propiedades inmuebles i bienes muebles de la industria siderúrgica. Con respecto a los primeros, se ha considerado tanto el valor de estimacion como el que arrojan los libros. La provision de mineral de hierro en Suecia, como es bien sabido, es mui considerable bajo ciertos puntos de vista. De la provision mundial este pais posee el 1.33%; miéntras que de la «actual» produccion, es decir, lo que se elabora bajo las condiciones de hoi día, el 7,26%. De minerales que se trabajan, con un alto porcentaje, esto es, mineral visible conteniendo 60 o mas % de hierro. Suecia cuenta con no ménos de el 83,41% de la provision mundial. La capacidad de la provision mineral «actual» de fierro sueco corresponde mas o ménos a 740 millones de toneladas. El valor de los depósitos respecto los cuales se ha recibido informacion, correspondiente alrededor del 99% de la cantidad bruta explotada en 1913, junto con su distribucion local, puede verse en el cuadro siguiente:

Distrito.	Valor estimado crs.	Valor segun libros crs.
Stockholm.....	3.061,100	3.805,300
Uppsala.....	8.645,000	3.016,100
Sodermanland.....	3.125,000	1.921,738
Ostergotland i Jonkoping.....	2.025,000	387,266
Varmland.....	2.825,000	2.850,000
Orebro.....	14.721,846	7.475.766
Vastmanland.....	12.341,900	9.299,210
Kopparberg.....	42.526,736	17.081,381
Gavleborg.....	400,000	282,692
Norrboten.....	402.430,828	82.178,185
	<hr/>	<hr/>
	492.102,410	128.297,638

Si excluimos los depósitos de mineral de hierro en Grangesberg i los en Gallivara i Kirunavara, obtenemos, como valor actual de todas las otras minas de fierro en Suecia, una suma estimada en 75.423,182 coronas, de la cual 63.123,182 corresponden a los depósitos de la Suecia central i 12.300,000 a los de Laponia. En comparacion con las estimaciones anteriores, las cifras dadas aquí parecen mui subidas. Los valores de las otras propiedades de la industria siderúrgica han sido publicados en tablas especiales.

ACTIVO I PASIVO

Para los fines de la investigacion se han recibido informaciones respecto al capital i deudas de la industria de hierro segun sus libros de cuentas, al 31 de Diciembre de 1913. Debido al desarrollo histórico de las fundiciones suecas, sucede en gran número de casos que algunas firmas se dedican a otras operaciones industriales, conjuntamente con la minería. El capital de la empresa es aplicado a sus operaciones en jeneral, circunstancia que ha hecho escluir los balances de las Compañías en los casos en que su actividad ha sido dirigida principalmente a trabajos otros que de la industria de hierro, i en consecuencia, han quedado fuera veintiuna sociedades i dos propietarios individuales, representando un valor de produccion de 33.593,465 coronas, correspondiente al 15,66% de la produccion total bruta de las minas e industrias de hierro. Con respecto a algunas otras firmas, sin embargo, es cierto, tambien que junto con trabajar el fierro, se dedican a otras operaciones en una estension que no deja de ser considerable. A pesar de las exclusiones hechas por lo tanto, no ha sido posible obtener completo i satisfactorio entre las cifras de produccion por una parte i el capital, por la otra. Del capital de las firmas tratadas se ha hecho publicacion detallada.

Si la cuenta de capital se examina atentamente, el sumario muestra que los activos de los establecimientos permanentes, es decir, edificios, maquinaria i muebles, alcanzan un total de 212.134,038 coronas.

Distribucion detallada de acciones, con exclusion de las mineras (no limitadas), ha sido dada en cuadro especial.

La mayor cantidad de acciones son las que representan intereses en empresas mineras o de transporte.

