

## BOLETIN

DE LA

## Sociedad Nacional de Minería

## DIRECTORIO DE LA SOCIEDAD

Presidente  
Cárls Besa

Vice-Presidente  
Cesáreo Aguirre

Director Honorario

ALBERTO HERRMANN

Aldunate Solar, Carlos  
Avalos, Cárls G.  
Chiapponi, Marco  
Elguin, Lorenzo  
Gallardo González, Manuel

Gandarillas, Javier  
González, José Bruno  
Harnecker, Otto  
Lecaros, José Luis  
Lira, Alejandro

Maier, Ernesto  
Pinto, Joaquin N.  
Santa Cruz, Joaquin  
Vattier Cárls  
Yunge, Guillermo

Secretario

ORLANDO GHIGLIOTTO SALAS

## Anotaciones sobre fundicion de cobre

(Conclusion)

## TARIFAS DE COMPRA-VENTA DE MINERALES EN LAS FUNDICIONES

La base racional para la formacion de las tarifas de compra-venta de materiales será en las fundiciones—como en todo otro establecimiento de beneficio—el precio del producto de la fundicion en el mercado, contenido en los minerales, al cual habrá que hacer las deducciones siguientes: 1) costo de fundicion, que incluye los fletes del producto, i a veces, de los minerales; 2) pérdidas del producto en la fundicion; 3) costo de venta del producto; 4) utilidad del fundidor.

## FUNDICION DE PIRITAS POBRES CON GANGAS DE SILICATOS

Pongo por caso el siguiente, que se suele presentar en la práctica: bronce amarillos con pirita de fierro en gangas refractarias ácidas de silicatos de aluminio i calcio.

La fundicion de este mineral producirá escorias difícilmente fusibles, i requerirá proporcion considerable de coke. (Nos ocupamos de la operacion en hornos de manga). La oxidacion del azufre necesaria para elevar la lei del eje en cobre no se podrá conducir con facilidad. El eje se funde a temperatura mui inferior a la de las gangas. Una disminucion de combustible, a fin de oxidar el sulfuro, no da resultados; la temperatura siempre será bastante elevada para hacer correr el eje, al paso que las gangas no lograran fundirse. El eje mismo no aumentará de lei, sino que pasará fundido rápidamente por la zona de oxidacion, escapando a la accion oxidante. Un aumento de aire, producirá en el horno una combustion i una fusion mas rápidas, el eje fundido en menor tiempo no queda tan espuesto como en el caso contrario, a la accion del aire i su lei en cobre disminuirá. Pero con mayor aumento de viento concluirá por experimentar una oxidacion mayor. La escorificacion del óxido de fierro no podrá hacerse fácilmente. Es sabido que en la fundicion pirítica, *el elemento escorificante del óxido de fierro, por excelencia, es la sílice libre*, i que en cambio los silicatos, ya formados, como en el presente caso, no escorifican bien el óxido de fierro i éste en forma de  $Fe_3O_4$  o de  $Fe_2O_3$  (pues el  $FeO$  no es estable en estado libre) pasará a la escoria haciéndola difícilmente fusible i elástica. La adicion de cal a la escoria no tendrá influencia en la escorificacion del fierro. La adicion de cuarzo libre podrá, en cambio, permitir esta combinacion i la consiguiente elevacion de la lei del eje. Pero deberá observarse que en nuestro caso, esto podrá significar un gran aumento del costo de fundicion.

En el caso presente, si la proporcion de sulfuros en el mineral no es grande, podria llegar un punto en que el  $Fe_2O_3$  o  $Fe_3O_4$ , producidos por la oxidacion del eje no estuviesen en una proporcion suficiente para impedir la licuacion fácil de la escoria, la cual podria llevarlos en esta forma, i talvez con ménos inconvenientes agregándole flujos necesarios para la mejor licuacion.

En cuanto a la presencia del  $Fe_3O_4$  en el eje, por causa de su no escorificacion, i que contribuiria a mantener baja la lei de los sulfuros, conviene decir que este óxido de fierro puede coexistir con el sulfuro de fierro a temperaturas inferiores a  $1.100^{\circ}C$ . (comunes en los

hornos de reverbero), pero que en cierto grado de concentracion i entre 1.100°C. i 1.200°C. se produce la reaccion entre el sulfuro o el óxido, con produccion de  $\text{SO}_2$  i de Fe.

La fundicion semipirítica o pirítica es un procedimiento que queda restringido a minerales de composicion no comun. En el caso propuesto,—i concretándolo mas,—de minerales de 5% de cobre en forma de sulfuro doble de fierro i cobre, con gangas de silicatos, sin cuarzo libre, en gran proporcion,—tal como 60% a 70%—la fundicion semipirítica será de difícil realizacion, en cuanto se refiere a la silicacion del óxido de fierro producido por la oxidacion del eje, ya que en cuanto al calor que pueda producirse por la oxidacion del sulfuro de fierro, su cantidad será relativamente pequeña en el caso propuesto—para que el problema merezca meditarse tocante a este punto.

La fundicion de los minerales en cuestion, conducida a la alta temperatura que exige,—no permite elevar la lei del eje por otra razon mas. El sulfuro de fierro se descompone en estas condiciones con produccion de fierro metálico que queda con el eje, empobreciéndolo. La adicion de flujos calcáreos que permitirian reducir en parte la temperatura, evitaria esta reduccion, pero de todos modos el fierro pasaria al eje en forma de sulfuro, sin lograr el fin deseado.

La reduccion del sulfuro de fierro a fierro metálico, sujiere la duda de que el eje se oxide con un exceso de viento en el horno. Sobre esta cuestion parece no haber problema; siempre que haya viento suficiente para que la atmósfera sea oxidante i sílice libre para silicatar al óxido, la reaccion se producirá. La fundicion pirítica nos lo enseña.

La presencia de la sílice libre es, pues, indispensable para la escorificacion del óxido ferroso, i aquélla mui a menudo escasea aun en los minerales mui silicatados. Minerales con 65% de sílice, pueden no tenerla en el estado libre.

La presencia de la cal, para los efectos de la silicacion del óxido de fierro, es perniciosa i debe usarse con mucho tiento, pues es sabido que la cal sustituye al óxido de fierro en los silicatos, dejándolo en un estado peligroso.

En suma, opino que con el tipo de mineral estudiado no es fácil producir la concentracion del eje en el horno, a no ser que se mezcle con minerales oxidados de cobre, i que es mas económico posiblemente hacer una concentracion mecánica por el agua ántes de la fundicion.

## TEMPERATURA DE FUSION DE ALGUNOS MINERALES ESCORIFICABLES

Oliviña, $\text{Si O}_4 \text{ Mg}_2$ .....	1,400°C.
Broncita, $\text{Si O}_3 (\text{Mg, Fe})$ .....	1,380°C.
Leucita, $\text{Si}_2 \text{ O}_6 \text{ AlK}$ .....	1,310
Enstatita, $\text{Si O}_3 \text{ Mg}$ .....	1,300
Wollastonita, $\text{Si O}_3 \text{ Ca}$ .....	1,250
Magnetita, $\text{Fe}_3 \text{ O}_4$ .....	1,250
Anortita, $\text{Si}_2 \text{ O}_8 \text{ Al}_2 \text{ Ca}$ .....	1,240
Diopsido, $\text{Si}_2 \text{ O}_6 \text{ Mg Ca}$ .....	1,225
Malacolita, $\text{Si}_4 \text{ O}_{12} \text{ Mg Ca}_3$ .....	1,200
Ortoclasa, $\text{Si}_2 \text{ O}_8 \text{ AlK}$ .....	1,200
Eleolita (nefelina), $\text{Si}_9 \text{ O}_{34} \text{ Al}_8 (\text{NaK})_8$ .....	1,190
Aujita basáltica.....	1,185
Microclina, $\text{Si}_2 \text{ O}_8 \text{ AlK}$ .....	1,170
Albita, $\text{Si}_2 \text{ O}_8 \text{ Al Na}$ .....	1,160
Granate, $\text{Si}_3 \text{ O}_{12} \text{ Al}_2 \text{ Fe}_3$ .....	1,145
Aegyrina, $\text{Si}_2 \text{ O}_6 \text{ Fe Na}$ .....	965°

## TEMPERATURA DE FUSION I FORMACION DE LAS ESCORIAS

En jeneral la temperatura de formacion es superior a la de fusion de una misma escoria; por eso la escoria ya formada es un mejor flujo de la carga que ella misma.

Las escorias de compuestos múltiples son mas fusibles que las mas simples de composicion, con los mismos cuerpos.

Las escorias se funden en jeneral entre 1,100° c i 1,900° c; en los hornos de cobre no pasa la temperatura de 1,500° c.

De los silicatos de calcio el mas fusible es de composicion  $\text{Si O}_2$ ,  $\text{Ca O}$  (llamado bisilicato, por haber doble cantidad de oxígeno en la sílice que en la cal): el monosilicato,  $\text{Si O}_2$ ,  $2 \text{ Ca O}$ , i el trisilicato,  $3 \text{ Si O}_2$ ,  $2 \text{ Ca O}$ , son de difícil fusion; el subsilicato (con doble cantidad de oxígeno en la base que en la sílice)  $\text{Si O}_2$ ,  $4 \text{ Ca O}$  es casi infusible en nuestros hornos.

Los silicatos de magnesio son todos mui difícilmente fusibles; los diferentes grados de silicificacion no ofrecen grandes diferencias.

Los silicatos de aluminio son de mui difícil fusibilidad.

Los silicatos ferrosos (de  $\text{Fe O}$ ), o ferrosilicatos, son mas fácilmente fusibles que los anteriores. El ménos fusible es el trisilicato.

Los ferrisilicatos (de  $\text{Fe}_2\text{O}_3$ ) son de mui difícil fusibilidad i dan a las escorias color rojizo.

Los silicatos manganosos (de  $\text{MnO}$ ) son fácilmente fusibles; igual sucede con los de plomo.

Entre los silicatos terrosos con varias bases, los de calcio i aluminio son los mas fácilmente fusibles, continúan en fusibilidad decreciente los de calcio i magnesio; de bario i de aluminio; i de bario i de calcio. Agregando grandes cantidades de calcio, de magnesio i de aluminio los silicatos pueden hacerse casi infusibles. Se aumenta la fusibilidad por adición de óxido manganeso ( $\text{MnO}$ ), óxido ferroso ( $\text{FeO}$ ), óxidos de plomo i álcalis.

Las escorias ricas en sílice son viscosas, i se solidifican lentamente por ser poco conductoras del calor; se les llama *escorias largas*, porque al enfriarse estiran en largos hilos.

Las escorias básicas, pobres en sílice, se enfrían fácilmente, porque conducen e irradian bien el calor; son mui fluidas i gotean como agua, por lo cual se les llama *escorias cortas*.

#### CRISOL INTERNO I CRISOL ESTERNO

Los hornos de fierro i los hornos de plomo tienen crisol interno, mientras que los hornos de cobre tienen jeneralmente crisol externo.

El crisol interno permite un trabajo mas económico que el crisol externo. En efecto, las pérdidas de calor son menores, i la separación de los productos de la fundición por densidad, es mas perfecta con la temperatura superior, resultando así una escoria mas limpia.

El crisol externo en los hornos de cobre deberá usarse solamente cuando las condiciones difíciles de la fundición, exigen reparaciones constantes del crisol, i propenden a la formación de chanchos infusibles, i cuando la acumulación del eje en grandes cantidades, como en el caso de la conversión, requiere receptáculos mui voluminosos. Esta última condición, podría, por otra parte, llenarse con el uso de anticrisoles, o sean combinaciones de los crisoles externos e internos.

#### CAMISAS DE AGUA I PAREDES DE LADRILLOS

Los hornos de camisas de agua irrogan pérdidas de calor en el agua de refrigeración, desventaja que no tienen las paredes de ladrillos en tan grande magnitud. Ventajoso es, por esta razón, el uso de paredes mistas, que llevan ladrillos sobre una sola serie de chaque-

tas. La zona de ladrillos se deberá hacer de material refractario i resistente a las acciones mecánicas i químicas, sobre todo si la temperatura alta alcanza a su nivel.

Suele ser compensable a veces la pérdida de calor de las camisas de agua, en hornos contruidos exclusivamente de material metálico, con el gasto de reparacion de los ladrillos en los hornos mistos.

Los hornos enteramente metálicos pueden llevar dos series superpuestas de camisas de agua o una sola de altura agregada. Muchos metalurjistas prefieren esta última construcción, ménos complicada, i con ménos puntos de destrucción por el fuego en las incrustaciones salinas que dejan las aguas de refrigeración.

#### CAMISAS DE ACERO, DE FIERRO FUNDIDO I DE COBRE

Las camisas de acero son mas resistentes a los cambios bruscos de temperatura; las de fierro fundido, soportan mejor la acción de las aguas salinas, como las del mar; las de cobre resisten mejor esta acción i la de las aguas ácidas i cobrizas. En la fundición pirítica, las camisas de fierro fundido soportan mejor la acción de los gases que las de acero.

#### PROPORCION DE COKE EN FUNDICION

La cantidad de coque necesaria para fundir una mezcla de minerales corriente, en hornos de 50 o mas toneladas es de 10 a 12 por ciento. Si los minerales son piritosos el consumo se reduce casi totalmente.

Cuando se trata de apreciar el costo de fundición de un mineral es de interés conocer la cantidad de coque que exige la fundición de la unidad del mineral i no de la mezcla de fusión, que lleva en jeneral cierta proporción de flujos. Si estos deben usarse en abundancia, el gasto de coque por unidad de mineral será mayor, se podrán tener en este sentido variaciones de 10 a 20 % o mas.

#### PÉRDIDA DE COBRE EN LA FUNDICION

Las escorias arrastran jeneralmente de 4 a 5 % del cobre de la carga de fundición. El cobre perdido en nuestras fundiciones llega a menudo a 10 %. El exceso de 6 a 5 % de cobre sobre el de las escorias, se pierde en los humos de los hornos, lo que prueba que la dotación de las cámaras de humos o de polvos es insuficiente, pues-

to que hai establecimientos bien provistos de estos dispositivos que logran obtener rendimientos de 95 % en la fundicion. En el caso de hornos de reverbero la necesidad en las cámaras se reduce debido a la pequeña velocidad de los gases.

### SILICATOS DE COBRE

Para reducir con mas facilidad la lei en cobre de un silicato en la fundicion se recomienda el flujo calcáreo, junto con ejes o sulfuros. La cal es una base mas fuerte que el óxido de fierro, i desaloja con facilidad al cobre del silicato

F. A. SUNDT,  
Ingeniero de Minas. — Profesor  
extraordinario de Metalurjia de  
la Universidad del Estado.



## Métodos rápidos de Análisis Técnicos

(Continuacion)

37. *Cobre.*—(Cu).—(Método por Cianuro de Potasio) .La solucion se hace disolviendo 21,15 gramos de la sal para un litro de agua. Un centímetro cúbico vale mas o ménos cinco miligramos de cobre, o uno por ciento sobre medio gramo.

38. Para titularla se pesan 100 miligramos de cobre puro, se les disuelve en 5 centímetros cúbicos de ácido nítrico, medidas exactas, i 15 c. c. de agua, haciéndola hervir suavemente hasta la completa espulsion de humos rojos; se añaden 50 c. c. de agua fria i 10 c. c. sobre medida, de amoniaco; se le enfria, i se agrega el cianuro, poco a poco, hasta que el color azul principie a desaparecer; entónces se le diluye hasta completar un volúmen de 150 c. c., se espera cinco minutos i se concluye la titulacion. Siempre es preferible dejar un color lila llegando a claro.

39. Para el ensaye, se pesa medio gramo de la muestra, i si no contiene sulfuros, es decir, bronces, piritas, blenda o galena, se le disuelve en 2 c. c. de ácido nítrico, 5 c.c. de agua i 7 c. c. de ácido sulfúrico, evaporándolo varios minutos a bastante calor despues que hayan aparecido en el vaso humos blancos densos. En seguida se el

enfria, i se agregan 5 c. c. de agua, i en caso de desarrollarse humos rojos será menester repetir el hervor hasta que aparezcan otra vez los humos blancos densos.

40. Si la muestra para ensaye contiene sulfuros, se la disuelve en 7 c. c. de nítrico i 7 c. c. de agua i un gramo de clorato de potasio evaporándola lentamente hasta que llegue casi a la sequedad, luego se agregan 15 c. c. de agua i 7 c. c. de ácido sulfúrico i se le evapora a mucho calor, hasta que se produzcan los humos blancos densos ya mencionados.

41. En seguida se le enfria i se agregan 100 c. c. de agua i varias placas de aluminio de mas o ménos  $3 \times 25 \times 50$  milímetros de tamaño i se mantiene el ensaye sobre un fuego suave durante 20 minutos o hasta que el cobre, que se precipita, se destaque del aluminio, dejándolo casi libre del precipitado. Se llena el vaso con agua caliente, se deja asentarse el precipitado, para en seguida decantar el líquido claro, se sacan las placas de aluminio, lavándolas con un chorrito de agua de modo que puedan las partículas de cobre caer en el vaso, se llena nuevamente el vaso con agua caliente i se deja asentarse otra vez el precipitado para repetir la decantacion. Ahora el vaso contiene todo el cobre i residuo insoluble, habiendo sido eliminado por decantacion el hierro, el níquel, el cobalto, el manganeso, la cali sobre todo, el zinc. El precipitado de cobre se disuelve i se titula exactamente de la manera descrita en el párrafo (38), usando las mismas cantidades de reactivos, el tiempo i el volúmen empleado en la titulacion.

42. En este método solamente la plata tiene valor como cobre i, dicho valor es insignificante si la lei de plata es ménos de 30 diezmilésimos. Si la lei es superior a 30, se agrega una gota de ácido clorhídrico en la solucion juntamente con los 100 c. c. de agua mencionados en el párrafo (41), se hace hervir i se agrega otra gota para comprobar que toda la plata ha sido precipitada en forma de cloruro, se le filtra, lavándola con agua caliente, se colocan las placas de aluminio en la solucion i se concluye la precipitacion del cobre i titulacion como anteriormente se ha descrito.

43. (Método directo de Cianuro). El método de uso mas comun en muchas partes, de descoloracion por cianuro, sin previa separacion por precipitacion, es absolutamente incorrecto si la muestra contiene zinc, níquel, cobalto, mangneso, plata o materias orgánicas. Pero una vez comprobada la ausencia de estos elementos, i tomando la precaucion de tener presente lo mismo, tanto en la titulacion de cianuro como en el ensaye, los resultados son mas exactos. Se procede asi: se des-



compone medio gramo de la muestra con 5 c. c. de agua i 5 c. c. de nítrico, si es oxidada, o con 5 c. c. de agua, 7 c. c. de nítrico i 1 gramo de clorato de potasio, si contiene sulfuros; en ambos casos se le evapora hasta la sequedad, se le enfria, se agregan 5 c. c. medidos exactamente de nítrico i 15 c. c. de agua, se le hace hervir para espeler los humos rojos, se agregan 50 c. c. de agua fria, 10 c. c. de amoníaco i se procede a titular con el cianuro rápidamente hasta que casi todo color haya desaparecido; entónces se filtra, no siendo menester lavar el precipitado porque el poco de color que pueda quedar en los poros es insignificante. Despues de filtrarlo se le diluye en agua fria hasta llegar a un volúmen de 150 c. c. i se concluye la descoloracion, teniendo cuidado de consumir el mismo tiempo empleado desde la adiccion del cianuro hasta la conclusion de la descoloracion, que el que se consumió en la titulacion con el cobre puro, a saber, mas o ménos cinco minutos.

44. (Método de Yoduro).—Se prepara una disolucion de hiposulfito de sodio disolviendo 20 gramos de sal en un litro de agua. Tambien se prepara una disolucion de almidon, de la manera siguiente: A dos gramos de almidon se agregan 20 c. c. de agua fria y una vez disgregado se le hierva con 150 c. c. de agua, se le deja asentarse durante una hora i se decanta el líquido claro para usarlo como una solucion indicadora.

45. En el ensaye se separa el cobre por precipitacion sobre aluminio de la manera descrita en el párrafo (39) i tanto el precipitado como los 100 miligramos de cobre puro se tratan de la manera siguiente: Se le disuelve en 5 c. c. de nítrico i 5 c. c. de agua, espeliendo los humos rojos sobre el fuego, se agregan 10 c. c. mas de agua i se le evapora casi hasta la sequedad, se agregan 20 c. c. de agua fria i se le neutraliza con amoníaco, agregando unas pocas gotas en exceso; se le hierva hasta que haya salido todo el olor del amonio i en seguida se agrega ácido acético hasta la neutralizacion, se le calienta agregando acético gota a gota hasta que se disuelva el cobre. En seguida se le enfria, se agregan 100 c. c. de agua fria i mas o ménos 3 gramos de yoduro de potasio i mas o ménos 2 c. c. de la disolucion de almidon. Entónces se le titula con el hiposulfito de sodio hasta que una gota haga desaparecer el último color azul. Un c. c. del hiposulfito vale mas o ménos uno por ciento de cobre sobre medio gramo. Elementos perturbadores no hai.

46. *Estañio*.—(Sn).—(Método de Pearce-Low). Se prepara una solucion de 10,66 gramos de yodo metálico, 20 gramos de yoduro de potasio i 50 c. c. de agua caliente, dejando que se disuelva durante

10 minutos sin llegar a hervir i se le diluye con agua fria hasta un litro. Un c. c. vale mas o ménos cinco miligramos de estaño i uno por cientosobre medio gramo de la muestra.

47. Para titular la solucion, se pesan 100 miligramos de estaño puro, se le disuelve en ácido clorhídrico, se agregan 200 c. c. de agua caliente i 4 a 6 clavos cortados de hierro i se le calienta sin que hierva, durante 20 minutos, se agregan 10 c. c. de ácido clorhídrico i se le deja enfriar. En seguida se sacan los clavos, lavándolos con agua fria. A la solucion se agrega 2 c. c. de la de almidon que se ha descrito en el párrafo (44) i se la titula con el yodo hasta que una gota de exceso produzca color azul.

48. Para el ensaye se pesa medio gramo de la barrilla o mineral, o un gramo de relaves o escorias; se le coloca en una capsulita de hierro delgado, de mas o ménos dos pulgadas de diámetro por dos de altura, se le humedece con unas gotas de agua agrega mas o ménos cuatro pulgadas de caústico de potasio o caústico de sodio de la clase que viene en varillas, se tapa la capsulita con una tapa de porcelana, platino, niquel o hierro mismo i se la calienta suavemente por varios minutos sobre una lámpara de soplete para espeler la humedad, i en seguida, a todo el calor de la lámpara hasta completar la fusion; se quita la lámpara, se saca la tapa invirtiéndola i se vacia lo fundido en la misma tapa, dejando enfriar todo; en seguida se le disuelve en agua caliente, cambiando la solucion a un vaso i teniendo cuidado de lavar con unas gotas de ácido clorhídrico la capsulita i la tapa. Luego se añade ácido clorhídrico a la solucion hasta que se neutralice i 10 c. c. mas en exceso, se colocan 8 a 10 clavos, i se concluye como he descrito anteriormente en el párrafo (47) tomando la precaucion de calentar la solucion con los clavos hasta la completa descoloracion.

49. El único elemento perturbador es el azufre en estado de sulfuro, es decir: piritas, blenda, galena, etc. En tal caso se descompone la muestra con ácido nítrico i clorato de potasio, evaporándolo hasta la sequedad, repitiendo este tratamiento si acaso quedasen algunos glóbulos de azufre. En seguida se le enfria, se agregan 10 c. c. de ácido clorhídrico i se procede a separar, por filtracion, el residuo insoluble, tal como se ha descrito anteriormente en el párrafo (3). Este residuo contiene todo el estaño i se le vacia a la capsulita de hierro para fundirlo con el caústico segun lo descrito en el párrafo (48). Con un poco de práctica se puede terminar un ensaye en menos de una hora. Los clavos pueden ser reemplazados por una placa de niquel o una cadenita de hierro puro de mas o ménos un pié de largo. La capsulita i la cadenita sirven muchas veces. En este

método, tal como en todos los otros, se aconseja hacer un ensaye en blanco para comprobar la ausencia de sustancias perturbadoras en los reactivos, i si con este procedimiento se encontrara cualquiera lei, habrá necesidad de deducirla de cada ensaye.

#### ANALISIS DE ESCORIAS DE COBRE I PLOMO

50. La muestra de escoria se enfria por granulacion en agua, procedimiento que la deja en estado apto para la disolucion.

51. *Sílice*.—Si  $O_2$ .—Se reduce a polvo en un mortero de ágata la escoria en cantidad de 1 gramo aproximativamente i se toma 0.5 gramo para el análisis; éste se coloca en una cápsula de porcelana, chica; se trata con 6 gotas de agua, se ajita con una varilla de vidrio de base plana, se añaden 3 centímetros cúbicos de ácido clorhídrico concentrado i se ajita otra vez hasta que todo se haya jelatinizado. Con la misma varilla se separa el residuo del fondo hácia los lados, se pone sobre una placa de fierro caliente, evaporando con un calor suave, durante algunos minutos, casi hasta la sequedad; se trae el residuo nuevamente hácia el fondo, removiéndolo con la varilla i se calient hasta sequedad, sin llevar el calor hasta la coloracion roja del óxido de fierro, removiendo siempre el todo con la varilla; se deja enfriar, se agregan 10 c. c. de ácido clorhídrico concentrado; se hace hervir, se añaden 40 c. c. de agua caliente i se filtra, lavando bien con agua caliente; la sílice se seca, se calcina i se pesa como  $Si O_2$  deduciendo el peso de la ceniza del filtro.

52. *Alúmina*.— $Al_2O_3$ .—El líquido filtrado de la sílice se adiciona de 3 c. c. de ácido nítrico concentrado, para peroxidar el fierro, haciéndolo hervir; se neutraliza despues con amoníaco, agregando 10 c. c. de exceso; se calienta hasta que comience a hervir, se filtra i lava con agua caliente i gotas de amoníaco, conservando el líquido concentrado para la determinacion de la magnesia. Se redisuelve el precipitado en el filtro con ácido clorhídrico, añadiendo 30 c. c. de agua caliente, se neutraliza nuevamente con amoníaco, i calentando hasta la ebullicion, se filtra otra vez sobre nuevo filtro, i se lava con agua caliente i amoníaco. El líquido filtrado se reune al anterior para el ensaye de la magnesia. El filtro se seca, calcina i pesa. El peso obtenido corresponde a  $Al_2O_3 + Fe_2O_3$ .

53. Se hace, por otra parte, la determinacion del fierro en una nueva porcion, como se indicará separadamente. La cantidad dosada de fierro se multiplica por 1.43, obteniendo así la cantidad de  $Fe_2O_3$  co-

rrespondiente; i, deduciendo este peso de la cantidad  $Al_2O_3 + Fe_2O_3$ , se obtiene el peso de  $Al_2O_3$  buscado.

54. *Magnesia*, Mg. O.—A las dos soluciones reunidas del método para la Alumina, se agregan mas o ménos 3 gramos de oxalato de amonio i se le hace hervir durante 20 minutos i se procede a efectuar la filtracion del oxalato de calcio, lavando el precipitado varias veces con agua caliente i amoníaco. Enseguida se procede de la manera ya descrita en el párrafo (25).

55. *Hierro*, Fe.—0.5 gramo de la muestra se trata en un vaso con 50 c. c. de agua, se hace hervir i, ajitando con una varilla de vidrio se agregan 15 c. c. de ácido clorhídrico concentrado; se continúa el hervor durante 5 minutos; se agregan 10 gramos de plomo granulado i otros 50 c. c. de agua i se hace hervir suavemente hasta que la solución se haya descolorado; se decanta despues, lavando el plomo 3 veces con agua caliente, se deja enfriar i se pasa a dosificar el hierro con una disolucion de bicromato de potasio, usando como solución indicadora, ferricianuro de potasio (prusiato rojo), que se emplea en gotas sobre una placa blanca de porcelana, probando, despues de cada adición de bicromato, con una gota sacada con la varilla de vidrio. El ensaye ha terminado cuando la solución indicadora no produce mas precipitado azul.

56. La disolucion de bicromato de potasio se prepara disolviendo en 200 c. c. de agua caliente 8.77 gramos de la sal pura cristalizada; se deja enfriar i se diluye hasta 2 litros. Con esta concentración 1 c. c. equivale aproximativamente a 5 miligramos de hierro, o sea a 1%, cuando el peso de la muestra es de 0.5 gramo.

57. Para titular la solución se disuelven 200 mgrs. de alambre de hierro puro en 10 c. c. de ácido clorhídrico, se añaden 2 gramos de plomo granulado i se procede con la reducción i dosificación, tal como ya se ha indicado mas atras.

La concentración del prusiato rojo es aproximativamente de 100 miligramos por 50 c. c. de agua.

58. *Cal.*—Ca. O.—0.5 gramos de la escoria se trata en un vaso de 250 c. c. de capacidad con 30 c. c. de agua, hirviéndola, i agregando durante la ajitación 5 c. c. de ácido nítrico concentrado, medidos exactamente; se continúa el hervor dos minutos mas, i se diluye con 150 c. c. de agua caliente; continuando la ebullicion se adiciona de una sola gota de ácido sulfúrico, para precipitar el bario si lo hai (cantidad suficiente para arrastrar 15% de bario). Se neutraliza en seguida con amoníaco con las siguientes precauciones: Durante el hervor i ajitación se agrega el amoníaco gota a gota casi hasta neutralización: la

solucion toma débil color rojo, debiendo aparecer solo pequeña cantidad de sílice jelatinosa. Inmediatamente despues se añaden 3 gramos de oxalato de amonio i se hace hervir 4 minutos; los silicatos de fierro, de aluminio, etc., se mantienen así en solucion, i la cal es arras-trada como oxalato de calcio, el cual se recoje en un filtro, lavándolo 3 veces con agua caliente, 2 veces con agua caliente i amoníaco, i 2 veces mas con agua caliente sola. Los líquidos de lavado se añaden sucesivamente sobre el filtro, despues de haberse filtrado todo el pre-cedente. El precipitado de oxalato de calcio se disuelve en el mismo vaso en que se efectuó la precipitacion de la manera siguiente: Al vaso se agregan 50 c. c. de agua fria i 15 c. c. de ácido sulfúrico: se hacen hervir i entónces se vácia el precipitado, en su mayor parte con un chorro de agua caliente, reteniendo el filtro en el embudo. Se titu-la en seguida con permanganato de potasio, que se deja escurrir hasta coloracion rosácea persistente. Se agrega ahora al vaso el filtro con el precipitado que aun retiene en sus poros, i se concluye la titu-lacion rápidamente (1).

59. *Zinc.*--Zn.--Se disuelve 0.5 gramos de la escoria en una cápsula de porcelana con 3 gotas de agua, se remueve con una varilla de vidrio, se agregan 5 c. c. de ácido nítrico i se evapora casi hasta sequedad; se añade entónces 0.5 gramos de clorato de potasio, 5 c. c. mas de ácido nítrico, i se evapora ahora hasta sequedad. Se deja enfriar, se añaden 5 gramos de cloruro de amonio, 10 c. c. de amoníaco i 50 c. c. de agua, calentando hasta que comience a hervir. Filtrase despues, lavando con agua caliente i amoníaco 4 veces.

60. El líquido filtrado se neutraliza con ácido clorhídrico agre-gando 5 c. c. de exceso i 5 gramos de plomo granulado, que precipita el cobre; se hace hervir 5 minutos, se agregan 5 c. c. mas de ácido clorhídrico i se dosifica en caliente con prusiato amarillo o ferrocia-nuro de potasio, del siguiente modo:

---

(1) El papel de filtro no actúa sobre el permanganato, sino despues de al-gunos minutos, de modo que es posible terminar el ensaye con exactitud, ántes de que aquél haga sentir su efecto.

La disolucion del permanganato se prepara disolviendo 11.76 gramos de la sal en agua caliente i diluyéndola despues hasta 2 litros, 1 c. c. de esta soluciu equivale aproximadamente a 5 miligramos de cal. (La misma solucion equivale a 10 miligra-mos de fierro i a 3 miligramos de manganeso).

La disolucion de permanganato se titula con ácido oxálico, del cual se pesan exac-tamente 225 mgrs., previamente secados con cuidado a 100° c. i se disuelven 50 c. c. de agua caliente. Aquellos equivalen a 200 mgrs. de hierro o a 100 mgrs. de cal. La disolucion se deja enfriar, i se agregan despues 15 c. c. de ácido sulfúrico i 150 c. c. de agua caliente i se titula.

61. De una bureta se deja escurrir el ferrocianuro agitando la solución fuertemente: después de cada adición se saca una gota, probándola en una plancha de porcelana con una gota de acetato de uranio. El fin del ensaye se indica por la coloración roja del acetato de uranio.

62. Para evitar el exceso de ferrocianuro es preciso conservar una parte de la disolución, agregándola, poco a poco después de haber titulado la mayor parte.

63. La disolución de ferrocianuro se hará disolviendo en agua caliente 39.78 gramos de la sal, diluyéndola hasta dos litros, 1 c. c. de esta solución equivale a 5 mgrs. de zinc aproximativamente, o a 1% sobre 0.5 gramos.

El acetato de uranio se emplea en solución saturada.

64. Para efectuar la titulación del ferrocianuro se pesan 200 mgrs., de zinc metálico o 250 gr. de óxido de zinc,  $ZnO$ , que equivalen a los anteriores, i se disuelven en 15 c. c. de ácido clorhídrico i un poco de agua caliente, se neutraliza después con amoníaco para formar cloruro de amonio, cuya presencia es indispensable en el ensaye; se agregan 5 c. c. más de ácido clorhídrico i se procede a la titulación con el ferrocianuro como se ha indicado.

Antes de concluir la titulación, cuando falta más o menos 1 c. c. del ferrocianuro se diluye la solución con agua caliente hasta 150 c. c. de volumen, i se termina en seguida la titulación.

El ensaye de la escoria también debe terminarse con igual volumen de solución.

Deberá hacerse un ensaye en blanco en igualdad de condiciones, para determinar el gasto de ferrocianuro necesario en la reacción con el acetato de uranio.

Esta cantidad deberá ser descontada en el ensaye efectivo, como en la titulación. El exceso de ferrocianuro así usado llega a cerca de 0.3 de c. c.

El método indicado en sus puntos más importantes es según ideas del señor A. H. Low.

65. *Manganeso.*--Mn.--(Método de . olhard), 0.5 gramo de la escoria se trata en un vaso de 500 c. c. de capacidad con 50 c. c. de agua, que se hace hervir, i se añaden 10 c. c. de ácido clorhídrico durante la agitación; después de 2 minutos de ebullición se adiciona de 0.5 gramos de clorato de potasio; se continúa la ebullición hasta cesación del olor a cloro libre; se agregan 150 c. c. de agua caliente, lavando las paredes del vaso, en seguida se añaden 3 c. c. de ácido clorhídrico, se hace hervir otra vez, i se añaden entonces unos 30 gramos de óxido de zinc, poco a poco, hasta la producción de una lechada. Se titula

así con la misma disolucion de permanganato usada en el ensaye de cal, ajitándola vigorosamente despues de cada adición hasta el término, que se indica por una coloracion rosácea persistente aun despues de la ebullicion.

El título del permanganato en cal multiplicado por 0.594 da la cantidad de manganeso correspondiente a 1 c c.

66. *Cobre.*-Cu.—5 gramos setratan en un vaso de 750 c c con 200 c c de agua caliente i se hacen hervir; se agrega en seguida, manteniendo el hervor, una mezcla de 15 c c de ácido sulfúrico i 60 c c de agua; se continúa la ebullicion durante 3 minutos i se diluye despues con agua caliente hasta un volúmen de 500 c c.

67. (Toda la sílice, óxido de fierro, cal i alúmina entran así en solucion; igual sucede con el cobre en estado de óxido). Se ponen despues 3 placas de aluminio, de  $50 \times 25 \times 4$  milímetros de tamaño, i se mantiene el vaso sobre un fuego suave durante 20 minutos. Todo el cobre queda así en el residuo; se decanta a otro vaso de igual tamaño dejandolo asentarse durante 10 minutos, decantando nuevamente. La materia negra que pueda flotar es carbon. El cobre, que queda en el residuo, se tratacon 5 c c de ácido nítrico i se hace hervir. Se añaden despues 10 c c de amoniaco i se titula con cianuro de potacio.

Este ensaye puede concluirse en 30 minutos, mas o ménos.

68. Este método requiere las precauciones siguientes para mantener la sílice en solucion. Deberá operarse sobre un volúmen considerable, como se ha dicho, manteniéndolo siempre a la ebullicion icon débil proporción de ácido. Un exceso de ácido deshidrata la sílice i la precipita en estado jelatinoso, de modo que suele ser preciso reemplazar el agua perdida por evaporacion, durante el período de precipitación.

69. La solucion de cianuro de potasio se prepara disolviendo en 500 gramos de agua caliente, 42.30 gramos de la sal químicamente pura i diluyendo hasta 2 litros con agua fria. 1 c c de esta solucionequivale aproximativamente a 5 miligramos de cobre, o a 0.1 % sobre 5 gramos.

70. Para titular esta disolucion, se disuelven 200 mgrs. de cobre laminado puro en 5 c c de ácido nítrico, medidos exactamente i 15 c c de agua caliente, se hace hervir hasta espulsion completa de los humos rojos, se añaden 50 c c de agua fria i 10 c c de amoniaco, sobre medida. La cantidad de nitrato de amonio presente, formada por el ácido nítrico i el amoniaco, influyen sobre el resultado del ensaye, de modo que deben usarse las mismas cantidades de reactivos, tanto en el ensaye como en la titulacion, i emplear igual tiempo en la descoloracion.

71. *Plomo--Pb.*--5 gramos de la escoria se disuelven de la manera indicada para el ensaye de cobre; se diluye hasta 700 cc con agua caliente i se deja asentar durante 15 minutos; se decanta, se agrega 5 cc de ácido nítrico i 10 cc de ácido sulfúrico i se hace hervir hasta produccion copiosa de humos blancos densos de anhídrido sulfúrico, i se filtra, lavando 4 veces con agua caliente; se trasvasa el precipitado con el filtro a un vaso de 200 cc; se añaden 30 cc de una solución concentrada i neutral de acetato de amonio; se hace hervir, se diluye hasta 150 cc con agua caliente i se titula en caliente con una disolución de molibdato de amonio, usando como indicador una solución débil de ácido tánico (200 mgrs. por 100 cc de agua) sobre una placa de porcelana. El fin del ensaye se indica por un color pardo.

Para evitar un exceso del molibdato, se debe separar una parte de la solución que se ensaya, i agregarla al fin.

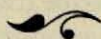
72. La solución de molibdato de amonio se prepara disolviendo 8.72 gramos de la sal en 290 cc de agua caliente i diluyendo hasta un volumen de 2 litros. 1 cc de esta solución equivale aproximativamente a 5 mgrs. de plomo o a 0.1% sobre 5 gramos.

73. Para titular el molibdato se muele en un mortero de ágata mas o ménos 0.5 gramo de sulfato de plomo i se pesan de él 293 mgrs. se disuelven en 30 cc del acetato de amonio indicado i se concluye la titulación como se ha descrito precedentemente; 293 mgrs. de  $Pb\ SO_4$  equivalen a 200 mgrs. de Pb.

La titulación corresponde al método del señor H. H. Alexander.

NOTA—Los procedimientos, de disolución de la escoria, en los métodos arriba descritos, son originales del autor.

F. D. ALLER, E. M.



## La fundición pirítica en Carrizal

Después de mi visita a la fundición de Chañarcitos, de la Sociedad de Minas i Fundición de Carrizal, seis meses atrás, los progresos que se ha conseguido hacer en la fundición de los minerales piríticos de la región, son dignos de anotarse (1).

(1) La descripción de esta fundición aparecerá en el Volumen IV de la Estadística Minera de Chile, que es á en prensa.



Como es sabido, en Chile los broncees son relativamente escasos, debido a la profundidad aun pequeña de la mayoría de sus minas, i el azufre no es un elemento abundante en las fundiciones del país. El caso de la fundicion de Chañarcitos en Carrizal es de escepcion. El mineral de Cerro Blanco, entre otros, produce gran abundancia de broncees amarillos que forman la parte principal del lecho de fusion del horno. Mezclas con 9 a 10% de cobre se funden en un horno de manga con capacidad hasta de 100 toneladas en 24 horas. Como el diámetro cuadrado, ha alcanzado, pues, a 900 kgs., cifra que constituye un record notable. Esta gran capacidad de fusion se debe a la mezcla piritosa que se funde; segun mis últimas informaciones, la cantidad de coke usada en el horno es de  $6\frac{2}{3}$  partes por 100 de mezcla de fusion, o en otros términos, de 1 parte por 15 de mezcla. Fundicion pirítica tal no se ha hecho ántes en Chile y este éxito debe mirarse con entusiasmo. La fundicion de Carrizal que hace apénas dos años fundia todavía sus minerales en hornos de reverbero, ha reaccionado en sus métodos de fundicion, logrando llegar a los ventajosísimos resultados presentes. La tuesta o calcina de los broncees, por supuesto, ha desaparecido. Los ejes obtenidos tienen de 40 a 45% de cobre.

Merece tambien mencionarse el hecho de que en esta evolucion de la técnica de la fundicion se ha prescindido casi en absoluto de toda la enseñanza ya adquirida en las grandes fundiciones piríticas de otros países. Basta decir que en tiempo de mi visita, y cuando ya se habia entrado al franco período de la fundicion semipirítica, se ignoraba completamente la composicion química de las cargas de fusion i de la escoria. Por curiosidad determiné la proporcion de sílice en la escoria que era de 40%. Sabemos que en la fundicion pirítica esta cifra debe bajar a 30 o 35%, a fin de facilitar la fusion de las cargas, con un mínimo de coke. Escorias ferruginosas con mayor proporcion de sílice exigen mayor temperatura de fusion.



## La fundicion pirítica en Maitenes, Santiago

Hace pocos meses tuve ocasion de conocer la fundicion de Maitenes, situada en Las Condes, provincia de Santiago.

Este plantel se abastece con una gran parte de la produccion minera del mineral de Los Broncees, situado hácia el naciente, en la

cordillera andina de Santiago. Los minerales explotados son en su totalidad bronce amarillos i blancos, que en promedio contienen 23% de cobre i pequeña proporcion de gangas térreas.

La operacion de la fundicion se conduce en hornos de manga circulares, de capacidad aproximativa de 30 toneladas diarias en la actualidad, pero como la fundicion que hoy se hace, produciria ejes muy bajos en cobre, sobre el mineral crudo, el sistema que se mantiene en práctica exige una tuesta oxidante de los bronce, antes de la fundicion. La tuesta se efectúa en parvas abiertas i a la intemperie, i dura algunas semanas; pero es imperfecta i los ejes resultantes en la fundicion son en parte muy bajos en cobre para que puedan oxidarse con economía, en el convertidor, razon que exige un repaso en el horno, antes de la conversion.

El establecimiento de Maitenes se erijió en las proximidades del año 1884, i fué el primero que en Chile puso en práctica el sistema de convertidores para transformar los ejes en cobre metálico. La refinacion de aquellos se hace, pues, conforme a innovaciones modernas que permiten obtener economías sobre los sistemas mas antiguos. Pero la fundicion de los minerales no ha experimentado el mismo grado de desenvolvimiento, hecho que en este plantel es tanto mas notable cuanto que es uno de los poquísimos que dentro del pais pueden, por sus condiciones, realizar la fundicion pirítica, fundicion que, como se sabe, solo puede conducirse con minerales piritosos de escepcional composicion, i que en sus grados extremos ha llegado a realizarse con 0,25% de coke (Mount Lyell, Tasmania). Si se considera que el gasto de combustible llega comunmente en la fundicion al 50% o mas de su costo, se comprende en seguida la ventaja que la aplicacion de la fundicion pirítica importa. Téngase presente, ademas, que este cambio de método de trabajo no exige una transformacion radical del plantel de hornos de manga, i que en este pais (Carrizal) se ha evolucionado en el mismo sentido que podria seguir la fundicion de Maitenes. Esta modernizacion del trabajo de Maitenes traeria probablemente entre otras consecuencias beneficiosas el abaratamiento de la produccion actual en las minas que surten al plantel.

Tanto en Maitenes como en Los Bronces tenemos dos ejemplos manifiestos de que las industrias ricas producen costos de explotacion mas elevados que las pobres, i con métodos de trabajo mas imperfectos que sus situaciones económicas favorables no apremian a reformar.

## La concentracion de los minerales

### OBJETO DEL PROCEDIMIENTO

En su sentido mas amplio, el término concentracion, aplicado al tratamiento de los minerales, incluye todo método por el cual un mineral se separa en diferentes partes, de las cuales las estériles se eliminan, aprovechando las que tienen valor. La fundicion es un procedimiento de concentracion, pero como en este caso la separacion se efectúa por medios químicos, el término hasta aquí usado se restringe a la separacion de los componentes de los minerales por medios mecánicos.

Omitiendo la concentracion eléctrica i magnética, todos los métodos mecánicos de concentracion, por via seca o húmeda, se basan en la diferencia de peso específico entre los minerales útiles i las gangas o materiales estériles, i de un modo jeneral, cuanto mayor es la diferencia entre los pesos específicos, tanto mas fácil será su separacion. La concentracion convierte a los minerales en productos mercantiles, preparándolos para su tratamiento final de obtencion de los valores en estado metálico. Este procedimiento final pertenece a la fundicion i refinacion, i no se considerará aquí.

Durante los últimos años la concentracion de los minerales ha recibido gran atencion i el procedimiento se ha colocado en bases mas firmes que ántes. La razon de esto es clara. En la administracion moderna de las minas, los piques se abren con gran rapidez, i los minerales de las bonanzas se estraen rápidamente, dejando, por regla jeneral, grandes macizos de minerales pobres, demasiado pobres para que puedan pagar sus trasportes a las fundiciones con alguna utilidad. Mas aun, se sabe que existen vastas extensiones de minerales pobres en todos los distritos mineros, que, tarde o temprano, tendrán que producirnos los metales preciosos i demas.

Para trabajar estos minerales, se necesitan planteles de concentracion, i aun que se han hecho grandes progresos en el arte de la preparacion de los minerales, puede decirse que recién comenzamos a ver el campo que podemos abordar a este respecto. Dia a dia se hacen nuevos descubrimientos i se perfeccionan nuevas combinacio-

nes para trabajar minerales por medio de la concentracion. Los expertos no se detienen ahora en la mera concentracion, sino que agregan los diversos sistemas de lexiviacion i amalgamacion. Un experto competente, con base de cualquier mineral actualmente explotado, con tal que contenga suficiente valor, formulará un procedimiento combinado para tratar el mineral a bajo costo i con utilidad.

Las diversas combinaciones posibles en los procedimientos de concentracion son casi innumerables. A continuacion solo indicamos las mas comunes.

*Primera:* trituracion simple a una fineza o tamaño dado, i simple concentracion. Esta se aplica a minerales simples que no requieren tratamiento posterior.

*Segunda:* trituracion i concentracion seguida de separacion. Esta combinacion se aplica particularmente a minerales complejos de zinc, plomo i fierro. Cuando el peso específico del zinc i fierro es mui parecido, se separará el plomo en la primera concentracion, en lo posible, i el resto del plomo i fierro se separarán del zinc en una segunda serie de mesas. Como la mayor parte de la ganga se separa en el primer tratamiento, i mucha parte del plomo i fierro se necesitará reconcentrar despues, solo una pequeña parte del total que exigirá así un número proporcionado de mesas de separacion.

*Tercera:* trituracion progresiva i concentracion, esto es, trituracion a un tamaño dado i concentracion; despues retrituracion del producto a una fuerza mayor i reconcentracion. Este tratamiento se aplica principalmente a minerales con galena gruesa, pirita de cobre o cobre gris, o cualquier mineral con tendencia a pulverizarse.

*Cuarta:* simple concentracion, para estraer todo el valor posible, i despues tratamiento subsecuente de los relaves por extraccion en agua. Si solo se quiere estraer la plata de los relaves, el tratamiento se hará con hiposulfito o cianuro. El tratamiento previo de concentracion para separar los sulfuros i la lexiviacion subsiguiente de los relaves, evita la tuesta i produce una extraccion mejor que el antiguo sistema de tuesta i lexiviacion seguida de concentracion.

Es mas sencillo enumerar los minerales que no son concentrables que los que lo son. Ellos son los siguientes:

La pirita de hierro pesada, o la pirita i cobre que no contienen sílice, pero que pueden tener oro i plata.

Los carbonatos i silicatos de cobre sin sulfuros. Esta es la lista completa de minerales no concentrables.

Todos los demas minerales pueden tratarse por concentracion directa o por combinacion con la extraccion en agua.

El plomo en cualquiera forma es mui fácil de ser concentrado de otros minerales i gangas i en jeneral puede recuperarse el 90 % o mas. El cobre en la forma de cobre negro o de sulfuro o en forma de cualquier óxido superior es fácil de concentrar. Por otra parte, los sulfuros de cobre, especialmente la calcopirita, son de difícil concentracion, debido a que se pulverizan. Todos los minerales de fierro, escepto los carbonatos i óxidos mezclados, se recuperan fácilmente. Los minerales de zinc, escepto sus combinaciones pesadas con fierro o cobre se concentran sin dificultad. El oro es en extremo fácil de concentrar, i es corriente obtener rendimientos de 95 % del valor del mineral orijinal. En cuanto a la plata el rendimiento puede ser pequeño en el producto concentrado, porque la parte de la plata en forma de cloruro u otro compuesto liviano son fáciles de lixiviar.

En minerales apropiados, el rendimiento medio obtenido en la concentracion es el siguiente:

Plomo de 90% a 95 %	Oro	de 85 % a 95 %
Cobre » 70 » a 90 »	Plata	» 60 » a 90 »
Zinc » 50 » a 92 »	Tungsteno	» 80 » a 90
Fierro » 75 » a 95 »	Corundo	» 75 » a 85 »
Estaño » 85 » a 95 »	Granate	» 60 » a 80 »

Los minerales mas difíciles de concentrar son los combinados de plomo, zinc, fierro i cobre, en forma de sulfuros, i acaso con ganga de cuarzo, espato de cal, barita i granate. En tal caso el fierro, el zinc, el cobre, el granate i la barita son casi del mismo peso específico. Con cuidadosa manipulacion, empero, se puede llegar a concentrar tales minerales; por ejemplo, el plomo puede separarse mui bien, i posiblemente una parte del fierro. Una molienda mas fina separará parte del zinc i del cobre; el resto del material deberá tratarse, crudo o tostado, por imanes. Los productos mercantiles de estos minerales serán: primero, el plomo con algo de fierro i la mayoría de la plata; segundo, un concentrado de cobre con mucho zinc i fierro; tercero, un concentrado de zinc mui puro.