Si examinamos el activo encontramos que el capital social invertido en las operaciones, en diferentes formas, bis, acciones, capital propio, reservas i ganancias, arroja un total de 327.780,603 coronas, o sea el 67% de la suma final del balance. En esta última cifra, sin embargo, están incluidos los fondos para renovacion i depreciacion, por 3.951,250 coronas, los cuales, como representan valores utilizados, pueden ser propiamente

eliminados. De esta manera quedan 323.829,353 coronas, formando el capital de propiedad de las firmas incluidas. Particularmente notable es esta suma si se toma en cuenta que se han escludido varias empresas que eran las mas sólidas i mas favorecidas con respecto a capital, lo que prueba la fuerte posicion económica de la industria sueca de hierro. Las obligaciones propiamente tales, comprendiendo deudas en mercaderías, préstamos de diferentes clases i otras, suman 160.801,731 coronas, correspondientes al 33% de la suma total del pasivo en la cuenta.

Conjuntamente con esta información sobre el capital, se ha obtenido la referente al dividendo distribuido por las Compañías durante los años 1909-13, dicho dividendo, dado como porcentaje del total del capital acciones, puede verse a continuacion:

Dividendo de las Compañías en porcentaje del capital acciones, 1909-13

<i>Grupo de Empresas</i>	1909	1910	1911	1912	1913
	%	%	%	%	%
Minas.....	6.94	12.07	12.39	17.09	20.76
Hornos de fundicion.....	1.94	3.15	3.17	2.68	4.34
Establecimientos de hierro i acero con hornos de fundi- cion.....	4.27	5.20	6.49	8.30	7.40
Establecimientos de hierro i acero sin hornos de fundi- cion.....	3.11	3.76	4.03	4.29	4.94
Promedio.....	5.60	9.11	9.75	12.91	14.85

Como lo muestran estos totales el dividendo ha aumentado continuamente durante el período abarcado por la investigacion. Esto es especialmente cierto con respecto a la industria minera, pero en las diferentes grupos de empresas de hierro, casi sin escepcion, se nota una alza en la distribucion de él, de año en año. Un pequeño descenso, en 1912 i 1913 respectivamente, acusan solo las fundiciones i los establecimientos de fierro i acero combinado con aquellas. Esto no es, sin embargo, el resultado de una tendencia jeneral, sino que es exclusivamente debida a circunstancias relacionadas con la distribucion de ganancias en dos firmas especiales: si una fundicion que distribuye 6% en 1911, no pagó dividendo alguno en el año siguiente; i en el segundo caso, empresa de hierro i acero que pudo repartir 100% en 1912, paga sólo el 15% de su capital acciones en 1913. Al considerar la distribucion de interes, tenemos tambien que tomar en cuenta que muchas Com-

pañías no pagaron nada en los años que examinamos. El número de tales firmas en 1909-13 fué de 44, 44, 41, 42 i 43, respectivamente. El capital-accion de las sociedades que no abonaron diviendo en 1913, alcanza a 35.356,500 coronas, siendo el 16% del total.

El número de las Compañías que no abonan nada durante este período quinquenal ha sido constante, i es formado en su mayoría por las empresas mineras, dentro de cuyo grupo las $\frac{2}{3}$ de ellas no reparten ganancia alguna. La mayor cantidad de éstas distribuyen mineral a las partes interesadas; i su fin económico no es el de tener un provecho. El capital de todas las sociedades mineras que no reparten ganancias a sus accionistas en 1912, es el 19% del capital-acciones del grupo total.

En las fundiciones tambien, en jeneral, son las mismas empresas que no arrojan utilidades, durante el quinquenio. Su número varia durante los diferentes años del período, entre una mitad i una tercera parte de todas las firmas. Al mismo tiempo el capital-accion del cual no se hace distribucion, baja de 42.4 % del total en 1909, a 21.11% en 1911, i a 11.92% en el año 1913. Hablando en jeneral, se puede decir, por lo tanto, que hai un número de empresas sociales que durante los últimos años han obtenido resultados tan pobres que no han podido beneficiar a sus tenedores de acciones.

PERSONAL OCUPADO EN LA INDUSTRIA SIDERÚRJICA

La investigacion de que nos ocupamos tenia como punto de mira especial estudiar las condiciones de produccion en las ramas de industria tratadas, i, por lo tanto, no ha obtenido informaciones detalladas concenientes a las personas empleadas. Sin embargo, en cuanto a la minería este punto no ha sido completamente dejado de mano; algunas preguntas han sido formuladas respecto a la administracion i trabajadores. El personal administrativo completo de la industria de hierro lo componen 1,576 personas, de las cuales 146 ocupan los puestos de jerentes, 261 son directores de compañías, 182 ingenieros, 300 están ocupadas en otros trabajos técnicos i 687 en oficinas. El salario total pagado a la direccion administrativa alcanza a 5.375,765 coronas. Hai que advertir que en un sinnúmero de casos las cifras dadas no deben considerarse como haciendo referencia a la industria siderúrjica solamente, sino que abrazan las operaciones completas de las firmas, comprendiendo otros trabajos, como la administracion de tierras i bosques i la industria de madera, etc.

Con respecto a los obreros, los datos enviados contienen informaciones respecto al número total medio de ellos en 1913, o en la parte del año en que se trabajaba. El personal completo de trabajadores con los sueldos

pagados ha sido objeto de un cuadro especial, del que aquí daremos sólo las cifras totales concernientes a toda la industria de fierro.

Obreros.....	35,753
Mayordomos.....	971
Jornales.....	42,472,911
Promedio del salario.....	1,188

Los pagos publicados, de acuerdo con las instrucciones del Report, incluyen el valor de las habitaciones, comidas, combustible, luz i calor i contribuciones.

OTRAS INDUSTRIAS MINERAS

El informe en cuestion, como se ha dicho, incluye la elaboracion de minerales otros que hierro lo mismo que refinerías de metales tales como plata, plomo, cobre, zinc, etc. El valor bruto de la produccion total en 1913, de todas las firmas mineras pertenecientes a esta rama, es de 4 millones 507,573, i el de las refinerías alcanza a 8.947,369 coronas. Despues de deducir de esta última cifra las sumas contadas dos veces, obtenemos como expresion del valor de produccion de las empresas mineras que examinamos—siempre en el año 1913—la cantidad de 11.855,564 coronas. El valor de venta, segun los balances, alcanza a 12.534,787 coronas. El de fabricacion a 4.749,787 de coronas, correspondiendo al 33% del total de aquél.

Las minas suecas de plata, plomo, cobre i zinc son estimadas en 12 millones 660,516 coronas. El total, que paga contribucion, de sus edificios, es de 5.810,200 coronas, al que hai que agregar el valor segun los libros de otras propiedades, consistente parte en edificios, por 635,131 coronas.

Se posee datos sobre el capital respecto a once de las Compañías aquí tratadas, comprendiendo el 79% de la produccion total que hemos dado. Los balances de las firmas investigadas, que son todas sociedades limitadas, suman coronas 24.225,504. De las ocho pertenecientes al grupo minero, cuatro declaran una pérdida en el año trabajado como en el capital, consistente en pérdidas acumuladas del año anterior, miéntras que en una Compañía ella es el resultado solamente del año en trabajo. De las tres empresas que pertenecen al grupo de refinerías, dos tienen no sólo pérdida en el año trabajado como tambien en el capital. Una sola de las firmas mineras paga dividendo a los accionistas, habiendo distribuido durante los años 1910-13, 8, 10, 10, 20% respectivamente. De las refinerías, tambien, una reparte dividendo, desde 1911-1913, de 6.30 i 30%, respectivamente. Ninguna otra distribuye algo durante el período 1909 a 1913.

El personal administrativo empleado en estas industrias consiste en 129 personas, i el número de trabajadores suma 2,098. Sus correspondientes salarios son: 498,179 i 2.152,053 coronas.

GUILLERMO MUNDT.

Seccion Informativa

Produccion de acero eléctrico

Segun el *Engineering and Mining Journal*, la produccion de acero eléctrico ha sido la siguiente, en toneladas de 1,016 kilogramos, durante los años 1915 i 1916:

	1915	1916
Alemania.....	129,000	183,355
Estados Unidos.....	69,412	169,918
Gran Bretaña.....	22,000	49,256
Austria Hungría.....	23,895	47,247
Canadá.....	61	43,790
Total.....	244,368	490,546

Como se ve, de un año a otro se ha duplicado la produccion de estos países, i se sabe ya que en 1917 ha crecido todavía la fabricacion de una manera mui considerable.