#### PREPARACION DEL MINERAL

En un plantel de concentracion de minerales, la primera operacion es la trituracion, i es de gran importancia. Para la trituracion preliminar se ha estendido el uso de la trituratora Blake, que ha obtenido la supremacia en competicion con muchas máquinas que han

aparecido i desaparecido en tiempos de la Blake. Sin embargo, el primer período de la reduccion del mineral es de menor importancia comparada con la trituracion final hasta un tamaño adecuado para el tratamiento en cribas o en mesas; pero puede decirse que es aconsejable disponer de una trituradora de suficiente capacidad para tratar en una jornada de ocho a doce horas el mineral que se concentra en veinticuatro, ahorrándose así el trabajo de un hombre en el tiempo restante.

Medidas las máquinas de trituracion por el desgaste de sus partes por tonelada de mineral triturado, los pisones son las máquinas mas económicas, pero los pisones dan un producto totalmente inadecuado para fines de concentracion, i a tal punto que estas máquinas no tienen cabida al proyectar un plantel de esta clase, excepto cuando se usa la amalgamacion, caso en que se concentran los productos que no llevan el oro i la plata amalgamable. La concentracion es una operacion delicada, pero las mesas se han desarrollado al punto de poder separar minerales mui parecidos, i la concentracion depende ahora mas de la preparacion de las turbias que de dificultades de separacion.

Para producir una turbia granular de tamaño uniforme, con un miño de lamas o material demasiado fino, los cilindros se han abierto un lugar preferente, que no les ha sido arrebatado por otras máquinas ingeniosas. No hai máquina en uso que aplique la fuerza de trituracion al mineral de manera tan correcta i ventajosa como los cilindros, i con ménos friccion productora de las lamas. Ningun molino, molienda por golpes o presion, podrá suministrar un producto apropiado para la concentracion, porque las partes mas duras del mineral pulverizarán las mas blandas ántes que las primeras tengan la fineza suficiente para atravesar los tamices. La gravedad de este resultado es aumentada por el hecho de que los valores del mineral están jeneralmente en las partes mas blandas, al paso que las gangas son en jeneral de mayor dureza.

El único caso en que es aconsejable usar otras máquinas que los cilindros en la trituracion para concentrar, es el caso en que la mayor parte del mineral puede amalgamarse, caso en que con una prévia concentracion gruesa por ejemplo en cribas separa la parte principal, o cuando la molienda fina, digamos a 16 mallas por centímetro lineal, no es necesaria.

Ha sido costumbre usar separadores o clasificadores de agua para material de 8 mallas por centímetro lineal, i concentrar estos productos separadamente.

La esperiencia de muchos años sobre variadísimos minerales ha mostrado que no hai ventaja, i a menudo desventaja, en clasificar los minerales hidráulicamente ántes de la concentracion. Los clasificadores hidráulicos son sencillos, pero introducen un elemento que requiere atencion i regulacion, consumen gran cantidad de agua, diluyen las turbias, disminuyen la capacidad de las concentradoras i finalmente, lo que es mas importante, arrastran con el exceso de agua, gran cantidad de mineral útil porque las partes mas finas del mineral son las partes mas ricas en proporcion.

Esta cuestion de la clasificacion ha recibido mucho estudio en el Transvaal, tambien en las minas de Broken Hills, en las minas de estaño de Cornish i en Estados Unidos en muchísimos distritos mineros; de modo que ese testimonio debe aceptarse como concluyente: los resultados no fueron tan buenos como cuando la clasificacion se hace en harneros.

En los clasificadores hidráulicos el mineral se clasifica al caer en contra de una corriente de agua. El ménos científico comprenderá que las partículas de cuarzo i mineral caerán segun su tamaño i peso; de consiguiente, las partículas se concentran por *peso* i no por *tamaño*, i las partículas de cuarzo serán mas grandes que las de mineral; i al mismo tiempo el material mas fino es arrastrado por el agua. Como casi todos los sistemas de concentracion se basan en la diferencia de peso específico de las partículas tratadas, es difícil comprender que esta clasificacion hidráulica sea conveniente para la concentracion en mesas vibrantes, vanners o cribas. No solo se trata de esto, sino que se produce un limo diluido que es mui difícil de aprovechar.

Los minerales clasificados en tamices dan productos de igual tamaño, prescindiendo de su peso específico, i son así fácilmente separados en las concentradoras; pero la clasificacion en telas mas finas que 12 o 16 mallas por centímetro lineal es mui difícil i cara. Recientemente, sin embargo, se han hecho progresos en los harneros, haciendo posible el tamizado en telas de 32 i 48 mallas. Nos referimos a nuestros tamices planos, de enorme capacidad i poco tamaño.

Un sistema ideal para tratar minerales que se pulverizan con dificultad es una concentracion doble o triple. Por ejemplo, trituracion a 6 mallas, i tamizado directo a mesas. Simplex i separacion del producto que requiere retrituracion. Se obtendrán así tres productos: primero, concentrados puros, que contendrán la mayor parte del limo i material fino; segundo, relaves prácticamente limpios, que pueden botarse; tercero, medios o material de partículas de mineral

que necesitan triturarse. Los medios se triturarán i tamizarán en mallas de 12 hilos i se reconcentrarán, i si es necesario, se repetirá la operacion en mallas de 24 hilos. Se ve que así se verifica una reduccion gradual, i solo sobre la parte del mineral que requiera molienda estrafina, con lo que se evita produccion de turbias, las que se retiraran a medida que se producen.

Con doble o triple concentracion se impide mucho la formacion de turbias, pero siempre habrá produccion de material fino que se escapa.

### PROCEDIMIENTO PRELIMINAR

Antes de decidir la ereccion de un plantel se hará una cuidadosísima investigacion, determinándose claramente los hechos siguientes: si hai mineral abundante para garantizar la construccion del plantel; si la mina puede mantener al plantel en toda su capacidad; si hai agua suficiente; i si el valor del mineral permitirá explotarlo i concentrarlo con utilidad.

Toda la mina se muestreará con el mayor cuidado. Si los ensa-yes indican un valor tres a cuatro veces mayor que el costo de explotacion, se justificarán investigaciones mas completas.

Un promedio del mineral se triturará i tamizará en telas de 3 mallas; 1,5 kilógramo de esta parte se tamizará en telas de 6, 10, 12, 16 i 24 mallas. La cantidad que quede en cada tamiz se pesa por separado, i tambien la parte mas fina que pase el último tamiz. Este ensaye dará idea de cómo el mineral se triturará prácticamente, indicando su facilidad para trasformarse en lama.

Cada lote se lavará en la batea, examinando los relaves con una lente para ver como se separa. Se encontrará un tamaño en que queda libertado el mineral de la ganga, tamaño que será el que habrá de dársele en la molienda. Si al examinar la lama que pasa por el último tamiz contiene mucha ganga, el mineral se transforma mal en lamas. La cantidad relativa que queda en cada tamiz indicará tambien la tendencia a producir lamas pues cuanto mayor sea la cantidad que pase los tamices finos menor será la facilidad de producir lamas. Si el mineral es grueso i la parte que queda en el tamiz de 6 mallas es grande, i queda exento de ganga, no será necesaria una molienda mas fina, i el mineral será adecuado para el tratamiento.

El siguiente paso es mandar a lo ménos una tonelada del mineral a algun especialista con intrucciones para reducirlo al tamaño determinado previamente, reservando por lo ménos la mitad para



esperimentos ulteriores. Se hará una prueba cuidadosa por algun sistema bien conocido de concentracion, i se recuperará gran parte de los relaves en asentadores. Todos los productos se ensayarán, haciéndose un informe detallado. Con estos datos podrán hacerse otras pruebas, con el resto del mineral, hasta obtener el máximo de resultados.

Si los relaves tienen mucha lama, se tratarán en mesas de lona, pues a menudo se consigue así un rendimiento mayor. Si los relaves no tienen mucha lama pero tienen todavía mucho valor, se experimentará la lexicivacion con hiposulfito, cianuro, etc. La separacion por medio de máquinas magnéticas i estáticas se ha desarrollado comercialmente i ha aumentado el campo de la concentracion, incluyendo en ella la separacion de minerales que no se adaptan al procedimiento en agua, debido a la pequeña diferencia de sus pesos específicos. Agreguemos, por fin, los procedimientos de concentracion por el aceite, en que se aprovecha, otra propiedad física mas, la del grado de bruñido de la superficie.

El especialista hará sus esperimentos racionalmente, pero si hai alguna duda, búsqese otro especialista que haga los ensayos, i compárese los resultados.

Puede suceder que en la prueba, debido a la dificultad de producir lamas sea preferible hacer una concentracion doble, esto es, moler primeramente; digamos a 2 mallas, concentrar todo el mineral limpio, remoler despues a 10 mallas i reconcentrar.

Si este trabajo se hace en la mesa Simplicx que se adapta al mineral grueso, puede así separarse i botarse gran parte de los relaves limpios en la primera operacion.

Es preferible gastar mucho dinero en estas pruebas preliminares, que construir un plantel que no sea apropiado para la concentracion. Una pequeñísima modificacion en el tratamiento puede significar la diferencia entre un proyecto comercial i otro no comercial.

En cualquier caso puede admitirse que cualesquiera que sean los resultados obtenidos en estos esperimentos preliminares, el plantel producirá un rendimiento de 10 % a 20 % superior, debido a que las pruebas en pequeño invariablemente son inferiores en sus resultados a las de un plantel, lo cual constituye un factor de seguridad que no debe ignorarse.

Despues de elegir el sistema de tratamiento, deben hacerse el proyecto i el presupuesto del plantel. Todo fabricante de reputacion tiene espertos en la elaboracion de proyectos de planteles de concentracion, i otros. Para hacerlos se necesitan los datos siguientes:

La clase de potencia que se usará, de vapor, de agua o eléctrica.

La capacidad del plantel en toneladas, por veinticuatro horas. El tamaño de la molienda i si se usará una o doble concentracion.

Si se emplearán algunos otros procedimientos despues de la concentracion, debe decirse:

Dígase si se usarán aparatos de recuperacion de las lamas.

Dése un croquis del local de instalacion del plantel, indicando el perfil del terreno.

Remítase muestras del mineral en bruto, i muestras de los relaves i concentrados.

En jeneral, es preferible que el constructor del plantel lo erija i lo ponga en marcha. Si esto no es posible, deberá buscarse un esperto.

### MARCHA DEL PLANTEL

Erijido el plantel, habrá que ponerlo en manos de un especialista. Un hombre intelijente, con algun conocimiento de maquinarias, i con ánimo de aprender, e interesado en el negocio, podrá adquirir los conocimientos necesarios, en poco tiempo. El hombre que *lo sabe todo*, i que no quiere ser enseñado deberá ser eliminado en seguida; porque este tipo de individuo será perjudicial. Ha pasado ya el tiempo en que cualquier molinero de trigo ocualquier herrero pueda tomar la direccion con éxito de un establecimiento moderno de concentracion.

Deberá haber por lo ménos un hombre experimentado en el trabajo que tenga un conocimiento exacto de la concentracion i de la maquinaria; no desdeñará trabajar i vijilará que sus órdenes sean cumplidas con estrictez. Examinará todas las máquinas por lo ménos cada dia. Se mantendrán siempre materiales suficientes para reparaciones en casos de quiebra o desgastes. Observará las mesas i se convencerá de que están haciendo el trabajo mejor posible, comprobándolo por ensayos diarios. Verá que los cilindros se gasten bien, i que los ejes estén lubricados. Hará que el mineral bien mezclado lleve al plantel, produciendo una mezcla diaria. Ademas cuidará que el agua ni el mineral varien en proporcion.

Los planteles modernos son automáticos, i trabajan regularmente con cantidades fijas de agua i mineral.

Los canales, tamices i elevadores se colocarán de modo que gasten un mínimum de agua, porque ésta en exceso produce pérdidas en los relaves.

Una quebradura que paralice algunos dias el trabajo cuesta mas que el salario de un buen mayordomo en dos meses. La pérdida dia-

ria de pocos centavos por tonelada en los relaves, que pudiera evitarse con un hombre competente, será mui superior al valor del salario de éste.

El mineral se pesará i ensayará diariamente; los concentrados se pesarán i ensayarán tambien, i las pérdidas se referirán al dia. Si la pérdida es anormal, la causa deberá buscarse. Cuando el mineral es mui rico, se escojerá a mano donde se perderia en los relaves.

#### DISTRIBUCION DE LOS CONCENTRADOS

Si el mineral contiene plomo i fierro, déjense estos metales reunidos en cuanto se pueda; si hai zinc, déjese con los concentrados de plomo a lo mas en 10 % para evitar el castigo de los fundidores. El plomo será pagado mejor si tiene mayor lei; es decir, productos con 50% rendirán mas plomo que los de 25 %, i el recargo por fundicion es menor en los productos de mayor lei.

Si los relaves contienen mucho valor, trátense de acumularlos para el futuro, abandonándolos en sitios bajos o represándolos. Procedimientos nuevos se inventan cada dia i millones de toneladas de relaves abandonados representan ahora fortunas.

#### DATOS JENERALES SOBRE CONCENTRACION

La potencia necesaria en un plantel de concentracion varía con la capacidad de éste, i puede estimarse aproximativamente así:

De 15 a 30 toneladas diarias,	la potencia es de	1 1/2 H. P. por ton.
De 50 a 75	»	» » » 1 1/4 H. P. » »
De 100 a 200	»	» » » 1 H. P. » »
De 200	»	» » » 3/4 H. P. » »

La cantidad de agua necesaria por tonelada tratada es de unos 3 1/2 metros cúbicos, inclusive la gastada en jeneracion de potencia. En planteles mal proyectados, el consumo puede llegar a 5 i 10 metros cúbicos por tonelada. Si se usan estanques de asentamiento, i el agua es aprovechada otra vez, su cantidad por tonelada puede reducirse a 1 metro cúbico.

## METROS CÚBICOS DE MINERAL QUEBRADO POR TONELADA

Cuarzo aurífero.....	0,566	metros cúbicos
Plomo con cuarzo 10 % de plomo.....	0,510	» »
Plomo con cuarzo, 20 % de plomo.....	0,453	» »
Plomo con cuarzo, 30 % de plomo.....	0,368	» »
Cobre i pirita en cuarzo, 25 % de mineral..	0,425	» »
Cobre i pirita en curzo, 50 % de mineral..	0,340	» »

## PESOS ESPECÍFICOS

Es de interes, tratándose de la concentracion, un lista de los pesos especificos, i publicamos una de los minerales i de sus gangas mas comunes segun los datos de Dana.

## MINERALES DE PLOMO

Plomo metálico.....	11.0 a 11.4
Galena, sulfuro de plomo.....	7.4 a 7.6
Cerusa, carbonato de plomo.....	6.5 a 6.6
Anglesita, sulfato de plomo.....	6.1 a 6.4

## MINERALES DE COBRE

Cobre metálico.....	8.8 a 8.9
Melaconita, óxido cúprico, negro.....	5.8 a 6.3
Cuprita, rosicler, oxidulo de cobre.....	5.9 a 6.2
Calcosina, sulfuro cuproso, bronce plateado.....	5.5 a 5.8
Covelina, sulfuro cúprico, bronce añilado.....	4.5 a 4.6
Bornita, sulfuro de cobre i fierro, bronce morado...	4.9 a 5.4
Tetraedrita, sulfoantimoniuro de cobre, gris.....	4.4 a 5.1
Calcopirita, sulfuro de cobre i fierro, bronce amarillo.	4.1 a 4.3
Malaquita, carbonato de cobre, cardenillo estrellado..	3.9 a 4.0
Azurita, carbonato de cobre, azulillo.....	3.7 a 3.9
Atacamita, oxiclورو de cobre.....	3.5 a 4.0
Crisocola, silicato de cobre yanca.....	2.0 a 2.2

## MINERALES DE FIERRO

Fierro metálico.....	7.3 a 7.8
Mispiquel, sulfoarseniuro de fierro.....	5.9 a 6.3
Magnetita, óxido de fierro.....	5.1 a 5.2
Hematita, sesquióxido de fierro.....	4.9 a 5.3
Limonita sesquióxido de fierro.....	3.6 a 4.0
Pirita, bisulfuro de fierro.....	4.9 a 5.1
Marcasita, bisulfuro de fierro.....	4.8 a 4.9
Pirrotita, sulfuro de fierro.....	4.5 a 4.7

## MINERALES DE ZINC

Zinc metálico. ....	6.9 a 7.2
Smithsonita, carbonato de zinc, calamina.....	4.3 a 4.5
Blenda, sulfuro de zinc.....	3.9 a 4.1
Willemita, silicato de zinc, calamina siliciosa....	3.9 a 4.2

## MINERALES DE ANTIMONIO

Antimonio metálico.....	6.6 a 6.7
Stibina, sulfuro de antimonio.....	4.5 a 4.6

## MINERALES DE ESTAÑO

Estaño metálico.....	6.5 a 7.3
Casiterita, bióxido de estaño.....	6.8 a 7.1

## MINERALES RAROS

Tungsteno metálico.....	16.0
Schelita, tungstato de calcio.....	5.9 a 6.9
Wolframita, tungstato de fierro i de manganeso	7.2 a 7.5
Molibdeno metálico.....	8.6
Molibdenita, óxido de molibdeno.....	4.7 a 4.8
Wulfenita, molibdato de plomo.....	6.7 a 7.0
Vanadio metálico.....	5.5
Vanadinita, vanadato de plomo.....	6.6 a 7.3

## GANGAS DE MINERALES

Baritina, sulfato de bario, espato pesado.....	4.3 a 4.7
Granate de manganeso.....	4.1 a 4.5
Granate de fierro.....	3.9 a 4.4
Corundo, óxido de aluminio.....	3.9 a 4.1
Granate de calcio.....	3.4 a 3.5
Fluorita, fluoruro de calcio, espato de fluor....	3.0 a 3.2
Hornblenda, silicato de calcio i magnesio.....	2.9 a 3.4
Magnesita, carbonato de magnesio.....	3.0 a 3.2
Anhidrita, sulfato de calcio, yeso.....	2.8 a 2.9
Dolomita, caliza magnesiana, carbonato de calcio i magnesio.....	2.8 a 2.9
Cuarzo.....	2.5 a 2.8
Calcita, carbonato de calcio.....	2.5 a 2.7
Bauxita, óxido de aluminio.....	2.5 a 2.6
Kaolina, hidrosilicato de aluminio.....	2.4 a 2.6
Selenita, sulfato de calcio hidratado.....	2.2 a 2.4
Grafita, carbon nativo.....	2.0 a 2.3



## Efecto de los rayos solares sobre la coloracion del vidrio

En las pampas del norte de Chile se encuentran pedazos de vidrio provenientes de desperdicios de vasos, copas, botellas, etc., i cuyo color es de violeta o amatista, habiendo sido primitivamente incoloros.

El hecho de haber estado espuestos a los rayos solares les ha dado ese color amatista.

No solo en el norte de Chile se ha observado este cambio de color en el vidrio, sino tambien en Viña del Mar, en varias partes del Territorio de Magallanes, especialmente en la costa i terrenos arenosos; pero nó con coloracion de tanta intensidad.

En Europa tambien es conocida esta propiedad.

Ahora, ¿cuál es la causa que produce este fenómeno?

El material que se emplea para fabricar el vidrio se compone casi en su totalidad de ácido silícico con pequeñas cantidades de otras

materias, entre éstas, el fierro. A este material se le agrega otras sustancias para hacerlo fusible.

El óxido de hierro se combina con la sílice formando silicato de hierro, produciendo una coloracion, más o ménos intensa, segun la cantidad de hierro contenido, color amarillento verdoso, llamado vulgarmente «verde botella».

Para la elaboracion de objetos ordinarios, especialmente botellas vineras, esta coloracion no es un inconveniente; pero para objetos de mas importancia, como vasos, copas, botellas para agua, etc., esta coloracion perjudica por su feo color. El material orijinal, por lo comun, contiene óxidos de hierro i para neutralizar este color que da el hierro, los vidrieros agregan a la masa óxidos de manganeso obteniendo así un vidrio incoloro.

El vidrio mas fino, como el flintglass, se fabrica con materiales puros que no contengan óxidos de hierro y por lo tanto no se agrega óxidos de manganeso. Esta clase de vidrio no se colorea espuesta a los rayos solares.

La preciosa variedad de mineral de cuarzo llamado *amatista*, tiene un color de violeta o mas bien dicho, color amatista; la química nos ha probado que este color proviene de una pequeña cantidad de manganeso que contiene este mineral, lo que produce este color tan característico.

Los pedazos de vidrio de que hemos tratado i que tienen ese color de amatista, no puede ménos que provenir del manganeso contenido, el cual, bajo los rayos solares ha sufrido un cambio químico que hace aparecer el color característico, igual al color del *amatista*.

No solo se colorean los pedazos de vidrio espuestos al sol de color violeta, sino que los hai de color verde, amarillo, café, etc. en varios tonos, segun la mayor o menor cantidad de óxidos metálicos contenidos.

Hemos visto que el vidrio «Flintglass» el cual no contiene manganeso, no se altera en su color al ser espuesto a la accion de los rayos solares.

Algunos creen que la coloracion del vidrio proviene de la accion del radio.

Por lo espuesto, yo creo que el radio nada tiene que ver en este procedimiento, sino simplemente los rayos del sol, los cuales, en algunos lugares son mas fuertes que en otros, a la vez ayudados por la radiacion de la arena o suelo.

Santiago 5 de febrero de 1910.

GUSTAVO GABLER  
Ingeniero de Minas

## Afloramientos de los yacimientos metalíferos

*Afloramientos auríferos.*—Los yacimientos de oro experimentan cambios importantes en la superficie de la tierra.

Los estudios de Doelter, Becker, Stokes, Lenher i otros, manifiestan que el oro se disuelve en soluciones concentradas de muchas sales que se encuentran en las aguas terrestres, pero principalmente a temperaturas cercanas a la de ebullicion del agua. Reacciones en estas condiciones no pueden haber tenido efecto sobre los afloramientos de los depósitos auríferos, porque la temperatura mayor que pueden tener estas reacciones es la ordinaria del ambiente i la presion no puede exceder grandemente de la atmosférica. El ferrisulfato, que se encuentra de ordinario en las aguas de minas, no disuelve cantidades notables de oro a las temperaturas ordinarias, pero si el cloruro férrico está presente, i ademas hai óxidos de manganeso, el oro se disuelve mucho mas fácilmente, segun se ha deducido de numerosas investigaciones, entre otras, de las de Don, Rickard i Lenher. Metales en estado nativo, óxidos, sales solubles reductoras i materias carbonosas en ciertas formas, se sabe que precipitan el oro de estas soluciones. De todos los metales mas comunes, el oro es el ménos soluble i es mui fácilmente precipitado de sus sales, de modo que el oro no es trasportado de la superficie a profundidades, i por consiguiente, la zona de los óxidos disueltos no es estensa. No hai ejemplos de yacimientos auríferos de enriquecimiento secundario comprobado que sean comparables en estension i riqueza a los enriquecimientos secundarios de los sulfuros de plata i cobre. No es raro, sin embargo, encontrar la parte mas rica del depósito de oro en la superficie misma i a pocos metros debajo, i estendiéndose hasta el fin de la zona de oxidacion. El fenómeno de la oxidacion es primero un fenómeno de enriquecimiento, pero si continúa puede llegar hasta un agotamiento del metal. Esto depende de la facilidad de solucion de los componentes minerales del yacimiento aurífero. Considérese el tipo mas comun, compuesto de cuarzo, pirita i oro en que el precioso metal se encuentre en estado libre tanto en la pirita como en el cuarzo. A medida que el mineral se transforma por la accion de los agentes atmosféricos, la pirita se fractura i oxida, el sulfuro i el fierro son arrastrados en forma de sulfato de fierro. La cantidad así arrastrada es considerable. En la mina Granite Bimetallic es de 0.6 toneladas en 24 horas. Pero gran parte del fierro permanece como



limonita. La sílice se disuelve como tambien parte de la limonita. El oro se disuelve en presencia de cloruros i de manganeso, i en menor parte, en su ausencia. Si el oro no se disuelve hai enriquecimiento debido al arrastre de los demas componentes. Si se disuelve en mayor proporcion que el resto de los componentes, se produce un empobrecimiento en la superficie. La facilidad de disolucion del oro, i por consiguiente, la profundidad de la zona leixiviada i la presencia o ausencia de lavadero, dependen del tamaño de las partículas de oro, probablemente en gran parte de la presencia de óxidos de manganeso en la zona de oxidacion.

Lindgren, al comparar los yacimientos de oro mesozóicos de la Pacific Coast i otros, con el oro relacionado a las erupciones terciarias, nota que importantes lavaderos se han derivado de los primeros, i que los depósitos terciarios de Gran Bretaña i demas han contribuido mui poco a la formacion de lavaderos. El oro de estos depósitos terciarios es finalmente dividido i se disuelve con mas facilidad o es arrastrado por la misma razon.

En el cuadrángulo de Philipsburg, Montana, he tenido ocasion de examinar dos tipos de yacimientos auríferos dentro de una área reducida. En uno de estos (Granite Bimetallic), el oro es fino i hai gran cantidad de carbonato de manganeso en el mineral primario. Este, al oxidarse, produce gran cantidad de óxido mangánico color chocolate, que se encuentra en todo creston de mineral i en la zona de oxidacion hasta profundidades grandes. No hai lavaderos asociados a estos depósitos i los reventones tienen menos oro que la veta a honduras de 20 a 60 metros. En el otro tipo de yacimientos (mina Cable), el oro es en su mayor parte finamente dividido, i el óxido mangánico no existe o es mui raro. Estos yacimientos orijinan ricos lavaderos que se han trabajado superficialmente. Las zonas leixiviadas o empobrecidas se estienden desde la superficie hasta 15 metros, aunque raras veces llega a 10 metros. En la veta de Comstock, que ha producido muchos millones en oro, sin dar oríjen a lavaderos, hai mucho óxido de manganeso en los niveles superiores. Segun King «hai una zona con manganeso en toda la estension de la veta desde el sol hasta 60 metros verticales».