Otros países que no figuran en la Estadística, obtienen acero eléctrico, Francia que produjo 18,000 toneladas en 1913, no ha dado datos despues, pero su produccion se ha desarrollado mucho, i lo mismo puede decirse de Suiza, Noruega, Italia i Rusia.

Potreros

En el *Engineering and Mining Journal* encontramos un artículo sobre los trabajos que se llevan a cabo actualmente en esta nueva empresa minera. Tomamos de ahí algunos datos que consideramos de interes dar a conocer entre nosotros.

Se trata de un depósito de minerales de cobre cuya abundancia i extension dará oríjen a una explotacion semejante a las que se realizan en Chuquicamata, El Tofo i El Teniente.

El yacimiento está situado a 150 kilómetros de la costa, al Este del departamento de Chañaral, i a unos 3,200 metros de altura sobre el nivel del mar. Está constituido por una intrusion de pórfido cuarcífero en calizas, en el que se ha producido el enriquecimiento consiguiente por causa de las acciones secundarias. Con sondas de percusion se han reconocido cien millones de toneladas de mineral con una lei media de 1,4% de cobre. El método de explotacion que se empleará será adecuado a la clase i a la baja lei del yacimiento; el costo total de estraccion, hasta dejar el mineral en los carros de ferrocarril se calcula que será de 20 centavos oro de Estados Unidos, por tonelada.

Un ferrocarril eléctrico de ocho kilómetros de lonjitud, de los cuales seis serán subterráneos, llevará el mineral a la Planta de concentracion que será de capacidad suficiente para tratar 15 mil toneladas al dia. No se han decidido aun los detalles del tratamiento a que se someterá el mineral, pero por la existencia de minerales oxidados i de sulfuros, parece probable que se empleará un procedimiento combinado de lexiviacion i flotacion. El agua para la concentracion se captará del rio de la Ola, en plena cordillera, a una distancia de 58 kilómetros, i se conducirá por una cañería de 65 cm. de diámetro. Se podrá disponer de una cantidad de agua equivalente a 700 litros por segundo.

En el sitio de ubicacion de la Planta de concentracion se piensa construir una ciudad modelo de cinco mil habitantes.

Está en construccion un ferrocarril de trocha de un metro que comunicará este lugar con la ciudad de Pueblo Hundido i desde aquí se aprovechará el ferrocarril del Estado que une este pueblo con el puerto de Chañaral.

A 1½ kilómetros del puerto está la Bahía de Barquitos que será el punto de embarque i en la cual se construirán las instalaciones i muelles adecuados; no se ha decidido aun si la fundicion estará aquí o junto con la planta concentradora.

En el puerto estará la planta jeneradora de fuerza que consistirá de

generadores eléctricos accionados por turbinas de vapor.—22 mil kilowatts se transmitirán al interior con un voltaje de cien mil volts.

Se calcula que se invertirán unos 25 millones de dollars ántes de que se empieza a producir cobre, el que no es esperado en ménos de dos años.

La propiedad pertenece a la Andes Copper Mining Co., compañía subsidiaria de la Anaconda Copper Mining Co. Esta última, como se sabe, es una de las compañías cupríferas mas poderosas de Estados Unidos.

Impuestos en Estados Unidos

Con motivo del impuesto de guerra sobre Exceso de Utilidades en las empresas industriales, se ha presentado un memorial, al Departamento del Tesoro de Estados Unidos, por un grupo de compañías mineras entre las que figuran las que explotan en nuestro país los yacimientos de Chuquicamata i El Teniente.

La lei a que nos referimos, destinada a gravar las ganancias hechas durante la actual guerra, presenta grandes dificultades para su aplicacion, si hemos de juzgar por el clamor que se ha levantado en su contra en los círculos mineros norte-americanos i es probable que sea reformada, por lo ménos parcialmente.

A esponer algunas de las inconveniencias de la lei está destinado el memorial a que nos referimos, el cual se ha publicado en el *Engineering and Mining Journal* del 15 de Diciembre del año recién pasado. En él encontramos algunos datos que creemos de interes dar a conocer a nuestros lectores.

«Como las actuales leyes de Chile, dice el memorial, no permiten el gravámen de la propiedad minera, los banqueros que se encargaron de financiar estas empresas, creyeron necesario formar en cada caso dos compañías, una que tuviera la posesion i operara las minas, i la otra, dueña del stock de la compañía operadora. Así en el caso de Chuquicamata, la compañía operadora se llama «The Chile Exploration Co.» miéntras la «Chile Copper Co.» es la dueña del stock de la primera. «The Braden Copper Co.» es la operadora del mineral del Teniente, i su stock lo posee la «Braden Copper Mines Co.»

«Con esta organizacion, la compañía que posee las acciones de la compañía operadora, ha podido emitir bonos i ofrecer como garantía el stock de ésta i por consiguiente conferir a los accionistas un derecho indirecto sobre la propiedad de Chile.

Puesto que el completo stock de la compañía operadora iba a ser propiedad de otra corporacion, su capital nominal no tenia importancia alguna. El stock de la compañía principal era el que en ámbos casos iba a aparecer

al exterior i por eso, en la cuestion de la capitalizacion, los banqueros solo se preocuparon de la relacion entre el valor de las propiedades i del stock de esa compañía. Los banqueros que organizaron estas empresas, eran jente prudente i conservadora, i respecto a la capitalizacion de la compañía principal se inclinaron mas bien a depreciar que a sobrepreciar las propiedades mineras que garantían el stock.

Al fijar el capital nominal de estas compañías subsidiarias (operadoras) no se intentó pues, hacerlo en proporcion al valor de las propiedades mineras. En el caso de la Chile Exploration Co. el valor a la par de su stock fué de \$ 1.000.000 (1), mientras el valor nominal del de la compañía principal (Chile Copper Co.) era de \$ 95.000.000. En el caso de la Braden, el stock de la compañía operadora se fijó en \$ 2.332,030 a la par, i el de su compañía principal en \$ 12.953,530.

El stock de la Chile Copper Co. (\$ 25 valor nominal por accion) se entregó por primera vez al mercado en Abril de 1915, vendiéndose la accion a \$ 21.25, lo que dió a ese stock, en la cotizacion del mercado, un valor total de mas de \$ 80.000.000.

Durante el año 1915, la cotizacion de las acciones de la Chile Copper Co. varió entre \$ 17 $\frac{3}{4}$ i \$ 26 $\frac{3}{4}$; en 1916 entre \$ 19 5/8 i \$ 39 1/4 i en 1917 entre el 1.º de Enero i el 1.º de Junio, de \$ 20 a \$ 27 5/8.

El stock de la Braden Copper Mines Co. (accion a la par, \$ 5) se cotizaba en el mercado en una fecha anterior a Enero de 1914. El 2 de Enero de ese año, se vendió a un precio mínimo de \$ 7 por accion fijando así al stock un valor de mas de \$ 18.000.000. Las cotizaciones subieron rápidamente. En Noviembre de 1915 la Kennecott Copper Corporation que ya poseia considerables intereses en el stock ofreció pagar \$ 15 en dinero efectivo por cada accion de la Braden Copper Mines Co.

En el caso de la Chile Copper Co. i de la Braden Copper Mines Co., sus stocks representan solamente un derecho de posesion indirecto sobre las propiedades mineras que pertenecen a sus respectivas compañías subsidiarias i las cantidades en que se estima el stock de las compañías principales, que ya se ha indicado, son las que representan el valor verdadero de las propiedades mineras. En otras palabras, las propiedades mineras que posee la Chile Exploration Co. con un capital nominal de \$ 1.000.000, se avaluaban por el público en 1915, en mas de \$ 80.000.000. De igual modo, las propiedades de la Braden Copper Co. con un capital nominal de poco mas de \$ 2.300.000, eran estimadas por el público en Enero de 1914, en mas de \$ 18.000.000 i por la Kennecott Copper Corporation en 1915, en cerca de \$ 39.000.000.)