Tonopah, Bullfrog i otros campos en Nevada, pueden citarse como ejemplos de rejiones auríferas sin lavaderos, i en que existen notables cantidades de óxido de manganeso en la zona de oxidacion. En esos campos, por regla jeneral, el afloramiento i una zona angosta tienen ménos oro que el mineral oxidado de mas hondura. La misma observacion se aplica a la veta de Granite Mountain en Montana, i

a los yacimientos de Butte. A primera vista parece que estos últimos son escepciones a la jeneralizacion de que el manganeso es desfavorable a la formacion de placeres i favorable a la lexiviacion, puesto que en Butte hai muchas vetas con manganeso i ese campo se explotó al principio en sus placeres. Como se sabe, en Butte hai tres periodos de mineralizacion, i la formacion de la *rhodochrosita* parece que se limita a los yacimientos de uno o posiblemente de dos de estos períodos. Los pequeños placeres que se han encontrado en Butte pueden haber tenido por causa el manganeso. Por otro lado, las vetas orijinarias de los lavaderos de Pacific Coast no tienen manganeso, circunstancia que ha podido contribuir a la gran acumulacion del oro en estos lavaderos, i a la escasa lexiviacion del oro. En jeneral, el oro grueso i libre de manganeso es favorable al enriquecimiento de los lavaderos i desfavorable a la lexiviacion de las partes superiores de la oxidacion. Por consiguiente, un reconocimiento poco hondo, de no mas de 15 metros, basta para reconocer un depósito de esta clase, con tal que el reconocimiento se haga sobre un clavo de mineral.

El oro finamente dividido i la presencia de óxido de manganeso es desfavorable para la formacion de lavaderos i favorable para la lexiviacion en las partes superiores de la zona de oxidacion, pero esta no parece estenderse a profundidades de mas de 30 metros, desde el afloramiento, pero cuando hai muchas grietas i el terreno está rajado, la lexiviacion del oro puede llegar a grandes profundidades i en estos lugares es necesario atravesar a veces la zona de oxidacion; pero en minas en que el oro es el único metal que se explota, 60 metros parece una hondura suficiente.

Investigaciones recientes de gran número de datos sobre la explotacion de minas de oro indican que aunque el oro esté finamente dividido, i exista manganeso en las vetas, la mayoría de los reventones de las vetas se han explotado a ménos de 15 metros de la superficie. En resúmen, en los yacimientos de oro que afloran al sol, el mineral explotable se encuentra en la superficie a 10 a 15 metros de ella, pero en algunos casos se encuentra a 30 metros i en escepciones a 60 metros, segun la fineza de las partículas de oro, la presencia del dióxido de manganeso i la cantidad de fisuras postmineralizadoras.

*Afloramientos arjentíferos.*—La mayor parte de los minerales de plata se disuelven fácilmente en las aguas superficiales, i la lexiviacion puede estenderse en algunos casos a mas grandes profundidades que para el oro. La plata entra en la composicion de muchos

minerales que principalmente son, el metal nativo, los compuestos halojenados, el sulfuro, los sulfoarseniuros i sulfoantimoniuros. La plata tambien se encuentra en los sulfuros de otros metales, como la galena, la piritita i la blenda. Gran parte de los minerales arjentíferos son de este tipo. A 18° C en agua pura las sales de plata tienen el siguiente orden creciente de solubilidad: I, Br, Cl, CO<sub>3</sub>, C<sub>2</sub>O<sub>4</sub>, OH, SO<sub>4</sub>, ClO<sub>3</sub>, NO<sub>3</sub>, F. La solubilidad del sulfato es de 0,035 gramos en 100 c. c., o cerca de tres veces la solubilidad del yeso, que comunmente se considera un mineral soluble. El sulfato de plata se forma por la oxidacion del sulfuro i de otros compuestos arjentíferos o por la accion del ferrisulfato sobre los compuestos arjénticos. Esta reaccion se produce a bajas temperaturas, i por esto puede ser importante en las condiciones en que los minerales de plata están espuestos a los agentes atmosféricos. En presencia de aguas sulfatadas los minerales de plata son disueltos rápidamente. Los sulfatos disueltos pueden reducirse por sulfuros de cobre, plomo, fierro i zinc, caso en que la plata formará un sulfuro secundario, que es relativamente insoluble i fácilmente precipitado, o si no es precipitado puede ser arrastrado del yacimiento por las aguas subterráneas en su circulacion jeneral.

El cloruro de plata es relativamente insoluble. A 18° C solo se disuelve 0.10 miligramos por litro de agua pura, lo que equivale a mucho ménos de 1% de la cantidad de sulfato de plata disuelta. Debido a su relativa insolubilidad el cloruro,—plata córnea—se precipitará de las soluciones de sulfato en presencia de cloruros. Por su relativa insolubilidad en las aguas térreas no se deja arrastrar fácilmente, i de este modo en muchos lugares se presenta en cantidades importantes en los afloramientos de yacimientos ricos. Segun escritos de Penrose el cloruro de plata forma estensos depósitos en los afloramientos de los yacimientos ricos de plata en las rejiones áridas de los Estados Unidos, especialmente en la provincia de Basin. Allí las aguas tienen mucho cloro, en atencion a su escasez, i se han formado lagos salados i pantanos en muchas partes. Es bien sabido que la sal se volatiliza en el agua del mar, juntamente con ésta. La lluvia la precipita a la tierra i así se produce una precipitacion continua de cloruro de sodio del mar a la tierra i de ésta al mar, de igual modo que el agua. Aunque la sal circula en pequenísimas cantidades, ésta es suficiente para la formacion de los yacimientos de cloruro de plata.

Los efectos de la circulacion se producen a 100 millas del mar hácia la tierra. Ademias hai algo de cloro residual en algunas de las rocas sedimentarias, i así las condiciones para la precipitacion del

cloruro puede verificarse en lugares muy lejanos del mar. La abundancia de cloruro formado no está en proporcion directa con la sal existente en las aguas térricas, aun cuando las demas condiciones sean constantes, porque el cloruro de plata se disuelve en un exceso de cloruros alcalinos, i la presencia de demasiado sal producirá la redisolucion del cloruro de plata, que será arrastrado del afloramiento. Talvez ésta sea la razon por que algunos depósitos de cloruro de plata son algo mas ricos a unos pocos metros desde el *sol*, que en el afloramiento mismo. Suceda o no ésto, hai una fuerte tendencia a la concentracion inmediatamente debajo el reventon de plata, i esto se nota mas en las rejiones áridas a tal punto que la palabra *cloruracion* se usaba mucho en esas rejiones en las primeras épocas de la minería en los Estados de Great Basin.

La plata nativa, como el cloruro, se encuentra con frecuencia en las vetas a la superficie. En casi todos los yacimientos de la Cordillera occidental proviene claramente de la reduccion del sulfuro, cloruro u otra sal de plata. Spurr, en un artículo reciente, observó la abundancia de plata blanca i la ausencia de rosicler en Aspen, Colorado, en donde la pizarra forma a menudo una de las cajas de la veta. En Georgetown i otros campos cercanos, el rosicler es un mineral secundario comun i a veces abundante, i la plata nativa es relativamente rara. La reduccion completa de las sales arjénticas a plata blanca se ha producido aquí por la pizarra que es rica en ajentes reductores carbonosos. La plata nativa, puede presentarse, sin embargo, en cantidades considerables en los minerales oxidados en que no hai pizarras como en Granite-Bimetallic, en Philipsburg i en muchos otros puntos. El tipo mas comun de los ricos afloramientos de plata se compone de cuarzo esponjoso teñido con fierro, penetrado de plata córnea i con hilos delgados de plata nativa. La piromorfita,—el clorofosfato de plomo,— tambien contiene plata i en Montana, Colorado i Nevada, este mineral se presenta con frecuencia al *sol*. Los bromuros i yoduros de plata se forman en cierto grado. En agua pura a 18° C estas sales arjénticas son ménos solubles que el cloruro. Pero como el bromo i el yodo abundan mucho ménos que el cloro, las sales correspondientes de plata no son comunes. La lei de la accion de las masas se ejerce aquí i fuera del cloro los otros halójenos juegan un rol subordinado en los afloramientos de la mayoría de las vetas de plata.

Hai muchos clavos de minerales de plata que no son explotables en la superficie, en estas el cloruro se presenta como uno de los minerales arjénticos. A pesar de la relativa insolubilidad de este mineral

i de la existencia jeneral del cloro en las aguas térreas, algunos afloramientos de vetas de plata son lexiviados hasta gran profundidad.

Por carácter, la zona de oxidacion se estiende desde el *sol* hasta el nivel hidrostático o algo mas abajo, segun las fisuras del yacimiento. En la veta de Cornstock la zona de oxidacion se estiende en partes hasta 150 metros verticales desde el *sol* i en otros los sulfuros aparecen en la superficie. En las minas Granite i Bimetallic hai oxidacion incompleta a mayor hondura todavía i en la mina Mizpah de Tonopah, la oxidacion llega a estenderse hasta 200 metros.

En todas estas minas el término de la zona oxidada es irregular i depende principalmente de las fracturas, i en todas ellas la lixiviacion no parece haberse estendido a gran profundidad de la mitad de la zona de los óxidos. Estudios de las hojas de trabajo de muchas minas de plata manifiestan que la mayoría de las vetas son en algun punto explotables al *sol*; i que hai tambien un hermoso i constante horizonte desde 20 hasta 60 metros bajo la superficie, i que representa la parte mas alta de la zona trabajable. En algunas minas donde ha habido muchas fracturas del mineral, despues de su formacion, ha habido lixiviacion local, hasta 120 metros de la superficie, pero esta profundidad deberá mirarse como la máxima del yacimiento de plata. La lixiviacion parece haber sido importante en promedio hasta 60 metros i a ménos que el terreno no esté abierto i que la circulacion se haga libremente, el clavo de mineral oxidado será pagable a esa profundidad. Si parte importante de los metales es oro, la zona explotable deberá esperarse mas cerca de la superficie que en un mineral en que el oro es un constituyente poco importante.

La galena, como se ha dicho, es mas lentamente descompuesta que la pirita, la blenda i los sulfuros de antimonio, i por lo tanto, permanece mas tiempo en el afloramiento. Se disuelve, sin embargo, lo que no ocurre abundantemente en la superficie, sino a pocos metros debajo. En Wisconsin muchos yacimientos plumbíferos se descubrieron por hacendados que araban sus campos en Coeur d'Alene, Idaho i Eureka, Nevada, i en Bingham, Utah algunos yacimientos se han explotado a tajo abierto. Comparados con los minerales de plata que son ricos en arsénico i antimonio, los yacimientos de plomo-plata son lixiviados con mas dificultad, razon por la cual el mineral pagable se puede encontrar ya en la superficie. Con respecto a los clavos de minerales de plata que no afloran, no se pueden hacer jeneralizaciones. La lixiviacion de éstos presenta un campo mas estenso de posibilidades, i en jeneral no se pueden hacer interpretaciones racionales.

*Afloramientos cupríferos.*—Los yacimientos importantes de cobre de Estados Unidos se clasifican en dos grandes grupos. Primero, depósitos en rocas metamorfoseadas regionalmente, que están asociadas con granito-gneiss, diabas, actinolita, esquistos, i otras rocas básicas, o que ocurren como bolsones en esquistas cuarzo-brotíticas, cuarzo-esquistas i las rocas respectivas; i, segundo, depósitos de la edad mesozóica o de principios de la terciaria, asociados con monzonitas, granitos, sus pórfidos i rocas similares. No hai yacimientos de la edad terciaria media o final comparables a los depósitos de plata de esta edad; del mismo modo tampoco hai yacimientos de plata comparables a los de oro i cobre de la edad pre-cambriana i Mesozóica.

El primer grupo, que principalmente es pre-cambriano o cambriano, incluye los yacimientos de Lake Superior i de los Appalaches, estos últimos de cobre piritoso, entre los que el de Dicktown es el ejemplo mas importante. De estos, pueden distinguirse dos tipos, que son (1), cobre nativo en basalto vesicular o en diabas: (2), minerales esquistosos en rocas ígneas localmente metamorfoseadas, o en rocas sedimentarias.

El cobre nativo del conglomerado pre-cambriano, del basalto o del diabas, no se ha leixiado mucho en los afloramientos en que la roca es compacta. Estos depósitos a menudo se encuentran en la superficie, aflorando el cobre nativo con la roca, i sin que esté sino débilmente alterado en forma de óxidos o carbonatos. Donde la roca está quebrada, ha habido alguna leixiacion en la superficie, pero la mayoría de estos yacimientos pueden trabajarse desde las *raíces del pasto*.

La mayoría de los minerales esquistosos de las rocas ígneas localmente metamorfoseadas, en las rocas sedimentarias se encuentran en los Estados de los montes Appalaches. Probablemente son los productos de minerales de diverso carácter metamorfoseados localmente, que comprenden vetas, segregaciones magmáticas i depósitos de sustitucion.

Por regla, son firmes no afectados por movimientos posteriores a su formacion; por lo tanto no se leixian a gran profundidad, i el sulfuro primario jeneralmente aparece a ménos de 30 metros de la superficie. En los Estados del Norte, en que los depósitos han sufrido la accion glacial, los sulfuros primarios jeneralmente afloran, i aun

---

(1) Zonas de granate con sulfuros en silicatos metamórficos de contacto.

(2) Sustituciones en calizas.

donde ha habido alguna fricción, la zona oxidada no se extiende a más de 10 metros. En los Estados del Sur, donde no hubo hielo pleistocénico, esta zona se extiende a más profundidad, i en Ducktown es muy uniforme de 10 a 15 metros.

El segundo grupo importante de yacimientos de cobre es principalmente, si no del todo, de la edad mesozóica o de principios de la terciaria. Comprende diez de los trece campos cupríferos más grandes de Estados Unidos. En todos ellos la roca ígnea que está asociada a los yacimientos es la drorita o el pórfido correspondiente, u otra roca más ácida. A lo menos en ocho de estos campos, i probablemente en todos ellos, ha habido metamorfismo de contacto, i la formación de zonas de granate en relación con la intrusión pero en pocos casos, i talvez en ninguno, la ganga principal del mineral es el granate. Varias clases de estos depósitos pueden presentarse en un mismo distrito. Las clases más importantes son:

Las zonas de granate afloran en forma de farellones. Se transforman en limonita, turjita, hematita, kaolina i otros minerales, formando *sombreros* parecidos a los de pirita en algunos casos, pero en lo que la erosión no es tan rápida. En estas zonas se ven a menudo depósitos de carbonato, de óxido i aun de sulfuro de cobre, en la superficie misma, aunque en algunos puntos la lexicación llega hasta unos 15 metros. No es común la disolución a mayor hondura. Los depósitos de minerales oxidados, ricos en algunos puntos del afloramiento de la zona granatífera, provienen probablemente de la oxidación de minerales secundarios de calcocina. Estas zonas se trabajarán a cielo abierto, lo cual ilustra el carácter superficial de la disolución.

Los depósitos de sustitución en cabezas son de forma irregular i no puede hacerse ninguna deducción sobre la hondura de la oxidación. Muchos de ellos no afloran. La Copper Queen, en Bisbee, que es la mina más grande del grupo, aflora solo en un punto i en él se explota a cielo abierto. Por otro lado, las partes más altas de otros yacimientos de Bisbee i de la mina Copper Queen son muy pobres para que puedan explotarse, al paso que las partes inferiores son bonanzas de calcocina.

En rejiones de magmas ricos de cobre, i especialmente en zonas de disoluciones descendentes, no sería buena perspectiva abandonar un gran depósito de limonita en caliza a menos de un centenar de metros, hasta comprobar que los sulfuros son estériles.

A las vetas de fractura en rocas ígneas corresponden los yacimientos de Butte i Cobin en Montana, i otros. Si estas vetas se han fracturado después de su relleno (como lo son las mejores de ellas),

entónces el cobre es arrastrado hasta 100 metros de hondura, hondura que es mayor aun en donde hai muchas aguas, como en Butte, en que la zona de disolucion es mayor que en los demas minerales de los Estados Unidós. Las vetas revientan a la superficie en jeneral con cuarzo teñido de fierro, amarillo pardusco o rojo, i cuando hai manganeso, sus colores de chocolate o negro. Algunos están coloreados con carbonato de cobre, aunque llevan poco de este metal en la superficie, poca plata i mui poco oro.

Los minerales diseminados de cobre en pórfido constituyen talvez el grupo mas importante de los yacimientos cobrizos. Casi en todas partes son de baja lei, que fluctúa entre 1.1/2 a 3% de cobre, pero son tan abundantes que se pueden explotar a bajo costo, i la composicion mineral es tal, que permite la concentracion barata con un buen rendimiento en la estraccion.

Se encuentran en Bingham, Utah, Clifton, Anzoria i Ely Nevada. En todos estos minerales están incluidos los depósitos en pórfidos intrusivos hondamente inclinados, cuya composicion es entre una diorita ácida i un granito cálcico.

En todos estos minerales el pórfido intrusivo atraviesa rocas calizas, i en todos los casos produce metamorfismo de contacto; orijinando zonas de granate que contiene sulfuros de cobre; de riqueza suficiente para su explotacion.

Los pórfidos, causantes de estos yacimientos, probablemente se formaron en el mismo período de volcanismo. En Clifton, Mr. Lindgren vió que las intrusiones atraviesan la formacion de la edad cretácea, cree que la edad de aquellas es mesozóicas o de principios de la terciaria. En otros puntos no se han encontrado sedimentos mesozóicos o terciarios en contacto con el pórfido, pero por otras consideraciones se deduce que es mui probable que los magmas mineralizadores atraviesan las rocas mesozóicas, al principio de la edad cretácea o al fin. Los yacimientos mismos muestran mucho de comun. Todos están en zonas de fractura, de pliegues o de fisuras, pero las fisuras mui rara vez se estienden. La roca del cerro está mui trasformada en sericita, pero nunca o escepcionalmente contiene carbonatos. En todos los campos, escepto en Bingham, la seritizacion del pórfido es tan intensa que grandes estensiones se han convertido en rocas blancas monótonas, cuyas muestras indican mui poco sobre su carácter. Es dificil deducir la jenésis de estos depósitos, i solo se puede ver su historia en los extremos donde la accion fué ménos intensa. Probablemente una pequeña parte de los sulfuros primitivos se consolidaron en los minerales de la roca, del magma



fundido, pero la mayor parte del mineral primario se formó inmediatamente despues de la solidificacion i fractura de la roca, i las soluciones obraron de la porcion aun líquida de la erupcion. Esto se deduce del carácter del metamorfismo hidrotermal.

El mineral se depositó en las zonas quebradas, i en parte par sustitucion, en forma de sulfuros junto con la potasa que formó lo sericita.

En puntos, estos depósitos se han fracturado, doblado o rajado i entónces aguas descendentes, que disolvieron las porciones superiores han precipitado la calcocina mas abajo. Algo de la calcocina es masiva, pero en gran parte está en capas en la piritita i calcopiritita primarias i de baja lei. La profundidad a que descende la calcocina es raras veces de 200 metros; a veces es mayor i otras, menor. La hondura del mineral pagable que es calcocina o sus óxidos (carbonatos, óxidos i metal nativo), varia, aunque en jeneral no mucho e determinada rejion. En Bingham hai de 15 a 30 metros de mineral pobre no pagable, sobre el mas rico. En Clifton esta zona, segun Lindgren, varia de 70 a 30 metros. En Ely, segun Lawson llega a 150 metros. Esta cifra es escepcional i debe esplicarse probablemente por condiciones anormales.

El afloramiento de estos yacimientos siempre ha sido disuelto fuertemente, i el felpato sericítico está caolinizado por aguas superficiales. El color de los afloramientos es a veces casi blanco, pero casi siempre está teñido con fierro, variando su color de amarillo limon a pardo rojizo, i en las rejiones mas áridas, a pardo negruzco. Se suelen ver manchas de carbonato i óxido de cobre en la superficie pero en algunos depósitos de buen mineral de calcoína, estas manchas no se presentan. La roca está en jeneral tan alterada que los constituyentes primarios no pueden reconocerse a simple vista. Por regla, los minerales negros han desaparecido, pero queda algo de brotita donde la accion hidrotermal ha sido ménos intensa, i hasta cierto punto puede haberse disuelto en aguas calientes.

En resúmen, pueden encontrarse estos yacimientos en pórfidos mesozóicos inclinados en las dioritas ácidas o rocas mas ácidas, i éstas se han reconocido estensamente en Sonora, Arizona, Nevada, Utah, Idaho i Montana. Deben buscarse en las partes siliciosas i especialmente en las partes eruptivas ricas en potasa, en las partes hondamente sericitizadas. Están en zonas fracturadas despues de la solidificacion, i las fracturas abundantes i pequeñas son favorables a la formacion. Son mas ricos donde ha habido fracturas, despues de la formacion, que permite la disolucion acuosa i reprecipitacion

como calcosina. El afloramiento se presenta en rocas sericíticas manchadas con fierro, i varias veces con ferrocristales conspicuos, con color amarillo limon hasta negro parduzco, i raramente en manifestaciones de mucho cobre en la superficie. Son de lei explotable a profundidades de 5 a 75 metros i el mineral pagable puede llegar a 150 i 200 metros. Están en estensiones de magmas ricos en cobre, en las de metamorfismo de contacto, en vetas, o yacimientos de sustitucion en calizas.

La calcocina diseminada i en zonas plegadas de esquistas de clorita, biotita, muscobita es el último gran grupo. Todos los grandes yacimientos de esta clase conocidos se hallan en Arizona i en las esquistas precambriarias de Pinal.

Abarcan los yacimientos de Miami en Globe i los descubiertos últimamente en Ray, Arizona. Estas esquistas que son sedimentos cuarzosos metamórficos, segun F. L. Ransome son mui abundantes en los montes de Pinal, en que están atravesados por mucha intrusiones de granito, diorita i otras rocas eruptivas. En Globe la intrusion es tan íntima que no es práctico separar las esquistas de la roca eruptiva en la escala usual. Segun Ransome «la brechacion de las esquistas probablemente es mui antigua. Enese entónces las láminas de esquistas se rompieron, talvez debido a presiones superiores, i los espacios lenticulares se llenaron de cuarzo. Resultó así una roca frágil, en numerosas superficies de débil resistencia que se fracturara por movimientos posteriores». Algunas vetas i zonas de fallas de la brecha, atraviesan los planos de esquistosidad, i el mineral rodea los fragmentos de brecha, indicando que la mucrilizacion es posterior el metamorfismo rejional. La edad de estos depósitos probablemente es mesozóica pueden ser contemporáneos en los minerales deseminados en pórfido con los que presentan muchos puntos de comunidad.

W. H. EMMONS



## Plantel de lexicivación de cobre en los Montes Urales (\*)

Este plantel se instaló para beneficiar desmontes de la mina de cobre de Gumeshevsky. La mina pertenece al Estado de Sissert, en los Urales, a 50 kms. al Sur de la ciudad de Ekaterinburg. El ferrocarril de esta ciudad a Tcheljabinck pasa por la mina y la estación mas cercana está a 16 kms. del plantel.

Las minas de Sissert figuran entre las principales de los Urales i se trabajaron primero para explotar minerales de fierro. En 1727 se descubrieron minerales de cobre, uno en Polefskoi i el otro en Gumeshevsky. El mineral era todo oxidado de color, i de su beneficio se obtuvieron alrededor de 28,500 toneladas de cobre.

La mina de Gumeshevsky que se paralizó en 1871, es bien conocida por sus planos i estensos desmontes, que últimamente se han estudiado cuidadosamente, que han conducido a la erección del plantel actual.

De las primeras informaciones sobre la mina se deduce que la mina está en un depósito de contacto entre calcita i diorita i consiste en una estensa formación de arcilla que presenta masas irregulares de cobre de color i limonita.

Los antiguos trabajos que se estienden cerca de 3 kms. con ancho de unos 300 metros, tuvieron evidentemente por objeto principal la explotación i reconocimiento de los minerales de cobre. Hai profundidades de 150 metros. Parece que el mineral se escojia a mano i que el producto se fundia. Los desmontes pueden mirarse como una muestra comun de la formación de arcilla.

Estos desmontes se han reconocido con numerosos piquecitos i se ha encontrado que cubren un área de cerca de 9.400 yardas cuadradas con una profundidad media de 17 piés i con leyes de cobre que varían entre 10.98 i 33.18 libras de cobre por yarda cúbica de material.

Ademas de estos grandes desmontes, hai otros mas pequeños, que en total alcanzan a 680.000 yardas cúbicas, conteniendo alrededor de 7.000 toneladas de cobre.

Esperimentos de laboratorio probaron que el cobre podia extra-

---

(\*) Tomado de The Bulletin of The Institution of Mining & Metallurgy, N.º 63 Londres.

erse parcialmente con una solución débil de ácido sulfúrico, de la cual, por supuesto, se podrá precipitar con hierro.

A fin de comprobar los resultados del gabinete en gran escala i para resolver problemas técnicos i económicos se erigió un plantel de prueba en la mina Gumeshevsky, capaz de beneficiar cargas de cerca de 19 yardas cúbicas del material simultáneamente. Los experimentos se condujeron durante varios meses i con material de varias secciones del siguiente modo.

Se cargaron gradualmente 19 yardas cúbicas de material en un trapiche con 5.420 galones de agua; el mineral molido se condujo a un gran estanque con un agitador, se agregó el ácido sulfúrico necesario i se ajitó el contenido durante una hora, i despues se agregó mas agua hasta completar mas o menos 16.000 galones. Despues de otra hora de agitacion se dejó el todo en reposo i el líquido clarificado se condujo a cajas de precipitacion con virutas de hierro.

La primera decantacion produjo 16.000 galones de solución clara. Se agregó despues igual cantidad de agua a la mezcla restante del estanque, ajitándose otra vez i decantándose en seguida. Este procedimiento se repitió 3 veces en cada carga. El plantel experimental dió los datos siguientes:

1). 1 yarda cúbica de material, tratado como se ha escrito, produjo 12.78 libras de lingotes de cobre de 99.97%. El residuo quedó con 9.94 libras de cobre por yarda cúbica, es decir, 56.25% era el resultado del cobre estraído. El cobre calculados en los desmontes de 7.000 toneladas produciria entonces unas 39.30 toneladas.

2). 1 yarda cúbica de material gastaba 127.8 libras de ácido sulfúrico de 53° Beaumé.

3). Se necesitaban 3.1/2 libras de hierro fundido para precipitar 1 lb. de cobre.

4). Con una velocidad de la solución en las cajas de precipitacion de 1.000 galones por minuto i con una superficie del hierro de 800 piés cuadrados, se precipitaba 95% del cobre.

5). Se necesitaban cinco dias para terminar el procedimiento, es decir, desde que se cargaba el estanque de disolucion hasta la eliminacion de los relaves.

Se vió despues que, en promedio, la tercera parte del material se componia de trozos que necesitaban molienda, y dos tercios, suficientemente finos, principalmente de arcilla, no necesitaban molerse.

Los análisis del material de varias partes de los desmontes dieron los resultados siguientes:

TAMAÑO		Fe <sup>2</sup> O <sup>3</sup>	Si O <sup>2</sup>	Al <sub>2</sub> O <sup>3</sup>	Ca. o	Pérdida al fuego <sub>0.0</sub>	Cu. <sub>0.0</sub>	Contenido de cobre en varios tamaños
Tamiz	Proporcion %	%	%	%	%	%	%	
3/4 pulgadas .....	6.63	28.49	43.30	16.44	0.25	8.10	0.71	5.96
3/4 id .....	4.70 (x)	65.66	7.82	10.18	0.25	11.88	0.66	3.93
1/4 a 3/4 .....	3.64	43.96	30.02	9.88	0.25	9.28	1.66	7.38
1/64 a 1/4 .....	18.40	44.24	27.26	10.28	0.25	9.80	1.16	27.03
Menor que 1/64 pulgs....	66.63	17.78	42.28	23.68	0.25	8.92	0.66	55.70
	100.00							

El consumo del ácido fué:

Por cobre .....	22.5%
» alúmina .....	49.9 »
» óxido de fierro .....	12.4 »
» cal .....	4.2 »
» diversos .....	11.0 »

100 %

Con estos resultados se decidió erijir un plantel para beneficiar 392 toneladas de cobre en estacion anual de 150 días. Se beneficiarian los desmontes estudiados en unos 10 años. El plantel consistiria en una estacion de fuerza, máquinas de molienda, estanques de lexicacion i de precipitacion, etc. i cuyo valor se estimó en £ 21,200, siendo el costo de produccion del cobre en este plantel, segun cálculos, el siguiente:

392 TONELADAS DE COBRE NECESITAN:

3.935.48 toneladas de ácido sulfúrico de 53° B. o.....	1.820.1
Toneladas de piritas de 51% a 60 7d. por tonleada.....	598.1.0
196.77 toneladas de carbon a 15s. 9d. por tonelada.....	155.3.9
29.50. toneladas de salitre a £ 15. 15s. 6d. por ton.....	465.7.2

Salarios, 365 jornadas, 2.190 operarios dia a 1s. 10d.....	200.15.0	
Gastos jenerales, como seguros, laboratorio, etc. a 2s. por tonelada de ácido.....	393.10.0	
Reparaciones e imprevistos a 6d. por tonelada de ácido .....	98.7.9	1.911.4.8
	<hr/>	

(COSTO DE ÁCIDO POR TONELADA, 9S. 8D.)

1.372 toneladas de fierro a £1. 19s. 5d. por tonelada.....	2.703.19.9	
1,742 toneladas de cal a 6s. 7d.....	573.8.0	
Petróleo, almacen, etc.....	170.0.0	
18 operarios, 450 jornadas u 8,100 dias de trabajo a 1s. 9d.....	697.18.0	
Refinacion del cobre a £1.12s. 10d.....	644.2.0	
Gastos de laboratorio, etc. a £2 por tonelada de cobre.....	784.0.0	
Reparaciones diversas.....	784.0.0	
Impuesto a £ 3. 5s. 9d.....	1.288.4.0	
Gastos jenerales, plantel de Sissert, a 5s. 2.1/2 d. por tonelada de cobre.....	3.863.14.0	
20% de amortización sobre el capital de £ 21.200.....	4.240.0.0	15.749.5.9
	<hr/>	<hr/>
Costo total de produccion,de 392 toneladas de cobre.....		£ 17.660.10.5
Costo por tonelada.....		45.1.6

El costo de £ 45 por tonelada de cobre fué suficientemente bajo para resolver la ereccion del plantel. El precio del cobre en el mercado era de £ 100, i ademas los derechos de importacion a Rusia, de £ 33 por tonelada de cobre favorecian al producto nacional.

Miéntras se efectuaban los esperimentos, se reconocia un depósito de piritas para fabricar el ácido sulfúrico, situado a 6 kms. de los desniveles.

Las piritas eran mui abundantes i en partes tenian cobre. Estas son las únicas que ahora se esplotan.

El Gobierno del estado no quiso instalar una fábrica propia de ácido i se puso de acuerdo con una de las grandes compañías fabri-

cantes de ácido de Rusia, para que ésta construyera la factoría, garantizándole el estado un consumo mínimo por año. El contrato, en general, fué el siguiente:

Durante los 10 primeros años el ácido se vendería a 17s. 9d. por tonelada de 53° B.

Los contratistas recibirían para la fabricación, piritas con cobre, el cual debería extraerse, pagando al estado un derecho de 30 a £ 36 por tonelada de cobre producido.

Los contratistas pagarían al Gobierno derechos de £ 3 5s. 9d. por tonelada i se comprometían a beneficiar de 4.000 a 4.800 toneladas de piritas anualmente.

Se calculaba el contenido de cobre en las piritas en 3.5% a 8% i por consiguiente, el producido de la elaboración en 141 a 380 toneladas.

Los contratistas tenían que pagar otro impuesto de unos 12s. por tonelada de ácido de 66° B. que se produjera en exceso del necesario para la lixiviación, especialmente en los meses de invierno.

Los contratistas además se comprometían a no dejar los relaves de las piritas con más de 0.2 a 0.3% de cobre.

El método adoptado para el tratamiento de las tostadas de las piritas cupríferas, que suministraban la mayoría de su azufre para la factoría del ácido, consiste en tostar las piritas en una mufla i tratamientos con ácido sulfúrico a la temperatura de 450°-550° C. El producto obtenido se lixivia después al a ebullición en estanques de madera revestidos de plomo, primero con agua, después con disoluciones diluidas del licor de la cementación, i por fin con agua acidulada. El cobre se precipita a la temperatura de la ebullición sobre planchas de hierro fundido. El consumo de ácido, inclusa la cantidad usada en la tuesta es aproximativamente de 2 lbs. de ácido por 1b. de cobre. El hierro consumido es de 1 a 2 lb. de cobre. Las tostadas que tienen de 6 a 10% de cobre, quedan solo con 0.3% solamente.

El *plantel de lixiviación* se terminó en 1907; posteriormente ha sufrido modificaciones que yo no he visto.

El mineral es apaleado a carros arrastrados por caballos al plantel, donde se vacía sobre rejas de 8 pulgadas; i de estas a un transportador de correa que lo lleva a tolvas en la parte más alta del plantel. El mineral de las tolvas pasa por harneros rotatorios de 5 pulgadas, i se usa agua cuando la arcilla se pone muy espesa, lo que ocurre en épocas lluviosas. El producto grueso se tritura en una quebrantadora Blake, i el fino en un pan en que se deslie con agua. El pan tiene un falso fondo de hierro perforado con hoyos de 1 pulgada. El producto

to grueso del *pan* pasa a un harnero lavador i desaguador, i de él a una mesa de escojido, en la cual se escoje el mineral rico de cobre i fierro; el resto se descarga a un molino de bolas. El producto fino del *pan* se harnea en un harnero rotatorio de  $1/4$  de pulgada, que descarga el grueso en una segunda mesa de escojido, de la mesa se conduce el producto a dos trapiches de cuatro voladoras. El fino del tamiz de  $1/4$ , con la arcilla desintegrada pasa directamente al trapiche. El limo producido se conduce por canales de madera a estanques de decantacion. La consistencia del limo es de unas 2 partes de agua por una de relave seco.

Los limos que se tratan tienen los tamaños que se indican:

Sobre 38 mallas.....	9.4%
» 54 id .....	6.9 »
» 92 id .....	19.4 »
» 120 id .....	7.9 »
» 136 id .....	6.5 »
Bajo 136 id .....	50.8 »

La potencia para el plantel se produce con una máquina de vapor de 120 HP. i un electro-motor de 60 HP.

La seccion de lixiviacion consta de:

Dos estanques cilíndricos para ácido, de  $6/12$  pies de altura i 16 de diámetro.

Diez estanques rectangulares de decantacion, con capacidad para 154.000 galones, de  $183.3/4$  piés de longitud,  $42.1/6$  piés de anchura i  $6.1/2$  piés de altura i los lados del estanque están inclinados  $54^\circ$ .

Un depósito de agua situado algo mas abajo, con 55 millones de galones, alimentado con agua nueva.

Un depósito superior de agua, con  $5.1/2$  millones de galones.

Una bomba centrifuga eléctrica, elevadora del agua del estanque inferior al superior, a 1.320 galones por minuto. Del estanque superior el agua corre por canales por su propio peso, a los estanques de decantacion a 4.400 galones por minuto.

Tres agitadores viajantes, movidos eléctricamente, dos con motores de 30 HP. cada uno i uno con un motor de 20 HP.

Una grúa viajante eléctrica, de 20 toneladas, para trasportar los agitadores de un estanque de decantacion a los otros.

Una bomba centrifuga, eléctrica, de 50 HP. para arenas, que descarga en un canal elevado a  $32.3/4$  piés i que lleva los relaves al pozo.



Los estanques de decantacion descansan sobre la roca desnuda, siendo las paredes de piedra i mortero de cal.

El fondo i paredes están revestidos con concreto de 4 pulgadas i éste está protegido con asfalto de 1 pulgada. Esta construccion ha sido un éxito feliz. El asfalto ha durado ya dos años, sometido á temperaturas entre 40° C. i C° C.-i muestra apénas una que otra grieta en la primavera, i que se componen con uno o dos hombres en dos dias. El plantel trabaja solo de mayo a octubre.

El *modus operandi* del plantel es éste: cada estanque se carga con lamas que tienen 200 toneladas de mineral seco, i 13, 2 toneladas de ácido sulfúrico de 53° B. que se agregan al principio del canal de trasporte para producir una buena mezcla. Cada estanque se carga en 8 horas. La agitacion dura en seguida 9 horas, agregándose agua hasta llenar el estanque. Despues del asentamiento de las lamas, la solucion se decanta, se llena el estanque otra vez con agua, se ajita 4 horas, se deja asentar, etc. Despues de esta segunda se repite una tercera y una cuarta vez la operacion.

El estanque se vacia por una puerta lateral, manteniendo los relaves suspendidos mediante el agitador. Debe cuidarse de agregar agua suficiente para que la mezcla sea de 2.1/2 partes de agua por una de la relave; el escape de estos debe regularse segun la capacidad de la bomba de arenas. El vaciado del estanque dura 3.1/2 horas. La bomba de arenas lleva forros de bronce. Los forros duran para 50.000 toneladas de relaves secos, ántes de cambiarlos.

El proceso de la lexicivacion dura 5 dias: se descargan dos estanques i se cargan otros dos por dia.

Cada decantacion de los estanquès lleva 132 mil galones.

La primera decantacion contiene 84.1/2 gramos de cobre por galon; la segunda 37.1/2, la tercera 22.1/2, la cuarta 10.1/2.

El 50% del cobre es soluble en ácido sulfúrico, diluido; el resto se compone de silicatos i de cobre nativo.

El cobre consume un 25% del ácido, la alúmina 50%, los óxidos de fierro 15% la cal i la materia orgánica 15%.

Las soluciones de cobre se llevan por canales de madera a los estanques de precipitacion. Estos son 20, de concreto, cubierto de asfalto, colocados en 5 filas de 4 cada una. Sus dimensiones son 43 × 18.2/3 piés de superficie por 2.7/12 piés de profundidad. El estanque mas alto de cada fila contiene 110 a 120 toneladas de placas de fierro de lingotes; los otros estanques tienen cada uno, 4 falsos fondos inclinados, cubiertos cada uno con 3 toneladas de fierro granulado, en capas de 4 pulgadas.

El total de fierro que contienen los estanques es de 440 a 480 en placas, i 190 a 200 en gránulos 110 toneladas de placas tienen una superficie de 23.680 piés cuadrados. Los gránulos de fierro son de bordes delgados, huecos a veces, de tamaños variados, de nuez, arveja, etc., con un peso específico de 1.65 solamente. Las soluciones de cobre corren en los estanques con la velocidad de 924 mil galones en 24 horas, o sea 184.800 galones por fila en 24 horas.

El contenido en cobre varia de 27.1/2 gramos a 51.3/4 por galon en las soluciones al entrar i llega a 1.4 gramos por galon al salir del plantel. Cerca de 95% del cobre se precipita.

Los estanques con placas de fierro se limpian cada 3 semanas; los otros cada 4 a 8 dias. El cobre de cementacion de las placas se raspa con cuchillos. El fierro granulado se lava con agua en cilindros jiratorios con hoyos de 1/8 de pulgada.

Debido al desgaste por frotamiento de los gránulos entre sí el cobre de cementacion se desgasta tambien i atraviesa el tamiz en pequeños gránulos de fierro a un separador magnético que produce cobre de cementacion i granos de fierro puro.

El producto grueso del cilindro es fierro bastante puro.

Puede hacerse notar que el cobre se precipita sobre los gránulos en forma pulverulenta i adhiere débilmente a ellos. El fierro granulado en todo respecto es mejor precipitante que el fierro en barras, planchas o virutas, 12 toneladas de gránulos tienen el mismo poder precipitante que 120 toneladas de placas. Se necesitan 8 hombres durante 45 horas para limpiar 120 toneladas de placas contra 12 hombres en 8 horas para limpiar 24 toneladas de gránulos. El gasto de fierro de 1.8 a 2 partes por 1 parte de cobre.

El cobre de cementacion tiene 60 a 75% de Cu; se funde con pequeña proporcion de eje plateado a cobre ampollado, el cual se refina del modo ordinario, produciéndose *best selected*.

En 1908 el plantel trabajó solo 2 meses, agosto i setiembre, porque algunos estanques no estaban listos. Durante ese tiempo se beneficiaron 38.300 yardas cúbicas con 2.100 toneladas de ácido de 53° B. al precio de 17s. 9d. por tonelada i con 40 toneladas de fierro para precipitacion, al precio de £ 2 4s. 8d.

El cobre precipitado llegó a 175 toneladas de los cuales 141 se obtuvieron en lingotes; i las escorias arrastraron 9; 25 toneladas quedaron en los estanques de precipitacion, debido a heladas prematuras que impidieron limpiarlas bien i a que el fierro precipitante retuvo 1 a 4% de cobre. Estas 25 toneladas de los estanques es una cantidad constante consumida al iniciarse el trabajo. Los gastos totales

ascendieron a 7.075 £ o sea a £ 50 3s. 6d. por tonelada de cobre:  
Este costo es anormal por el corto tiempo del trabajo.

En 1909 el trabajo ha sido mucho mejor como puede verse por la hoja de costos, correspondiente a una quincena en el cuadro siguiente:

INFORME DEL PLANTEL DE LEXIVIACION 1.º—18 DE JUNIO 1909

Material entrado .....	7.735.45	toneladas
Material salido.....	7.800	»
Malaquita escojida.....	1.45	»
Cobre disuelto i precipitado.	34.73	»
Cobre perdido en solucion...	1.76	»
Cobre precipitado i recojido.	33	»
Acido de 43º B. consumido..	341.1	»
Fierro en lingotes consumido	62.45	»

Trabajo en 13 dias, 217 horas.

33 toneladas de cobre producidas a un costo de £ 1.287 dan £ 39 por tonelada.

7.735 toneladas de mineral beneficiado a 1.287 £ dan 3s. 4d. por tonelada.

Las dos últimas columnas contienen ademas del gasto total en los diversos ítem, el gasto correspondiente por tonelada de cobre i de mineral beneficiado, para facilitar la comparacion con otros procedimientos de lexiviacion, que no sean necesariamente de minerales de cobre.

Nótese que el costo de produccion de cobre no incluye los gastos jenerales ni la amortizacion del plantel,

El costo del plantel, incluso la central de potencia, pero escluso la factoría de ácido, fué de £ 26.500.

Con un factor de 20% por gastos jenerales i de amortizacion, el aumento en el precio de costo (en 13 dias de trabajo sobre un total de 150 dias anuales) llega a £ 14 por tonelada de cobre, de modo que el costo total seria de £ 53.

El cuadro siguiente contiene una comparacion entre el costo calculado i el costo efectivo por tonelada de cobre.

	£	s.	d.	£	s.	d.	Observaciones.
Salarios i laboratorio.....	£	2.	15.	11	11.	16.	3
Jerencia i gastos jenerales....		9.	17.	2	.....		
Almacen, reparaciones, fuerza.		2.	7.	8	1.	17.	5

Acido sulfúrico (cerca de 10 tons. por ton. de cobre)..	4.17. 6	9. 3.5	Calculado a 9s 8d. por ton. costó 17s. 9d. por ton.
Fierro (calculado a 3.5 tons. consumidas 1.9).....	6.17.11	4. 4.7	
Cal.....	1. 9. 4	.....	
Refinacion.....	2.12. 7	2.12.7	
Impuestos.....	3. 5. 9	3. 5.9	
Amortizacion.....	10.16. 4	14. 0.0	
	£ 45. 1. 2		53. 0.0

## HOJA DE COSTO. I—16 JUNIO 1909

	Total	Totalsumado	Por tonelada de cobre	Distribuc. del gasto	Costo por tone- lada de mineral desmontado en peniques
	£ s. d.	£ s. d.	£ s. d.		
Salarios.....	320. 5.0				
Jerente i adminis- tradores.....	32. 1.0				
Sueldos de injenie- ros.....	26.19.0				
Laboratorio de en- sayes.....	10.12.0	389.17.0	11.16.3	30.29	12. 1
Reparaciones i construcciones...	156.16.0				
Leña.....	11.17.0				
Lubricantes.....	10.12.0				
Almacén.....	37. 3.0	216. 8.0	6.11.2	16.8.2	6.71
Potencia.....	43. 7.0	43. 7.0	1. 6.3	3.3.6	1.34
341 toneladas ácido de 53° B. a 17s. 9d.	302.12.0				
62.45 tons. de fie- ra £ 2. 4s. 8d....	139.11.0	442.3. 0	13. 8.0	34.36	13.72
Refina de 33 tons. a £ 2.12s. 7d....	86.15.3	86.15.3	2.12.7	6.74	2.69
Impuestos nacio- nales, 33 tonela- das a £ 3.5s. 9d..	100. 9.9	108. 9.9	3. 5.9	8.43	3.37
	1.287. 0.0	1.287 .0.0	39. 0.0	100.00	39.93

0 3s. 4d. por tonelada.

A. L. SIMON

## La seguridad en la inversion juiciosa del capital en las minas

LAS BUENAS ACCIONES DE MINAS PRODUCEN MEJOR RETRIBUCION QUE LAS INDUSTRIALES; MÉTODOS DE AVALUACION; LO QUE DEBEN CONTENER LOS INFORMES DE LAS COMPAÑÍAS.

Si prescindimos de la industria comparativamente insignificante de la pesquería, podemos decir sin contradicción que la riqueza mundial proviene de dos industrias: la agricultura i la minería. La materia bruta combinada con el trabajo humano i con la inteligencia produce la riqueza. Aun en análisis final la riqueza producida por el agricultor es realmente una riqueza mineral, pues los productores de la cosecha absorben el potasio i el fósforo de la tierra i los combinan con el carbon del aire para formar la materia que entra en nuestra vida diaria i existencia. Sin embargo, la gran division de la agricultura i de la minería puede propiamente establecerse.

Desgraciadamente, la idea jeneral sobre las minas entre la mayoría del público se reduce a minas de perspectiva brillante, cuyas acciones se desea comprar a 1 centavo i hasta 1 dollar, con la esperanza de que este valor se haya duplicado ántes de las 3 de la tarde del mártes siguiente. Pocos saben, por ejemplo, que la produccion minera en los Estados Unidos en el año 1907 se avaluó en mas de dos mil millones de dollars, de los cuales corresponden al fierro 530 millones; a la plata, 37 millones; al oro, 90 millones; al cobre, 177 millones; esto es, 900 millones de productos metálicos; los otros 1,000 millones corresponden a los productos no metálicos, como combustible, materiales de construccion, materias químicas, figmentos i diversos ítem, como asfalto i arena para la fabricacion de vidrio. El total de estos productos ha aumentado desde 1,000 millones en 1899 a mas de 2,000 millones en 1910.

Considerando la riqueza que la minería aporta en el mundo, se puede apreciar la importancia de esta industria.

Una empresa minera bien dirigida aporta al mundo toda su riqueza, sin gastar nada del bolsillo del productor ni del consumidor. He dicho bien dirigida, porque desgraciadamente hai muchas empresas mineras que se han concebido inicualmente i han nacido muertas. No se debe pensar, sin embargo, que la inversion del capital en las minas es siempre tan sencilla como en otras empresas, en razon del hecho de que las minas suelen envolver dudas sobre su valor oculto

(\*) Conferencia leida en el Foro de Finanzas, de Nueva York.

en sus entrañas. John Hays Hammond, en su conferencia de hace algunas semanas dió varios consejos respecto de la aplicacion del capital en las minas; síganlos, pero tengan presente que no hai tipo de empresa que pueda ser tan lucrativa, como la minera, cuando se han tomado las debidas precauciones.

#### REEMBOLSO DEL CAPITAL EN LAS MINAS

La restitution del capital en las minas, depende como cualquier empresa, del riesgo que ella encierra. La restitution deberá ser tanto mayor cuanto mas lo sea el riesgo. Los riesgos en las minas son los mismos, hasta cierto punto, que en la agricultura. El primero es la variacion del precio del producto, esto es, el precio variable del carbon, del fierro, del cobre, de la plata, del plomo o del zinc, i a estos aun puede agregarse el oro, aunque se considera como de valor tipo, pues no hai duda que una sobreproduccion de oro tiende a aumentar los precios i por consiguiente el costo de produccion. El segundo riesgo que se corre es el agotamiento repentino del yacimiento mineral que se explota. La posibilidad de agotamiento de un manto de carbon, es por supuesto, mínimo, en estension horizontal, i para asegurar la existencia de una empresa, lo principal será reunir suficiente estension superficial. El precio del carbon no varia mucho, pues es realmente el costo de produccion el que determina su precio de venta. Se puede decir, aproximativamente, que la utilidad que da el carbon liviano es de 10 a 15 centavos yanquis por tonelada, i la que da la antracita es probablemente de 50 centavos. Seria fácil con un estudio cuidadoso de los informes de las compañías carboníferas, determinar cuál es el interes probable sobre el capital invertido.

En las minas de fierro el riesgo es talvez mayor i con mas intensidad fué así ántes del descubrimiento del fierro de Mesabi en Minnesota, con sus enormes depósitos de mineral, ahora en su mayor parte en las minas de la United States Steel Corporation. Es seguro que en Mesabi hai actualmente 1,250 millones de toneladas de mineral a la vista en piques i galerías, miéntras que en las antiguas minas de hace 40 años, es dudoso que haya actualmente mas de 250 millones. La propiedad de estas minas i la de la gran estension de yacimientos carboníferos cokificables coloca a la United States Steel Corporation en una situacion tan segura como la que tiene. Dudo que esta Corporacion en sus primeros tiempos haya comprendido el valor de esta materia bruta.

J. R. Finlay en su admirable libro *Costos de la produccion minera* ha calculado el costo de produccion de una tonelada de fie-

ro puesta en Nueva York en 12.50 dollars. Si suponemos que el precio de venta de los lingotes de fierro es de 16.50 dollars por tonelada, la utilidad seria de 4 dollars, o sobre el mineral de fierro de Lake superior, 1,50 a 2 dollars.

El grupo siguiente por su mayor riesgo, i en que por consiguiente la restitution del capital es mayor, lo forman las minas de cobre. El costo medio de produccion de cobre es probablemente de 10 centavos yanquis por libra (453,6 gramos), siendo 7 1/2 el mínimo i 12 1/2 el máximo. El precio del cobre ha fluctuado siempre entre 11 i 25 centavos, pero podemos considerarlo en promedio 14 i 15 centavos. Durante un gran número de años, con la escepcion posible de los constantes yacimientos de Lake Superior, se corrió gran riesgo en la minería del cobre i hubo violentas fluctuaciones en los precios de las acciones de cobre. La jeolojía de los yacimientos no era bien comprendida, los fenómenos especiales que se conocen como enriquecimientos secundarios de los minerales en los niveles superiores no se conocian. A menudo sucedia que cuando una mina llegaba a estos niveles se gastaban grandes sumas de dinero buscando la estension mas profunda de esta zona enriquecida, que solo existia en la imaginacion del administrador. En los últimos 6 a 7 años se ha dedicado atencion al estudio de los depósitos irregulares de mineral i hoy hai una docena de minas en el pais, cuyo tonelaje calculado llega a millones. Este tipo de propiedad exige grandes inversiones al comienzo para el desarrollo de la mina i para el equipo, pero una vez en marcha normal constituye una de las mejores bases de inversion conocida en las minas.