Los solicitantes estiman que en una situacion como la espuesta, en

(1) Todas las cifras anotadas se refieren a moneda nacional de Estados Unidos.

que hai una compañía principal cuyas acciones se cotizan en el mercado, i una compañía subsidiaria cuyo stock es poseido íntegramente por aquélla, se deben dictar disposiciones que permitan considerar el stock de la compañía principal, como el verdadero capital de la compañía operadora, o sea que ámbas compañías sean estimadas como una sola para los efectos de la lei referida.

Temperaturas de recocido de acero i níquel

En uno de los últimos números de *The Iron Age*, da cuenta Mr. Parker de los resultados obtenidos en los esperimentos que se han practicado en el laboratorio de la *Bethlehem Steel Company* con el objeto de determinar cuál es la temperatura mas conveniente para el recocido de los aceros al níquel con proporcion 3,5% de este metal i mas o ménos carbono; usados en dicho establecimiento para la obtencion de piezas forjadas. Las barras de ensayo eran de seccion cuadrada de 25×25 milímetros i de 150 milímetros de seccion. El mínimo de dureza i carga de ruptura correspondió a las temperaturas de recocido comprendidas entre 675 i 735 grados centígrados, por efecto de que a estas temperaturas el fenómeno del afino no habia hecho mas que comenzar, iniciándose la transformacion de la estructura.

La característica mas afectada por el recocido es el límite elástico aparente que se elevó de 29,7 kilogramos por milímetro cuadrado en la barra sin recocer a 36,2 kilogramos por milímetro cuadrado alcanzado en la barra recocida a 760° centígrados. En esta barra el grano era mas fino que en todas las demas de la serie. Esta elevacion del límite elástico, producida por la afinacion del grano, juega un papel mui importante en el recocido de las piezas laminadas, sobre todo cuando el pliego de condiciones exige un elevado límite elástico a la vez que una considerable ductibilidad, medida por el alargamiento permanente de fractura.

Para un acero con 3,5% de níquel i 0,22% de carbono, las temperaturas de recocido que aseguran al material mas ventajosas propiedades físicas i mecánicas son las comprendidas entre 800 i 830 grados centígrados.

Una serie paralela de ensayos practicados con aceros de 3,5% de níquel i 0,41% de carbono, dió resultados mui semejantes en cuanto a la influencia de las temperaturas de recocido sobre las propiedades mecánicas de las barras estudiadas.



Sociedad Nacional de Minería

Casilla núm. 1807 — SANTIAGO — Moneda 759



Obras en venta:

Estadísticas

<i>Egaña.</i> —Informe anual sobre las minas de Chile en 1803.....	\$ 5.00
<i>Hermann, Alberto.</i> —La producción en Chile de los metales i minerales mas importantes, de las sales naturales, del azufre i del guano, desde la conquista hasta fines de 1902.....	5.00
Estadística Minera de Chile.—Volumen I. Año de 1903.....	5.50
» » » — » II. de 1904-1905....	6.50
» » » — » III. de 1906-1907....	agotada
» » » — » IV. » de 1908-1909....	6.50
» » » — » V. » de 1910.....	6.50

Padrones de Minas

Padron Jeneral de Minas de 1897.....	\$ 5.00
» » » de 1899.....	5.00
» » » de 1905.....	5.00
» » » de 1911-1912.....	5.00
» » » de 1913-1914.....	5.00
» » » de 1914-1915.....	5.00
» » » de 1915-1916.....	5.00

Carbon

<i>Brüggen, Dr. J.</i> —Informe sobre las exploraciones jeológicas de la rejion carbonifera del sur de Chile.....	5.00
<i>Brüggen, Dr. J.</i> —Los carbones del valle longitudinal i la zona carbonifera al sur de Curanilahue en la provincia de Arauco.	5.00