Las minas de oro constituyen una categoría especial i como ustedes saben, por las conferencias de Mr. Hammond i de Mr. Paish, son una fuente comun de inversion entre el público ingles. La tendencia actual en las minas de oro es a la explotacion de los yacimientos de baja lei en que se producen cantidades relativamente grandes para el beneficio.

La minería de la plata hoy por hoy es mas especulativa que cualquiera otra, no solo a causa de la tremenda caida del valor del producto en los últimos 20 años i porque una gran proporcion del consumo mundial se produce como producto secundario en la elaboracion de otros metales, sino tambien por el hecho de que las minas de plata son siempre mas o ménos irregulares. Para probar lo anterior, en la semana pasada habia acciones de una compañía arjentífera que se cotizaban a 9 dollars i que percibian dividendos de 2 dollars por año, i ciertas acciones cupríferas de 90 dollars que pagaban igual-

mente un dividendo anual de 2 dollars. En ámbos casos las cuestiones de la garantía i de la vida probable eran los factores determinantes del precio, aunque pienso que, como sucede a menudo, habia en ámbos casos llegado al extremo, i que una mina se vendia a un valor mui bajo i la otra, demasiado cara. Sin embargo, se puede decir que sin duda una accion que produce 2 dollars por año i que se vende a 9 dollars tiene por esto razonablemente una vida corta. A este respecto, no es probablemente fuera de ocasion decir que las reservas minerales del mundo i de este pais no son ilimitadas i que yo pienso sin vacilacion que para conservar nuestras fuentes minerales debemos hacer lo que para las fuentes de la madera. Aun mas, pues si un bosque cortado puede ser renovado con una atencion intelijente en un período de 50 a 100 años, miéntras que una mina en que su mineral se ha agotado, no tiene ningun valor, i como se sabe, necesita incontables años para producir mineral mercantil.

#### ESPLORACION DE LAS MINAS

Presumo que en un estudio de esta clase no es necesario explicar los diversos pasos que hai que dar en el reconocimiento de las minas. En un pais como los Estados Unidos, en donde los recursos naturales no se conocen totalmente, hai un tipo de hombre que se dedica a recorrer la parte occidental del pais en busca de los afloramientos de las rocas. Por regla jeneral, el buen mineral no revienta en la superficie i por el contrario, no está nunca a tanta profundidad como creyó el promotor. El cateador al reconocer el terreno encuentra en cierto cerro manchas rojas ferruginosas, hace un pequeño pique i a 1 metro de la superficie encuentra mineral; deja entónces una señal i hace un pedimento en la oficina mas próxima; para algunas personas, el cateador tiene así una mina. Esta está, sin embargo, léjos de serlo; i se requiere tiempo i dinero para ver si la veta o yacimiento tiene valor. El descubridor o aquel a quien éste vende su pertenencia por un motivo insignificante gasta dinero en ella i puede suceder que llegue a encontrar un depósito mineral valioso que merezca explotarse. Si los reconocimientos son favorables la propiedad puede fácilmente aumentar su valor hasta que tenga bastante mineral a la vista para erijir un plantel. Se consigue este dinero i la mina entra al período de preparacion. Cuando éste ha terminado principia la etapa de la produccion i desde entónces comienza a disminuir en su valor intrínseco actual, pues es lójico deducir que las reservas minerales no aumentan en una mina. Es inexacto, sin embargo,



admitir que las probabilidades de producción de la mina disminuyen porque durante el tiempo de explotación, por medio de reconocimientos pueden ponerse a la vista nuevos macizos de mineral i descubrirse depósitos mas grandes que hacen especulativo el término del yacimiento. Sin embargo, en toda inversión minera debiera aceptarse el hecho de un agotamiento final de la mina. Groseramente hablando, en una mina que presenta mineral para un tiempo de 30 años de trabajo, la cuestión del agotamiento es de poca importancia por el momento.

#### AVALUACION DE LAS MINAS

Al determinar el valor de una mina hai que tomar en consideración dos puntos. Primero, la utilidad líquida, que producirá el mineral empuestado; segundo, la posibilidad de encontrar nuevos yacimientos. Si el capitalista minero hábil estudia las condiciones mineras i los informes de minas del mismo modo que Mr. Harriman i Mr. Awley en sus primeros tiempos estudiaron los informes de ferrocarriles i llegaron a formarse ideas sobre los valores i precios, verá que una inversión minera es una de las mejores aplicaciones del dinero que pueda encontrar. Como Mr. Hammond lo ha observado, si ustedes no dominan actualmente el negocio de las minas por sí mismos o si no efectúan una investigación completa sobre ellas, no son ustedes quienes deben invertir dinero en perspectivas mineras. Esta clase de inversión del dinero debe dejarse a aquellos que conocen bien el negocio de las minas, o a las compañías de cateo que pueden soportar nueve fracasos en diez empresas. Ellos son los que deben resolver estos problemas que se presentan engañosos en la superficie con buenos minerales, pero que no resisten a las investigaciones con pique i sondas. Si ustedes desean entrar en estos negocios, lo mas acertado es comprar acciones de una compañía de esta clase. Si son comerciantes, no se dejen arrastrar por cuentos halagadores de amigos que vienen del Oeste, i a cateadores que encuentran en el hotel de regreso sus burros con muestras de minerales de sus descubrimientos. La probabilidad de acertar es de 1 por 10, ménos de 1 por 100.

#### VALOR DE LAS ACCIONES MINERAS

Al estudiar el valor de una inversión minera debe mirarse primero la cuestión de la cantidad de mineral que la mina tiene a la

vista i la utilidad anual que ella puede dar. Debe tomarse en consideracion el hecho de que si no se descubre mineral durante 5, 10 o 20 años de la existencia de la mina, ella tendrá que pagar no solo el interes del dinero sino tambien el capital invertido. Tocante a esto llamo la atencion a los dos cuadros que publica Herbert C. Hoover en su libro sobre minas, publicado el año pasado. Si, por ejemplo, una mina paga 1 dollar por año por accion durante 20 años, y se considera satisfecho con 6 % de interes sobre el capital podrá pagarse 10.68 dollars por cada accion i de 1 dollar que se recibe 64 centavos corresponden al interes i 36 centavos a la restitution del capital con la base de que si estos 36 centavos se invierten al 4 % capitalizando anualmente los intereses al fin de 20 años producirán los 10.68 dollars de la inversion original. Al comprar acciones mineras debe considerarse lo anterior, pero sin que ello sea el todo en la inversion del capital. Debe considerarse la posibilidad de encontrar mas mineral, estudiando los informes de los ingenieros i del administrador. Si esta posibilidad es buena, i si al mismo tiempo se considera que el precio del metal aumentará, entónces sin duda se hará una buena inversion.

Si se desea mirar la cuestion bajo otro punto de vista, la tercera tabla del libro de Mr. Hoover dará alguna idea de los medios de determinacion del valor.

J. H. Curle, de Lóndres, que es considerado como uno de los mejores evaluadores de las minas de oro, estimaba que ninguna mina de oro que se presenta bien en sus planos i que tenga 60 % de su valor explotable a la vista, era un buen negocio. Sin embargo, no quiero llegar a la idea de que el mineral a la vista es lo principal en una mina. Cuatro o cinco años hace que la cuestion de mineral a la vista fué materia de mucha atencion de parte de los ingenieros, escribí un artículo preguntando si sería conveniente que una mina no tuviera demasiado mineral a la vista. Aduje razones para esto, que yo estimaba correctas, siendo la principal que el costo de exploracion se pierde a menudo como ha sucedido en las minas de Lake Superior, en que el interes del dinero invertido en reconocimientos durante 20 años ha contribuido a aumentar grandemente el costo de operacion. El tonelaje de mineral es el punto principal que debe entrar en consideracion, sea que la mina esté preparada o que solo sea una perspectiva.

## AMORTIZACION

Tocante a la cuestion del reembolso del capital invertido en las minas, hai quienes creen que las mismas compañías deben formar un fondo para restituir el capital a los accionistas. No pienso así por dos razones: primero, el precio de venta de un *stock* puede variar grandemente en diversos períodos de la historia de la mina, i por consiguiente, el valor que debe reembolsarse variará del mismo modo; y, segundo, creo que como el capital pertenece a los accionistas, estos deben resolver cuándo i cómo debe reembolsarse. Me parece que despues de acumular una cantidad suficiente para poder comprar las propiedades vecinas o para hacer cambios radicales en los planteles de tratamiento, todo el dinero debe pagarse a los accionistas año tras año. En cuanto a esto es innecesario que analicemos con mucho detalle el valor pagado de las acciones mineras. Fácil es saber el valor total de las acciones i el precio de venta.

Las razones dadas arriba son la causa de que el valor de las acciones en diferentes períodos pueda ser una fraccion o un múltiple del valor orijinal. El valor a la par de 100,000 acciones de Calumet & Hecla, por ejemplo, es de 25 dollars, de los cuales, si bien recuerdo, solo 10 dollars se pagaron, i todavía este *stock* se vende hoy a 600 dollars por acción, i las leyes del Estado de Massachussetts permiten que los fondos de depósito de las viudas o de los huérfanos se inviertan en esta compañía. Se presenta naturalmente la cuestion, si se siguiera la teoría de la compañía de minas que establece su propio fondo de amortizacion, si este fondo se formará sobre la base de los 10 dollars pagados, de 25 dollars de valor a la par, de los 600 dollars de valor actual o de los 1,000 dollars de valor, que tuvieron las acciones vendidas poco tiempo ántes de 1907.

LO QUE DEBIERAN CONTENER LOS INFORMES O MEMORIAS DE  
LAS COMPAÑIAS

El Mining & Metallurgical Society of America, al cual tengo el honor de pertenecer como miembro, discutió el año pasado la cuestion sobre las informaciones que debieran contener los informes anuales que distribuyen las compañías mineras a sus accionistas, i se estableció que debieran contener lo siguiente:

1) Detalles sobre la capitalizacion de la compañía; el número i clase de acciones a la fecha del informe; los derechos respectivos de

estas acciones; el número de acciones que quedan en la tesorería; los derechos o compromisos de estas acciones; las obligaciones vijentes.

2) Una breve descripción de la historia anterior en la propiedad, el trabajo realizado i los resultados obtenidos, con los resultados en cuadros de los gastos i entradas desde el principio, productos vendibles de cada año; i las sumas percibidas por los mismos, la ganancia neta anual i el destino dada a ésta.

3) Una descripción semejante, pero mas detallada, del trabajo del año, con indicación del capital, de la responsabilidad, de los recibos i desembolsos, planillas de costo i otras informaciones relativas al trabajo efectuado i a los resultados obtenidos.

4) Una exposición sobre las reservas de minerales a la fecha de la memoria, comparadas con las del año anterior, i con un cálculo hecho por autoridad competente, sobre la vida probable de la mina.

Cuando las compañías mineras dan esta información es fácil formarse una idea buena sobre el valor de una propiedad, i los que estudian finanzas, pueden con poco trabajo analizar los informes de minas con el mismo cuidado que los informes de ferrocarriles. Necesario es, por supuesto, conocer a los hombres que manejan la compañía minera en discusión i la reputación del ingeniero que hace la exposición contenida en el último párrafo, i yo observo que su reputación en este caso quedará sujeta talvez al mismo estudio que se hace con las exposiciones del Presidente del Directorio de una compañía de ferrocarriles, que predice el crecimiento del tráfico en su línea. En ambos casos la ecuación personal es un factor importante en la cuestión. Ha pasado ya el día en que por ser noble duque, un príncipe comerciante, un almirante en triunfo o un conocido jeneral se hace presidente o director de una compañía minera para que su nombre tenga algun flujo en el público. La cuestión es si el ingeniero que hace la memoria anual es en su profesión del rango necesario para que su informe pueda merecer confianza.

La cualidad de ser un minero próspero es innata i no resulta del aprendizaje en una escuela. Los grandes ingenieros, como los grandes inventores, han nacido, mas no se han formado, aunque nadie se apresurará tanto como yo a reconocer la preparación técnica de un ingeniero, de un abogado, de un médico o de un físico. Subsiste sin embargo, lo que el antiguo presidente Eliot, de Harvard dijo: *Mucha seducaciones de 2,000 dollars se han perdido en niños de 2 dollars.*

Supóngase que uno por mil tenga éxito, i que todas las compañías publiquen informes completos, mas en la investigación de estos informes debe tenerse siempre presente la posibilidad de encontrar

resultados falsos. Mr. Finlay en su libro ya citado, ha dado dos cifras de costo, una que llama *costo del dividendo* i otro el *costo de venta*. El costo de dividendo es el que deducido de la utilidad anual, da por resultado lo que se destina a dividendos. El costo de venta toma en consideracion la última inversion incluyendo el capital. Con esto quiero advertir que una mina, que es un negocio en constante estado de liquidacion, al tiempo de su estincion ha producido el dinero suficiente para pagar sus gastos normales de trabajo, i tambien para restituir el capital ademas de los dividendos. Esto a menudo se descuida en compañías mineras i se encontrará que todos los años cierta cantidad se carga a construccion i de ésta a cuenta del capital, la que en realidad debiera colocarse en la cuenta de gastos de operacion. Téngase esto presente i recuérdese que no deberá cargarse a favor de la cuenta de capital sino lo que aumenta la productividad de la propiedad, o yendo mas léjos, puede decirse, lo que tienda a disminuir el tiempo de explotacion del mineral. Véase que todo lo que se gasta en reparaciones, entre en los costos de operacion.

#### LOS YACIMIENTOS DE MINERALES TIENEN VALOR REAL

En conclusion, deseo reiterar que si se emplea igual cuidado en estudiar un negocio minero que una empresa de ferrocarril, se encuentra mas ventaja en el primero. En mi opinion, pongo las empresas mineras por encima de las industriales en razon de que estas dependen de los procedimientos de trabajo que pueden perder su valor de la noche a la mañana. Quién no sabe que en los primeros dias de la industria del aluminio éste se fabricaba por el procedimiento del sodio i el precio mínimo a que podia venderse el metal era de 60 centavos yankis por libra (453.6 grs.) El descubrimiento del método electrolítico de Cowles redujo el precio de venta 30 centavos, i en una noche las propiedades de la compañía de Hall que elaboraban el aluminio por el método de sodio, cayeron de varios millones de libras esterlinas a nada. Aquí se trataba de un negocio puramente industrial, cuya propiedad se desvalorizó con un nuevo descubrimiento. Si el factor dominante en la produccion del aluminio hubiera sido el mineral de que se estraía, este cambio no la habria afectado.

Hoi el valor de las minas de Sud-Africa i el de nuestras minas en Black Hills, es el oro que contienen; el valor de nuestras minas en Montana, Michigan, Utah, Nevada i Arizona es el cobre en inmensos depósitos; el valor de la United States Steel Corporation es su mineral de fierro i su carbon; el valor de los yacimientos de Leadville, Colo-

rado i de Missouri, es el plomo i plata que contienen, i ningun cambio en los procedimientos puede de ningun modo afectar su valor intrínseco. Nada puede destruir el valor de la antracita en Pensylvania i nada puede destruir el valor de las hullas de Pittsburg. Si se toma en consideracion estas observaciones, puede comprenderse que una buena mina con unos 640 acres en el valle de Red River of the North, tiene un valor que no puede destruirse.

J. PARK CHANNING



## Las condiciones que debe tener el profesional en la minería i metalurgia<sup>(\*)</sup>

A menudo se me ha pedido mi opinion sobre las condiciones que debe tener un profesional para obtener éxito en la industria minera.

Primero, i ántes que toda otra consideracion, yo coloco la posesion del carácter.

Un hombre honrado, consciente, emprendedor, perseverante i de buen sentido, equilibrado, a mi juicio, cuenta con el 75% de las condiciones necesarias para surjir; a la educacion técnica asigno el 25 % restante, sin despreciar por supuesto, el inestimable valor de ella.

Sin carácter, el monumento profesional del ingeniero es tan inestable como el edificio en cuyo cimiento falta cal. Así, pues, insisto en que debe perseverarse en el desarrollo del carácter en su sentido mas amplio i especialmente en que se debe ser celoso en la conservacion de la integridad.

En la profesion del ingeniero de minas se aplica con fuerza singular el adajo de *Apúrate lentamente*.

En los primeros años de su carrera el ingeniero tiene tendencia a descuidar la adquisicion de la esperiencia práctica, que es esencial para completar el bagaje profesional. Es costumbre para el jóven ingeniero, despues de haber pasado algunos años visitando minas, etc. entrar en el campo del *minero esperto*. Resulta así que nunca adquiere los conocimientos prácticos, que solo vienen despues de años de esperiencia en las minas i planteles de beneficio i que son indispensables despues, cuando el ingeniero aborda el campo práctico en la determinacion del valor de las minas.

Hasta hoi dia hai gran escasez de administradores de minas com-

(\*) Conferencia leida en la Escuela de Minas de Colorado, Estados Unidos.

petentes. El antiguo, rutinario i práctico administrador de minas que se ha elevado, paso a paso, i que ha adquirido el conocimiento del negocio en todas sus faces, por su propia esperiencia, ha sido sustituido hoi por los titulados de las escuelas de minas, quienes muchas veces despues de una corta esperiencia, pasan a ser administradores de compañías mineras.

I a pesar de esta escasez, nunca en la historia de la minería ha habido administradores de minas con la competencia de los que pueden encontrarse hoi, i estos son los hombres que despues de haberse educado en las escuelas técnicas, han adquirido como el viejo minero práctico el conocimiento íntimo de los negocios u ocupaciones de las compañías mineras durante algunos años.

Antiguamente el informe de un ingeniero de minas se limitaba a hechos jeológicos i otros datos parecidos sobre la empresa; hoi, el ingeniero no solo debe informar sobre estas materias sino que tambien debe dar su opinion sobre si la mina vale el precio que por ella se ha pedido. El ingeniero, seria, en caso contrario, de mui limitada utilidad.

Aunque el ingeniero tiene la misma responsabilidad que antiguamente en la solucion de los problemas técnicos, el esperto tiene a menudo que entrar en cuestiones de aspecto financiero i comercial. Mas aun, sin recomendar la compra de una mina, incurre en cierta responsabilidad moral sobre su administracion eficaz, tanto mas cuanto que su reputacion profesional depende de la realizacion de sus predicciones. Por esta razon el ingeniero pasa a veces del rol de esperto al de ingeniero consultor, para supervijilar la administracion técnica i comercial de las minas compradas por su consejo.

Hace muchos años que yo he luchado en el sentido de que tanto el ingeniero como el esperto se hagan *mineros* en la evolucion de sus conocimientos.

Ahora entre el ingeniero de minas i el capitalista existe un hombre que puede llamarse *promotor*. En cuanto a lo que yo pienso sobre estos promotores, diré que ellos son los causantes de los numerosos fracasos de empresas mineras. Estos promotores, por regla, son personas que solo tienen un conocimiento superficial sobre las minas. Muchos de ellos han fracasado en otras ramas del trabajo humano, i se han dedicado a promotores en atencion a la oportunidad especial que así tienen de enriquecerse fácilmente. La mayoría de estos hombres no solo son incompetentes e ignorantes en minería, sino que mui a menudo son inescrupulosos. Pero, debo reconocer que entre ellos hai tambien individuos que tienen mucha preparacion en los negocios de minas i que poseen perfecta integridad.

Es el promotor i no el honrado minero quien ha traído el descrédito a los negocios mineros.

Mi íntima i estensa experiencia con los mineros me permite decir conscientemente que con pocas escepciones ellos son tan honrados como los hombres de cualquiera otra ocupacion.

Es preciso decir con énfasis a los jóvenes principiantes, que ellos deben cultivar la amistad del minero práctico. Creo que la mayor parte del éxito que yo pueda haber tenido en mi carrera de minero la debo a la amistad leal i al auxilio que estos hombres me han prestado.

Me gustaria ver que el ingeniero de minas llegara a adquirir los conocimientos en los negocios de minas, necesarios para sustituir al promotor minero. Esto contribuiria a impedir la sobreproduccion en las escuelas de minas, que año a año lanzan cientos de ingenieros de minas i contribuiria tambien a que los capitales se colocaran sobre bases mas seguras, disminuyendo grandemente los riesgos de las minas.

El ingeniero de este modo llegará a ser un minero, como el que yo he mencionado, i se le abre en su profesion un interesante i remunerativo campo profesional.

He notado especialmente en los jóvenes espertos mineros la manifestacion de cierto orgullo, por haber impedido la realizacion de muchos negocios mineros. A este respecto recordaré lo que me pasó, cuando yo comenzaba mi carrera. Conversaba con el Senador por California, George Hearst, que en ese tiempo era el principal capitalista minero del pais, i a quien durante varios meses le hice trabajos de ensayes. Me preguntó, durante la conversacion cómo me iba en mi carrera. Contesté con un sentimiento de satisfaccion que hasta entónces no habia cometido errores recomendando negocios mineros sin valor. Bien, amigo mio, eso no está malo, me respondió él, pero ¿ha recomendado usted algun buen negocio? Decepcionado, tuve que añadir que nó. Entónces me dijo el Senador, apúrese, cometa uno o dos errores, i reemplácelos despues, tan lijero como pueda, por un éxito brillante.

No recomiendo yo al ingeniero que cometa errores, pero que acredite su mérito nó con virtudes negativas como las indicadas, sino con la organizacion feliz de negocios mineros bajo su direccion i consejo.

No hai que ser de aquellas personas que rechazan casi sin vacilar cualquier negocio minero que se les proponga. Pero tampoco hai que ser demasiado crédulo. Recuérdese que algunas de las minas mas grandes trabajadas hoí fueron consideradas como sin valor en el



terreno teórico por eminentes jeólogos mineros. Hai, pues, que admitir el estudio de los negocios mineros, pero sin dejarse convencer sin razon.

Siendo presidente del American Institute of Mining Engineers, pronuncié un discurso sobre ética profesional. Miembros prominentes disintieron de mi opinion i me reprocharon por inyectar demasiado comercialismo en la esfera de accion del injeniero de minas. Sin embargo, continúo sosteniendo que el objeto de la minería es la produccion de utilidades i que el injeniero no debe, por lo tanto, limitarse a consideraciones académicas en los problemas de la minería.

En ese discurso, me referí a los informes que el injeniero hace para el vendedor de una mina. Esta práctica ha sido condenada jeneralmente. Pero con un poco de reflexion se ve que este fallo de opinion no es justificado, porque no es razonable ni mal hecho que el dueño de una mina desee presentar un informe de esta naturaleza sobre su valor probable a la consideracion del comprador, para el cual necesita valerse de un lenguaje científico y espresarse en forma intelijente.

Un informe tal, sin embargo, deberá designarse claramente como del *vendedor*, i el injeniero deberá evitar que se haga un falso o ilejítimo uso de sus observaciones.

Se presenta tambien sobre este punto, la cuestion de si el injeniero debe o no aceptar gratificacion. Creo que un esperto de reconocida e intachable reputacion está en su perfecto derecho de recomendar la compra de una mina, aceptando gratificacion de los promotores con tal que se dé entera publicidad a la naturaleza de su injerencia en el negocio, i que la recompensa no sea por la compra-venta de la mina, sino por las futuras utilidades que ella produzca.

La admision de comisiones por venta de maquinarias, etc., es otro punto relacionado con la ética profesional. En muchos casos, de tal naturaleza, que afectaria otras profesiones i parece que esta práctica se ha establecido i tolerado, si no justificado, pero en la profesion minera no veo la razon de este procedimiento.

Un jóven injeniero deberá ser tan leal a la corporacion a que sirve como a cualquiera persona. Si no puede cumplir con las obligaciones de empleado, no tiene mas remedio que buscar otro destino.

A fin de hacerse respetar de sus subordinados i de este modo asegurar el buen éxito de su servicio, es importante que el injeniero inspire confianza a sus subalternos.

Hacer una buena seleccion del personal, es una buena recomendacion para el injeniero. Esta cualidad es en parte principal heredita-

ria, pero la tendencia á hacerse imperioso i complaciente de sí mismo puede por fin eliminarse. Valiosas informaciones sobre las condiciones de la minería de una rejion, pueden obtenerse de segunda mano de cualquier ignorante guía, i muchas observaciones pueden cojerse tambien en una conversacion trivial en un carro de fumar.

Estas ideas no tienen las particularidades de ser propias, pero son sin duda prácticas.

Hai dos clases de proporciones mineras en que el ingeniero tiene que emplear su capacidad profesional. La primera es formada por las empresas con base de minas desarrolladas. En esta clase el ingeniero usa gran moderacion, no solo porque hai interesadas grandes sumas de dinero, sino tambien porque los capitalistas no están familiarizados con esta clase de riesgos mineros. La segunda es una clase de proposicion que, aunque especulativa, es honrada i lejítimamente emprendida. El desarrollo de perspectivas mineras es de esta categoría. Las aventuras de esta clase serán emprendidas solo por los que quieren esponerse a grandes riesgos con la esperanza de obtener grandes ganancias, mayores que las que producen las minas desarrolladas. Si el ingeniero ha sentado su reputacion de haber tenido éxito en las minas i se ha formado una clientela a la que ha hecho ganar, podrá entónces aventurarse a arriesgar el dinero de sus clientes en esta última clase de empresas mineras ménos seguras. Es ocasion para hacer notar la importancia en la eleccion de los capitalistas a que el ingeniero se asocie en estas diversas empresas. La experiencia permitirá poco a poco al ingeniero comprender toda la importancia de esta observacion.

En sus informes el jóven ingeniero presentará copiosos datos técnicos si aquellos serán sometidos al estudio de otros ingenieros; pero si los informes están destinados a los capitalistas tendrá en vista principalmente la esposicion de los factores económicos. Los informes de muchos jóvenes ingenieros son demasiado voluminosos para que puedan llamar la atencion de los capitalistas.

La última palabra que, como consejo, daré a los ingenieros es que no desatiendan a sus deberes cívicos. Sin sacrificar los negocios profesionales, el ingeniero deberá participar hasta cierto punto en los movimientos políticos que afecten a las localidades en que reside i contribuir a la prosperidad de la nacion, puesto que de esto dependen en mucha parte las condiciones en que se desarrolla nuestra vocacion profesional.

## Los Estudios de Ingeniería de Minas en la Universidad del Estado

La Comisión que ha tenido a su cargo la revisión del plan de estudios del CURSO DE INGENIEROS DE MINAS, se ha reunido repetidas veces i tiene el honor de presentar a la Honorable Facultad, como fruto de su trabajos el proyecto que se acompaña, en el cual se encuentran agregadas i distribuidas todas aquellas materias que se han creído necesarias para el mejor conocimiento de la carrera del Ingeniero de Minas.

Durante el estudio de este proyecto, se han hecho, por los diversos Miembros de la Comisión, algunas observaciones generales que consideramos de interés transcribir a esa Facultad, para que le den a conocer el espíritu que ha dominado en la Comisión i, al mismo tiempo, le expliquen claramente la forma i distribución del plan de estudios propuesto.

Está en conocimiento de la H. Facultad que una de las dificultades con que tropieza actualmente la enseñanza de los Ingenieros de Minas es la falta de alumnos; falta que se ha hecho sentir más aun, en los últimos tiempos. Se viene observando, desde algunos años atrás, que en esta enseñanza profesional, sucede todo lo contrario de lo que pasa con la carrera de Ingeniero Civil, en la cual el número de estudiantes crece de año en año.

No cree la Comisión que el solo cambio de plan de estudios podrá remediar el inconveniente que se viene observando. Es menester que los futuros estudiantes de Ingeniería de Minas encuentren, al terminar sus estudios, un puesto conveniente, suficientemente remunerado que les asegure el provenir o, por lo ménos, que les permita mirar el futuro con cierta tranquilidad i confianza. Contando con esa expectativa, se conseguirá desviar hácia la carrera de Ingenieros de Minas, por lo ménos en parte, al crecido número de estudiantes de Ingeniería Civil. La única manera posible de obtener este desideratum es crear la Institución o Cuerpo de Ingenieros de Minas del Estado, en la que los recientemente titulados encontrarán un empleo seguro i comenzarán su carrera profesional ayudados i dirigidos por los Ingenieros ya formados. No se escapará a la penetración de esa H. Facultad la importancia que la creación nombrada tendrá para la industria minera i metalúrgica del país, que permitirá, al mismo

tiempo, a los futuros Ingenieros de Minas, encontrar un campo seguro i ventajoso de trabajo, en donde puedan hacer su aprendizaje práctico, tal como les pasa hoi a los que se dedican a la carrera de Ingeniero Civil, que encuentran un empleo seguro e inician su práctica profesional en la Direccion de Obras Públicas. Solo así, por intermedio de una Institucion como el Cuerpo de Ingenieros de Minas, se pondrán los titulados en relacion con la industria particular, la que, poco a poco, a medida que los profesionales vayan adquiriendo una práctica suficiente los irá aprovechando, tal como sucede hoi dia con los Ingenieros Civiles. Creemos conveniente dejar constancia aquí de que la creacion del Cuerpo de Ingenieros de Minas ha sido solicitada tambien por otras Instituciones que velan por el desarrollo i fomento de la industria minera en el pais.

Otra causa mas podemos representar a la H. Facultad, que existe i que influye en reducir el número de estudiantes que se dedican a los estudios de la Ingeniería de Minas, que tiene una influencia mucho mayor de lo que parece a primera vista; pero que, en realidad, se la ha mirado con cierta indiferencia.

Nos referimos a los títulos que conceden las Escuelas de Minas del pais, llamando «Ingenieros de Minas Prácticos» a los jóvenes que en ellas han terminado satisfactoriamente los cursos que se siguen en dichas Escuelas.

Para apreciar el grado de conocimiento de los jóvenes titulados, bastaria con que se echara una mirada a los programas de estudios de aquellas Escuelas, que no pueden pretender, bajo ningun concepto, llegar a formar los futuros Ingenieros de Minas del pais. La base de conocimientos que se exigen para ingresar al primer año de estudios de aquellas Escuelas i los ramos que en ellas se enseñan, pueden ser suficientes para llegar a formar profesionales que podrian llamarse «Laboreros o Capitanes de Minas», «Mayordomos o Maestros de Beneficio» para los establecimientos metalúrgicos, que vendrian a ser colaboradores de los verdaderos Ingenieros de Minas, que obtuvieron sus títulos en la Universidad del Estado.

Estas consideraciones nos inducen a recomendar que se solicite, de quien corresponda, que se suprima el título de Ingenieros de Minas que otorgan las Escuelas prácticas del ramo i se cambie por algunos de los que dejamos insinuados o por otro cualquiera que se quisiera darles, que no sea el que venimos observando.

Se ha discutido en el seno de la Comision informante la conveniencia de separar completamente los cursos de Ingenieros de Minas i Civil a dejarlos reunidos, por lo ménos en algunos años, como suce-

de en la actualidad. La Comision cree que hai conveniencia manifiesta en separar, en lo posible, los cursos de ámbas ramas de Ingeniería, pues debido a que los actuales estudios se hacen en comun, en los primeros años, los estudiantes de Ingeniería de Minas se encuentran en la obligacion de estudiar profundamente ramos que no tienen para ellos importancia capital i no dar todo el desarrollo necesario a otros, que son importantísimos en la práctica profesional; ademas, adolece este sistema del defecto de permitir a muchos estudiantes que puedan seguir ámbas carreras a un mismo tiempo, lo que a juicio de la Comision i salvo escepciones, constituye un peligro para la bondad de los conocimientos que se adquieren. La esperiencia ha demostrado, por otra parte, que todos los Ingenieros que han hecho estudios de ámbas carreras se dedican, de preferencia, a ejercer la de Ingeniero Civil con evidente perjuicio de la industria minera.

Teniendo en cuenta una série de programas de cursos de diversas Escuelas de Ingeniería, semejantes en todo a la nuestra, la Comision resolvió aumentar el número de clases i ejercicio de cada uno de los años, llegando, de este modo, a formular un programa de curso en que el promedio de horas de trabajo es de 42 por semana. Este promedio no es elevado, ni mucho ménos pesado. En todas las escuelas técnicas de Francia, Alemania, Estados Unidos, Suiza i de otros países cuyos programas de cursos se han tenido a la vista, el número de horas de trabajo por semana pasa de 50 i, ademas, la duracion de los cursos es mayor, porque el tiempo de vacaciones es relativamente pequeño si se le compara con el que se acostumbra dar en nuestro país.

Para conseguir el buen aprovechamiento del número de horas que se establecen en el nuevo programa i lograr que los futnros Ingenieros de Minas reciban su título despues de cumplidos los cuatro años de estudios con una base científica de conocimientos, superior a la actual, es menester que la Facultad i la Direccion superior de la enseñanza recomiende que se reduzcan, en lo posible, los dias de feriado; que establezca un reglamento para las inasistencias de los educandos, que les obligue a concurrir siempre a sus clases i que, a la vez, se estudie tambien mui cuidadosamente la forma cómo debe hacerse práctica i efectiva una disciplina que permita confiar en el éxito que anhela la Comision, de hacer que llegue a formarse un crecido número de buenos Ingenieros de Minas.

Este aumento de las horas de trabajo en cada año de estudios ha tenido las siguientes consecuencias: ha permitido llevar el número

ed horas para las diversas clases, en especial para las de aplicacion, ha permitido crear cursos nuevos de manifiesta utilidad para el Injenero de Minas i, ademas, ha permitido disminuir en un año el plan de estudios sin que la importancia del curso desmerezca en lo mas mínimo. Por el contrario, creemos que la forma propuesta es sin duda alguna mas práctica que la actual. Todas estas medidas contribuirán, sin duda alguna, a aumentar el número de alumnos en esta seccion universitaria i obligarán a los estudiantes a dedicarse únicamente al estudio de su profesion i no sucederá lo que pasa actualmente, que la mayoría de los estudiantes en los últimos años se emplean, tomando ocupaciones que no tienen relacion directa con la minería, descuidando sus estudios o haciéndolos accidentalmente. Con el plan propuesto los estudiantes no podrán emplearse i deberán atender preferentemente sus clases; este sacrificio será de sobra compensado con el menor tiempo que permanecerán en la Universidad i con el mayor provecho que obtendrán de sus estudios.

El nuevo plan contiene una importante innovacion, sobre la cual creemos conveniente llamar la atencion: se refiere esta innovacion a los trabajos de vacaciones. Durante cuatro semanas, a lo ménos,—en las vacaciones ordinarias—los alumnos deberán permanecer en una mina, establecimiento metalúrgico o salitrero i en el servicio jeológico-arqueológico del país. Los estudios que efectúen, deberán ser puestos en conocimiento del profesor que dirigirá estos trabajos i una memoria debidamente redactada servirá de prueba en los exámenes de fin de año.

Al hacer el plan anexo la Comision ha tenido tambien en cuenta el nuevo plan de estudios para los Injenieros Civiles, elaborado hace algun tiempo por la Facultad; nos permitimos rogar a la Corporacion se sirva insistir en el pronto despacho del citado proyecto, pues de ese modo el plan de estudios que hoi proponemos, para los Injenieros de Minas, podria entrar rápidamente en vijencia.

No basta para mejorar la instruccion de los Injenieros de Minas proyectar un nuevo plan de estudios; se necesita ponerlo en práctica i para ello es preciso contar, desde luego, con los recursos necesarios para que se efectúe un arreglo completo en los laboratorios existentes; crear otros i dotarlos de todos los aparatos, colecciones i material que es necesario para el desarrollo de un plan eminentemente práctica como el proyectado.

De mas está decir que todo esto será inútil si no se cuenta con un personal suficientemente preparado para servir en los laboratorios universitarios.

Se necesita tambien de un crédito anual suficiente que permita no solo atender a la compra de útiles, aparatos i reactivos sino tambien para ejecutar en ellos los trabajos de estudios i de investigacion indispensables en la enseñanza i sobre todo tan necesarios en un pais cuya industria se encuentra en estado rudimentario i pide a la ciencia el apoyo que necesita. Sucede actualmente que profesores i estudiantes se ven en la imposibilidad material para efectuar ciertos trabajos por la falta de recursos de que, en jeneral, adolece la enseñanza universitaria.

El personal que se ocupa en los laboratorios i clases-jefes de trabajos, repetidores, ayudantes, etc.—deben ser convenientemente rentados a fin de poder exigir de ellos la permanencia en los laboratorios i la atencion preferente de la enseñanza. El número de ellos debe ser proporcional a la cantidad de alumnos que trabajan. Actualmente solo pueden aceptar las ayudantías de clases los alumnos de los primeros años, que carecen de la preparacion suficiente i cuando han logrado alcanzar ésta, encuentran en la industria o en otros servicios del Estado, un puesto de mejor renta i mas porvenir. Una escala de sueldos en que se tuviese cuenta de la preparacion i del tiempo servido nos parece medida conveniente para corregir este defecto.

Con el fin de fomentar el incremento del número de alumnos se estableció en ocasion pasada i por recomendacion especial de la Facultad, un número determinado de becas destinadas a los jóvenes de provincia que desearan seguir la carrera de Ingeniero de Minas, como un medio de estimular el estudio de esta profesion i de ausiliar a los jóvenes de las provincias del norte, en donde ántes se tenian en los Liceos de Serena i Copiapó, cursos completos de esta profesion que quedaron suprimidos.

Creimos entónces que aquella medida de Gobierno iba a dar mui benéficos resultados; pero el tiempo trascurrido i los hechos, nos han venido a demostrar que aquella medida no fué suficiente; no ha sido aplicada como se deseaba; no se ha establecido la reglamentacion conveniente de aquella disposicion i esto ha dado oríjen a que varios jóvenes que han aprovechado de esas becas no siguieran, como han debido hacerlo, la carrera de Ingeniero de Minas, dedicándose a los estudios de la Ingeniería Civil.

Creemos que ha llegado el momento de que se corrija aquel defecto obligando a los jóvenes que aprovechan esas becas a que se gradúen únicamente con el título de Ingenieros de Minas, exigiéndoseles el reembolso de las sumas que hubieren recibido si, sin causa justificada por la Facultad, no completaren sus estudios.

Para conseguir, pues, una mayor asistencia de los jóvenes estudiantes, recomendaríamos mantener aquellas becas i que se acuerde premiar a los que mas se distinguen en el curso de sus estudios, enviando al extranjero uno o dos Ingenieros de Minas, de los que vayan recibiendo su título profesional, para que permanezcan en viaje de estudio por dos años i por cuenta del Estado.

Juzgamos que no debe exigirse a estos profesionales que concurren a cursos determinados en las Universidades i países que deseen visitar; su permanencia en el extranjero i las condiciones en que deberán manifestar el aprovechamiento de sus estudios, será motivo de una reglamentacion especial, que se dictaria oportunamente por la Facultad si el plan que tenemos el honor de proponer, llega a tener la aceptacion que esperamos.

El plan que proponemos comporta la division de algunas asignaturas i la creacion de otras i, por lo tanto, establece o proyecta un aumento del actual personal de profesores. Por lo jeneral, podemos decir que se encuentra en el país el personal conveniente para las nuevas asignaturas que se han agregado i para las que se dividen, bien se puede aprovechar al personal actual, tanto del curso de Minas como de Civil, mejorando así su condicion económica i permitiéndoles dedicarse por entero a la enseñanza.

(Fdos.) *Luis L. Zegers.*—*R. Poenisch.*—*A. Pizarro A.*—*T. Schneider.*  
—*C. Malsch.*—*A. E. Salazar.*—*Dr. Maier.*—*Belisario Díaz Ossa.*  
*Guillermo Yunge.*—*Cárlos Hoerning D.*

PRIMER AÑO	Horas	
	CLAS.	EGER.
Matemat. puras (Geometría anal. Alg. sup.).....	5	1.30
Geometría descriptiva.....	3	4.30
Física jeneral.....	3	3
Química jeneral.....	3	
Mineralojía i ensayos al soplete.....	5	3
Química analítica cualitativa.....	1	5
Topografía minera.....	2	4
Vacaciones de verano: trabajos prácticos de explotación de minas.		
	TOTAL	21



SEGUNDO AÑO	Horas	
	CLAS.	EGER.
Cálculo.....	3	1
Mecánica racional.....	3	
Química-física i electroquímica, con los trabajos analíticos correspondientes.....	4.30	5
Jeología jeneral.....	3	3
Combustibles.....	2	2
Física industrial.....	3	6
Construc. jeneral, industrial i resist. de mat.....	4	3
Vacaciones de verano: trabajos prácticos en las salitreras.		
	TOTAL	
	22.30	20
TERCER AÑO		
Jeología, Petrog. i Extract.....	2	5
Electrotecnia.....	3	6
Explotacion de Minas.....	4	
Metalurgia I parte.....	3	3
Máquinas I parte.....	3	
Salitre i demas sales nat. esplot. en Chile.....	1	2
Química analítica, cuantitativa i dosimacia.....	2	10
Vacaciones de setiembre: trabajos en un establecimiento metalúrgico. Vacaciones de verano: trabajos prácticos en el servicio jeológico del país.		
	18	26
CUARTO AÑO		
Química industrial.....	2	5
Máquina II parte.....	4	5
Explotacion de Minas II parte.....	3	1
Metalurgia II parte.....	3	2
Electrometalurgia.....	1.30	
Jeología aplicada.....	2	5
Mensura de Minas i Código de Minería..	2	2
Economía, Estadística, Administracion Industrial, Derecho Administrativo i Contabilidad.....	4	1
	TOTAL	21.30 21

(Fdos.) *A. Pizaro A.*—*T. Schneider.*—*Luis L. Zegers.*—*A. E. Salazar.*—*R. Poenisch.*—*Cárlos Hoerning D.*—*Belisario Díaz Ossa.*—*Guillermo Yunge.*

NOTA.—*Santiago, 16 de diciembre de 1909.*—Señor Decano: La Comision

designada por la Facultad para la revisión i estudio del Programa del Curso de Injenieros de Minas ha terminado ya su mision i presentado a la Facultad el resultado de su trabajo.

En el deseo de que el estudio que hemos tenido el honor de presentar sea discutido cuanto ántes por la Corporacion, a fin de que su adopcion, ya sea en la forma que ha sido presentado o ya sea modificado por la Facultad, pueda entrar en aplicacion en el próximo año escolar, rogamos al señor Decano que tenga a bien citar a la Facultad, a la brevedad que lo estime conveniente, para que se pronuncie sobre el referido estudio i sea elevado al señor Rector para que se sirva darle la correspondiente tramitacion.

Saludan atentamente al señor Decano.—(Firmado).—A. PIZARRO A.—(Firmado).—*Belisario Díaz Ossa.*



## Los Ferrocarriles Salitreros

(*Conclusion*).

### CAUSAS QUE HAN ORIJINADO LAS CONCESIONES A LOS FERROCARRILES SALITREROS DE TARAPACÁ

Cuando se estudian los motivos que han influido en la autoridad para otorgar las concesiones de los ferrocarriles salitreros en esta provincia, se llega a la conclusion ineludible de que sólo se ha tenido en vista la proteccion a la industria salitrera i al comercio en jeneral, contemplados de acuerdo con los intereses del Estado i con la conveniencia pública.

Los privilejios concedidos a las empresas ferrocarrileras i la liberalidad con que se han acogido todas sus peticiones, demuestran que de parte del Estado ha existido siempre el firme propósito de dar facilidades a la industria salitrera, abaratando el trasporte de sus productos i el de los artículos que necesita para el mantenimiento de sus faenas.

Puede decirse que desde la construccion del primer ferrocarril que corrió en esta provincia, solo se ha tenido en cuenta al otorgar las concesiones, el mayor beneficio de la industria salitrera i el abaratamiento de los fletes, i que al amparo de estos mismos propósitos el Gobierno de Chile ha permitido la construccion de nuevos ferrocarriles i ramales que, partiendo de distintos puntos de la costa hácia el interior, sirvan para el trasporte de los productos de la gran industria nacional.

Así, por ejemplo, cuando se examinan los diversos decretos expedidos por el Gobierno del Perú en favor de Montero Hermanos, se encuentran a cada paso, como fundamento de las resoluciones gubernativas, las consideraciones que siguen:

«Que es un deber imperioso consultar los intereses del comercio i desarrollo de la riqueza pública».

«Que, siendo la industria salitrera de la provincia de Tarapacá una de las mas valiosas que tiene el país, es conveniente ofrecerle todo jénero de facilidades para su progreso i acrecentamiento».

«Que con motivo del descubrimiento de las nuevas salitreras en la costa de Bolivia, el salitre del Perú para que *pueda sostener una competencia ventajosa, tiene necesidad de abaratare en su produccion, lo que tendrá lugar con la construccion del ferrocarril que se propone*».  
(Decreto de 18 de mayo de 1869).

En otra resolucion gubernativa, emanada de la autoridad peruana, se dice lo siguiente:

«Teniendo en consideracion que el Gobierno debe prestar cuantas facilidades sean necesarias i estén en sus facultades para el ensanche de las vías férreas que tan eficazmente contribuyen al bienestar i desarrollo de los pueblos; que con las ramificaciones proyectadas por Montero Hnos., se dá fácil salida a los productos de todos los distritos salitreros de la provincia de Tarapacá, poniendo sus industrias en igual condicion a los de La Noria i Sal de Obispo, que la prolongacion del camino de La Noria hasta la frontera de Bolivia, *abarata la subsistencia en dicha provincia con la facilidad que proporcionará el acarreo de artículos de consumo que abundan en aquella República i proporcionará trabajadores que impulsen la industria salitrera, etc.*»  
(Decreto de 26 de octubre de 1871).

En las leyes peruanas que han autorizado las construcciones de los ferrocarriles salitreros de Tarapacá, se encuentran conceptos análogos, pues ellos se fundan «en los laudables fines de proporcionar cómoda esportacion a los productos salitreros i la mas barata adquisicion en las maquinarias i artículos de importacion, desarrollando de este modo el comercio, la agricultura, la minería i la industria, únicas fuentes seguras i constantes de riqueza para las naciones».

Puede asegurarse que en todas las concesiones para la construccion de ferrocarriles salitreros otorgadas por el Gobierno de Chile, ha primado el propósito de dar facilidades a la industria i de abaratar los fletes, ya que siendo el salitre la principal fuente de entradas de la nacion existe verdadero interes público en protegerla por todos los medios que estén al alcance del Gobierno.

Sobre esta base, será necesario, pues, considerar la cuestion que se ha suscitado entre las compañías de ferrocarriles i los salitreros, con ocasion de los nuevos fletes que se pretenden señalar a la industria.

#### TARIFAS

Por lo que respecta a las tarifas que deben observar las empresas ferrocarrileras en Tarapacá, existen diversas disposiciones, emanadas, ya de sus concesiones respectivas, ya de leyes o decretos supremos de la nacion.

En cuanto a la empresa denominada Compañía de Ferrocarriles Salitreros Limitada, el art. 13 de la concesion de 8 de julio de 1868, otorgada por el Gobierno del Perú, dispone:

«ART. 13. El máximum de las tarifas que habrá de observarse por la empresa será la siguiente:

Fletes.—Por cada quintal de carga, por milla un i medio centavos.

Pasajes.—De primera clase, cinco centavos; de segunda clase, tres centavos.

Con arreglo a esta base la empresa formará la tarifa que será sometida a la aprobacion del Gobierno».

Las tropas, los empleados civiles i militares que marchen en comision de servicio i las valijas de correos i sus conductores se trasportarán grátis.

El art. 23 establece que el ferrocarril de Iquique quedará sujeto a las leyes i reglamentos jenerales que se dicten respecto de arreglo i policia de los caminos de fierro de la República.

La concesion de 18 de mayo de 1869 espresa en su art. 13.

«El máximum de la tarifa que habrá de observar por la empresa será igual a la del ferrocarril de Iquique, es decir: Fletes, cada quintal de carga, uno i medio centavos por milla. Pasaje de primera clase, cinco centavos por milla; de segunda clase, tres centavos».

En la concesion de 26 de octubre de 1871, se dispone lo siguiente:

«ART. 17. La empresa formará sus reglamentos i tarifas i las someterá a la aprobacion del Gobierno, quien, de acuerdo con ella podrá modificarlas».

El primer decreto dictado por la autoridad chilena relativamente a los fletes que podia cobrar la Compañía de los Ferrocarriles Salitreros Limitada, dice así:

«Iquique, junio 17 de 1881.—Vista la solicitud que precede i las instrucciones especiales del Supremo Gobierno, he acordado i decreto: Núm. 2454.—Concédese la autorizacion suficiente a la Compañía de Ferrocarriles Salitreros de Tarapacá, para que, desde el primero de julio próximo venidero, pueda cobrar sus fletes a razon de un centavo por quintal i por cada milla, siempre que la distancia no exceda de 45 millas; pero en este caso de exceso cobrará el flete correspondiente a dichas 45 millas, entendiéndose que dicho pago se hará al cambio fijo de 36 peniques por peso.—Anótese.—ALFONSO».

Posteriormente, con fecha 26 de diciembre de 1881, el jefe político de Tarapacá comunicó a la empresa el siguiente acuerdo:

«Santiago, diciembre 26 de 1881. —Con fecha 27 de mayo del presente año, este Ministerio dijo a US. que no opusiera obstáculos para que los dueños de los ferrocarriles de Iquique alzaran sus tarifas, con tal que éstas no excedieran de un centavo por quintal i por milla, ni de 45 centavos por quintal en su mayor distancia, al tipo de 36 peniques por peso, salvo cuando, mejorando el cambio mas allá de este tipo, conviniera a la compañía cobrar sus fletes en moneda corriente.

Habiendo ya llegado este caso, pues el cambio está actualmente a 36, insinúo a la Compañía del Ferrocarril la conveniencia que habria de exigir el pago de los fletes en moneda chilena i déme cuenta de las dilijencias acerca del particular.

Dios guarde a US.—J. F. VERGARA.—Al jefe político de Tarapacá.

Tenemos de consiguiente, que desde el año 1881, la empresa denominada «Compañía de Ferrocarriles Salitreros Limitada» solo arranca autorizacion para cobrar los fletes por los productos que portea, del decreto espedido el 17 de junio de 1881, que, como lo hemos visto, no fija plazo alguno para la vijencia de las tarifas con sentidas o toleradas por el Gobierno de Chile.

Conviene observar, ademas, que segun la concesion para prolongar la línea de Iquique hasta la salitrrera Lagunas, otorgada el 7 de mayo de 1890, las tarifas deben fijarse siempre de acuerdo con el Presidente de la República.

(Art. 7.º del decreto Supremo de 12 de abril de 1890).

Otro punto digno de ser anotado, es el contenido en la propuesta presentada por la Compañía de los Ferrocarriles Salitreros Limitada en que esta Compañía declara testualmente:

«Para los efectos de la tarifa de fletes i pasajes, será considerada la nueva línea como una misma con la de Iquique a la Noria i el ramal de la Salitrera San Pablo».

La Compañía aceptó en todas sus partes todas las articulaciones o disposiciones del decreto de 12 de abril de 1890:

De lo espuesto se deduce:

1.º Que la Compañía de Ferrocarriles Salitreros Limitada, no puede modificar sus tarifas actuales sino de acuerdo con el Presidente de la República, por cuanto, según los títulos de concesion, se ha reservado siempre el Jefe Supremo del Estado la facultad de intervenir en la formación de las tarifas de carga i transporte de pasajeros; i

2.º Que aún en el supuesto de que la Compañía de Ferrocarriles Salitrera Limitada estuviese autorizada para cobrar la tarifa a que se refiere el decreto de 17 de junio de 1881, tantas veces citado, el art. 51 de la ley de Policía de Ferrocarriles, que rige para todas las empresas, dispone que: «Cuando la lei que autoriza la construcción de un ferrocarril no hubiere determinado el tiempo que debe permanecer en vigor la tarifa i la anticipación con que deba anunciarse su variación cuando la hubiere, se entenderá que la tarifa de mercaderías debe rejir un año a lo ménos i seis meses la de pasajeros i que las variaciones deberán anunciarse con sesenta días de anticipación». Es, pues, incuestionable que las variaciones, modificaciones, aumentos o gravámenes que se desee introducir para el porteo de productos deben ser previamente aprobadas por el Supremo Gobierno.

En cuanto a la Compañía de Salitres i Ferrocarril de Agua Santa, la cuestión relacionada con sus tarifas es todavía de mayor claridad i sencillez.

El art. 8.º del decreto de 4 de diciembre de 1889 dice espresa i categóricamente que: «Las tarifas se fijarán siempre de acuerdo con el Presidente de la República».

De otro lado, la lei que concedió a la misma compañía permiso para construir un ramal de ferrocarril, que partiendo del kilómetro 35 de la línea que se estiende de Agua Santa a Caleta Buena llegue hasta el canton salitrero de Huaras, dispone en su art. 6.º lo que copio a continuación.

«Las tarifas de flete i pasajeros desde el puerto de Caleta Buena hasta el término de la línea serán sometidas anualmente a la aproba-

cion del Presidente de la República,quién tendrá para este efecto la facultad de inspeccionar la contabilidad de la empresa».

Tratándose, pues, del ferrocarril de que es concesionaria la Compañía de Salitres i Ferrocarril de Agua Santa, es incuestionable que cualquiera modificacion de sus tarifas debe ser aprobada anualmente por S. E. el Presidente de la República.

El ferrocarril de que es concesionaria la Compañía de Salitres i Ferrocarril de Junin se encuentra en la misma situacion que el ferrocarril de Agua Santa, toda vez que ámbas concesiones fueron otorgadas, como lo hemos manifestado, bajo condiciones análogas.

No podria siquiera sostenerse que por el hecho de no haberse fijado anualmente esas tarifas por el Supremo Gobierno, como lo estipulan las concesiones que hemos venido analizando, pudiera darse a los fletes que cobran en la actualidad las diferentes empresas ferroviarias de esta provincia el carácter de contratos especiales de transporte.

El decreto de 25 de agosto de 1903, dispone que: «Las empresas de ferrocarriles particulares de la República someterán a la aprobacion del Gobierno en el término de dos meses, a contar desde la fecha del presente decreto, los contratos de transporte que hayan celebrado bajo convenio especial, en conformidad al art. 52 de la lei de 6 de agosto de 1862».

#### LEI DE POLICÍA DE FERROCARRILES

La lei de 6 de agosto de 1862, llamada Policia de Ferrocarriles, contiene algunas disposiciones, que en materia de tarifa son de señalada importancia. El art. 50 de esa lei prohíbe establecer diferencias en los fletes a favor de una u otra persona i estatuye que debe aplicarse la tarifa a todos los que se sirven del ferrocarril sin escepciones de ninguna especie. Segun el art. 51, las tarifas, si son de carga, deben rejir un año a lo ménos i si de pasajeros, seis meses i las variaciones deben anunciarse con sesenta dias de anticipacion.

Segun el art. 52, la empresa no puede hacer escepciones sino con carácter jeneral, es decir, que sus tarifas solo pueden reducirse en favor de los remitentes que acepten plazos mas largos que los fijados para la conduccion por trenes de pequeña velocidad o de aquellos que se obliguen, a proporcionar un minimum de toneladas de carga.

Existe todavía en la lei citada una disposicion que es de la mayor importancia i que, a juicio del infrascrito, resuelve la cuestion suscitada entre las empresas ferrocarrileras i los industriales salitre-

ros con ocasion del alza de los fletes. La disposicion legal a que se refiere i que es la que se contiene en el art. 40 de la lei de Policía de Ferrocarriles obedece a principios económicos i financieros de evidente conveniencia pública, porque no seria aceptable que una empresa ferroviaria no respondiera a las necesidades de la industria i del comercio o hiciera odioso un monopolio, comprometiendo la existencia misma de la industria que está llamada a servir.

Es por eso que el art. 40 de la lei de Policía de Ferrocarriles, se ha puesto en el caso de que las medidas adoptadas por una empresa de esta clase se restrinjan, embaracen o perjudiquen la conveniencia pública, manifestando que en tal situacion el Gobierno podrá requerir a la empresa para que las modifique o modificarlas de por sí, si se negare a ello, o si no lo hiciere dentro del término que se la señala.

Nadie puede poner en duda que el interes i la conveniencia pública están íntimamente ligados a la industria salitrera, nadie puede discutir hoy dia que esta industria atraviesa por un período de aguda crisis debido a la baja que, como consecuencia inmediata de la libre produccion, ha venido sufriendo el precio del nitrato en el mercado del mundo. En consecuencia cualquiera medida que tendiera a gravar las circunstancias actuales de la industria, iria indudablemente en contra de la conveniencia pública i autorizaria al Gobierno para intervenir en su favor, colocando las cosas dentro de sus justos límites.

No solamente por medios materiales se puede obstaculizar el desarrollo de una industria. Basta para ello con ponerla en situacion difícil o en la imposibilidad de producir con una utilidad moderada o a lo ménos sin pérdida.

Este asunto que es de suyo interesante i digno de estudio, toma proporciones de considerable gravedad, si se atiende a que la industria salitrera constituye la principal fuente de entradas de la nacion. De aquí que, en mi sentir, aprecio la cuestion que se ha sometido a mi dictamen como de gran importancia i de verdadera conveniencia pública. La resolucion que en definitiva adopte el Supremo Gobierno, tendrá que afectar intereses de todo órden dentro de la fortuna pública i privada.

#### OTRAS CONSIDERACIONES

Dentro de este mismo órden de ideas procuraré elevar al Supremo Gobierno algunos datos que puedan servirle para resolver con



acierto la cuestion suscitada entre las empresas ferrocarrileras i los industriales salitreros.

En los años 1897 a 1899, el ferrocarril salitrero de Tarapacá, ha cobrado por quintal de carga i por milla  $3/20$  de penique de subida i de bajada.

En los años 1900 a 1901, el flete por quintal de carga y por milla era de  $5/40$  de penique de subida i de  $9/80$  de penique de bajada.

De 1905 a 1909, es decir, el flete actual, se aumentó en un diez por ciento sobre las cifras de 1900 a 1904.

El precio del salitre en el año 1905 era de 8-1, como máximum, i de 7-2, como mínimum; en 1906, de 9-8, como máximum, i de 7 a 7  $1/2$ , como mínimum; en 1908, de 8-7, como máximum, i de 7, como mínimum; i en 1909, de 7-3, como máximum, i de 6-8, como mínimum.

Ahora bien, las ventas para 1910 han fluctuado de 7-3 a 6-6.

Como puede verse, no es ni oportuna ni lójica el alza de fletes que proponen las empresas ferrocarrileras, i lo es tanto ménos, si se atiende a que son de gran consideracion las ventas ya hechas para el próximo año de 1910, ventas que fueron realizadas sin tomar en consideracion el aumento que se pretende.

El alza de las tarifas de las empresas ferrocarrileras, se calcula, segun informes recojidos por el infrascrito, que aumentará el costo del salitre elaborado en mas o ménos uno un cuarto de penique por quintal. Ahora bien, como los ferrocarriles de Tarapacá trasportan en el año mas o ménos veinte millones de quintales, resulta que el aumento proyectado viene a gravar a la industria salitrera en la respetable cifra de ciento cinco mil libras esterlinas.

Toda empresa ferrocarrilera bien dirigida, sabe que su explotacion deja un rendimiento directo i otro indirecto: lo primero se consigue con las tarifas altas, lo segundo con las tarifas bajas, que tienen la incomparable ventaja de fomentar las industrias aumentando considerablemente la carga.

Si se aplicaran estos principios económicos en el caso actual, podria observarse que desde el 1.º de abril al 31 de diciembre del año en curso, o sea durante siete meses de produccion libre, los ferrocarriles salitreros han trasportado mucho mayor carga que en igual período de 1908 a 1909. Ese aumento ha sido para el ferrocarril salitrero de 463,000 quintales, i para el ferrocarril de Agua Santa, 260 mil. El aumento de la carga de subida se puede calcular en la mitad de esas cifras.

## CONCLUSION

La intervencion del Estado en materia de ferrocarriles se debe a la naturaleza de este medio de transporte i a su influencia positiva en el desarrollo de la industria en jeneral.

De aquí que en cada ocasion en que se ha tratado de los ferrocarriles particulares, se haya considerado que uno de los medios mas efectivos de fomentar la industria salitrera, minera o agrícola, e impedir su abatimiento, es regular sus tarifas dentro de una remuneracion equitativa de los servicios que prestan. Esa ha sido tambien la razon con que se han justificado los mensajes del Ejecutivo cuando se ha tratado de la adquisicion de esta clase de ferrocarriles.

Por las consideraciones espuestas en el presente informe, i despues de oidos los representantes de las empresas ferroviarias i de la industria salitrera, el infrascrito estima que el Supremo Gobierno debe disponer, si lo tiene a bien, que no se innove, durante el plazo de un año, contado a partir del 1.º de enero próximo, respecto a los fletes que actualmente cobran las empresas de los ferrocarriles de Tarapacá.

Dentro de este plazo, el Gobierno procedería a estudiar con el detenimiento necesario, i oyendo a las partes interesadas el delicado problema que hoy se presenta a su consideracion.

A juicio del infrascrito, el plazo que dejo señalado es suficiente para que el Supremo Gobierno proceda, con completo conocimiento de causa, a la fijacion de las nuevas tarifas que deban rejir en lo futuro.

Es cuanto tengo la honra de informar a US. en orden á la materia sometida a mi estudio.

Dios guarde a US.—(Firmado).—LUIS ALDUNATE.

---

«Iquique, 1.º de enero de 1910.—Señor Ministro de Industria i Obras Públicas.—Santiago.—Acabo de recibir la siguiente comunicacion de los representantes de las empresas ferroviarias:

«Las compañías ferrocarrileras de Tarapacá toman nota del acuerdo del Gobierno i esponen respetuosamente lo siguiente: Dentro de sus concesiones i de la autorizacion que tienen del Supremo Gobierno por disposicion vijente han aumentado en poco mas de medio penique por quintal el flete del salitre, obligadas por el enca-

recimiento de jornales i de artículos de consumo que han duplicado su precio. Las tarifas actuales no podrían mantenerse porque son ruinosas i colocan empresas ferroviarias en situacion mui inferior a la situacion actual de la industria salitrera. Antecedentes completos van en camino i confiamos que el señor Ministro, cuando los conozca, mantendrá su resolucion de no innovar, permitiendo así, conforme al principio legal consignado en el artículo 39 de la lei citada, el juego libre de los industriales que son igualmente merecedores de la consideracion del Gobierno i que habrá de llevar por mútuo interes resoluciones armónicas».

Como de la comunicacion trascrita se deduce que las empresas ferrocarrileras insisten en su propósito de elevar sus tarifas a partir de mañana, ruego a V. S. se sirva impartirme las instrucciones que estime del caso, a fin de ajustar a ellas mis procedimientos en tal emergencia.—ALDUNATE».

---

«Iquique, 1.º de enero de 1910.—Señor Ministro de Industria i Obras Públicas.—Santiago.—Moneda.—Trascribo a continuacion a V. S. siguiente comunicacion recibida de los representantes de casas salitreras:

«Tenemos el honor de poner en conocimiento de US. que de acuerdo con la comunicacion enviada por el señor Ministro de Industria i Obras Públicas para notificar por conducto de US. a las empresas ferrocarrileras los propósitos del Supremo Gobierno de no innovar en las actuales tarifas que cobran a los salitreros por el término de un año, a contar del 1.º de enero próximo, i de no permitir innovacion que modifique la situacion actual, dirigimos a los representantes de las compañías ferrocarrileras las comunicaciones que en copia acompañamos, recibiendo en contestacion las notas que en copias tambien incluimos en la presente. A nuestro juicio, i en vista de la situacion creada por la terquedad de las empresas ferrocarrileras, creemos que es llegado el caso de que US. se digne recabar del Supremo Gobierno las medidas de que por la lei puede usar para hacer respetar sus decisiones, evitando los graves perjuicios i las molestias de una situacion dudosa i prestando el amparo que reclamamos para la industria salitrera íntimamente ligada al interes nacional. Rogamos a US. dar a nuestra solicitud el curso que mas convenga al propósito que perseguimos, haciendo presente a US. la necesidad de proceder con la mayor urjencia por la precipitacion

con que las empresas ferrocarrileras tratan de imponer sus nuevas tarifas».

La nota a que se hace referencia es la siguiente circular dirigida por salitreros a empresas ferrocarrileras:

«Hemos recibido a su tiempo su atenta carta de fecha 18 del mes próximo pasado, avisándonos que el directorio de la Compañía que usted tan dignamente representa, habia acordado introducir ciertas modificaciones trascendentales en los contratos de porteo que deben rejir en reemplazo de los que van a espirar el 31 del presente mes. Desde el primer momento consideramos que esa resolución de su Compañía era por demas inoportuna en vista de la situación tan crítica de la industria salitrera, por lo que no podíamos esperar que tan a última hora se nos pusiera en condiciones verdaderamente inaceptables. Los sucesos que usted ya conoce i que han movido la actuación del Supremo Gobierno, han venido, felizmente, a producir un resultado saludable, dándonos así la oportunidad que deseábamos para contestar a usted la carta mencionada mas arriba. En vista de lo espuesto, solo nos resta solicitar de usted tenga a bien por la buena regla confirmarnos que, en conformidad con lo aprobado por el Supremo Gobierno, los actuales contratos de porteo quedan vijentes por un año mas, o sea hasta el 31 de diciembre de 1901».

La comunicacion anterior fué contestada por ferrocarril salitrero con la siguiente nota:

«Acuso recibo de su atenta de fecha 30 de diciembre, que solo se ha recibido hoi 31, i por el testo de ella entiendo que ustedes rehusan aceptar la propuesta de contrata de porteo hecha por la Empresa desde la base de siete peniques por flete de la carga de subida i cinco i medio peniques por flete de la carga de bajada por quintal. En tal situación, no me queda sino manifestar a ustedes que en adelante (i no existiendo contrato entre nosotros), la Empresa cobrará a ustedes la tarifa correspondiente al público, o sea la que corresponde a la situación de los contratos o fuera de contratos».

Copio a continuacion, por estimar útil que V. S. lo conozca, el siguiente oficio dirigido por jerencia Ferrocarril Junin a Granja i Cía.

«Como en esta fecha concluye el contrato de servicio de distintas clases entre usted i esta Compañía, ya desligados de todo compromiso, nos permitimos poner en su conocimiento los cobros que hará esta Empresa en el puerto a las personas que nos honran con su agencia en dicho puerto. Conduccion de salitre a la bodega, cada ochenta sacos, tres pesos cincuenta centavos; descarga en la bodega,

cada ochenta sacos, cuatro pesos; bodegaje, por quintal español, mes principiado se considera como mes corrido, medio penique; carguío de carros en bodega i embarque del salitre, por quintal español, cinco octavos de penique; conduccion de salitre desde la bodega hasta el muelle, o sea punto de embarque, por cada ochenta sacos, tres pesos cincuenta centavos; muellaje i uso de canales para el embarque, por cada quintal español, un cuarto de penique. I sobre carbon i otros artículos recibidos en Junin: recibidos a bordo, presenciando el desembarque i lanchaje del buque hasta el muelle de la Compañía, por quintal español, cinco octavos de penique; ídem sobre mercaderías, por quintal español, tres cuartos de penique; pescante i muellaje, por quintal español, cinco dieciseisavos de penique; conduccion del muelle hasta las bodegas, de carbon i mercaderías, por carros, tres pesos cincuenta centavos; descarga de carros en bodega, cuatro pesos cincuenta centavos; bodegaje, por quintal, de carbon o mercadería, mes principiado, mes corrido, medio penique; carguío de carros en bodega, para su retiro de ella, por carro, cuatro pesos cincuenta centavos; conduccion de carbon o mercaderías, desde la bodega hasta los planos inclinados, por carro, tres pesos cincuenta centavos. La Compañía no se hace responsable de mercadería, robos, casos fortuitos, invitando a los dueños de efectos, vijilarlos por medio de cuidadores. Las cuentas serán pasadas diariamente i su valor debe ser cubierto al contado por causa dicha».

Trascribo tambien a V. S., siguiente nota pasada por jerencia ferrocarril Agua Santa a los mismos señores Granja i Cía.

«Acusamos recibo a vuestra carta fecha treinta del mes que espira, firmada por ustedes, conjuntamente con otras firmas que son nuestros clientes, para el porteo de sus productos por el ferrocarril de Agua Santa. Hemos tomado debidamente nota de su contenido, i al contestarla solo manifestaremos a ustedes claramente las instrucciones que hemos recibido de nuestro directorio: nos autorizan para decir a ustedes que de ningun modo pueden aceptar vuestra propuesta para renovar por un año mas el actual contrato de porteo que vence a la media noche del dia de hoi. Cumplimos con el deber de manifestarles asimismo que el contrato a que ustedes aluden, comprende una tarifa preferencial en los fletes del ferrocarril, situacion que no es posible continuar una vez vencido el contrato. Porque, segun la lei tenemos la obligacion forzosa de cobrar fletes iguales, a todos, dentro de la tarifa fijada por el Supremo Gobierno.

La tarifa autorizada por el Supremo Gobierno es de un tercio de centavo por cada quintal español i por kilómetro corrido desde la

oficina Alto, mas diez centavos por quintal por el uso de los planos inclinados, todo en moneda de veinticuatro peniques por peso, tanto de subida como de bajada. Para poner en igualdad de condiciones a todos nuestros clientes, hemos fijado como distancia máxima cuarenta i cinco kilómetros de Alto, así es que la oficina Democracia estando a mayor distancia que los cuarenta i cinco kilómetros fijados como mínima, pagará desde el primero de enero de mil novecientos diez por cada quintal español, tanto de subida como de bajada, transportado entre dicha oficina i el Alto de Caleta Buena i vice-versa, quince centavos, i por el uso del plano inclinado diez centavos, o sea veinticinco centavos, todo en moneda de veinticuatro peniques por peso, que equivalen justamente a seis peniques esterlinos. Prevenimos a ustedes que el importe de los fletes será cobrado diariamente i pagadero al contado. Ustedes deben saber tambien que al vencimiento de nuestro contrato la Compañía no tiene obligacion alguna con respecto al embarque de su salitre, salvo naturalmente las existencias procedentes de los actuales contratos i que se encuentran en el puerto, no obstante i como una manifestacion de nuestros buenos deseos de los propósitos que tenemos de facilitar en lo posible i en armonía con nuestros propios intereses la buena marcha de los negocios de nuestros clientes, participamos a ustedes que el directorio de la compañía está dispuesto a ofrecerles sus servicios en el puerto de Caleta Buena en las mismas condiciones que hoi i cobrando la misma remuneracion actual; pero se reserva el derecho de modificar estas condiciones i el precio de sus servicios cuando así convenga a los intereses de la Compañía. Consideramos un deber reiterar a ustedes nuestro ofrecimiento de que da cuenta la carta del dieciocho de noviembre último, cuya contestacion solo hemos recibido hoi dia. En este sentido nos será grato discutir con ustedes las bases de un contrato preferencial por un término de cinco años, que consulte dentro del jiro natural de los negocios la conveniencia mútua entre nuestra empresa i la industria a que ustedes se dedican.»

Insisto en rogar a V. S. se sirva darme instrucciones.—ALDUNATE.



## Jamesonita

### I.—INTRODUCCION

Jamesonita es un sulfuro de plomo i antimonio que obedece la fórmula química de  $2 Pbs. Sb_2S_3$ , i que tiene la siguiente composición:

Plomo.....	50.80%
Antimonio.....	29.50%
Azufre.....	19.70%

Contiene siempre cantidades variables de oro, plata i zinc. Este sulfuro se encuentra en Cornwall (Inglaterra) en veneros cuarzosos i es tambien ocasionalmente encontrado en Siberia, España i Brasil. En los Estados Unidos de Norte-América se lo ha encontrado en cantidades apreciables en el estado de Nevada i en el centro minero de los Black Hills del estado de South-Dakota; en esta última rejion este mineral, asociado con galena i sulfuro de antimonio, ocurre en venas comparativamente angostas que cortan la formación de pizarras i esquistas del período «algonkian»; las venas son mas o ménos constantes i han sido reconocidas en estensiones considerables.

El mineral Jamesonita es, pues, una fuente de producción de los metales plomo i antimonio, ámbos de reconocida importancia en las industrias mundiales.

El plomo es el mas importante de los metales básicos; el valor de su producción anual es menor que la del oro, plata, cobre i fierro; excediendo sin embargo a la del aluminio, estaño, platino i varios otros metales que por unidad de peso son mucho mas valiosos.

Esta posición intermediaria es tan solo un reflejo de su valor industrial. El plomo de una tenacidad i conductibilidad relativamente baja tiene aplicaciones industriales considerables que dependen en su mayor parte de su gran maleabilidad i de su propiedad de formar pinturas; se usa mucho en la manufactura de planchas para revestimientos de estanques que contienen ácido, etc. Entre sus usos ménos importantes se cuenta su empleo en aleaciones varias; plomo es por último el gran colector de los metales

preciosos en las operaciones de piro-metalurjia i, prácticamente hablando, el plomo comercial es un producto secundario de la fundicion de los metales preciosos mui especialmente plata.

Antimonio es principalmente usado en la fabricacion de aleaciones; así el *metal de tipos* es una aleacion de plomo, antimonio i bismuto; el *metal britania* es una aleacion ternaria que contiene 15% de antimonio i el metal de *babbit* o de *anti-friccion* es antimonio con pequeñas cantidades de plomo, bismuto, cobre, zinc i níquel. Los gobiernos de Francia e Italia fomentan hoi dia el uso de pinturas de antimonio que decididamente aventajan a las de plomo i zinc.

El precio del antimonio es hoi dia en el mercado de Nueva York de 28 centavos chilenos (oro de 18d.) por libra refinada; durante el año de 1906 tuvo un precio de 66 centavos oro chileno por libra i durante el año de 1907 el de 56 centavos oro chileno por libra. El precio del plomo es de 12 a 13 centavos oro chileno por libra de plomo refinado.

No hai un método de beneficio satisfactorio para el tratamiento metalúrgico del mineral «Jamesonita», que permita recojer todos sus valores, a saber: oro, plata, plomo i antimonio. Antimonio ha sido siempre algo temido mas bien que deseado por los metalurjistas i la tendencia jeneral ha sido la de eliminarlo en cuanto sea posible ántes de someter al mineral a un tratamiento metalúrgico, así que los esfuerzos de los metalurjistas han sido dirijidos hácia una eliminacion económica de esta llamada «impureza».

El mineral cuidadosamente molido puede ser tostado con carbonatos alcalinos i carbon formándose así un sulfuro doble de antimonio i del álcali; en esta forma el antimonio puede ser fácilmente lejiado i precipitado por medio de un ácido; jeneralmente se usa el ácido sulfúrico, pues así se forma un sulfuro alcalino, el que se recoje para usos futuros.

En Cassagnes, Francia, hai un procedimiento en uso que ofrece ciertas ventajas: el antimonio es lejiado por medio de una disolucion de sulfuro de sodio i esta disolucion es electrolizada en estanques divididos por diafragmas; la disolucion del antimonio se coloca en el compartimento del catodo mientras que el compartimento del anodo se llena con una disolucion que contiene 19% de soda cáustica a la que se le agrega una cantidad de cloruro de amonio que levanta la gravedad específica del electrolito hasta hacerla igual a la de la disolucion del antimonio.

Hai tambien un proceso para reducir el antimonio del sulfuro



de antimonio que puede ser fácilmente aplicado al beneficio del mineral *Jamesonita*; este proceso, conocido como el procedimiento inglés, consiste en dejar caer la carga mineral previamente calentada en un baño fundido de sulfuro de fierro i fierro metálico o libre que se mantiene a una temperatura bastante alta. El sulfuro de antimonio se reduce fácilmente a antimonio metálico cediendo su azufre al fierro libre de la masa fundida, mientras que la reducción del sulfuro de plomo es, hasta cierto punto, un hecho que depende de la temperatura existente. La reacción que tiene lugar se espresa comúnmente por medio de la ecuación  $PbS + Fe = FeS + Pb$ ; i, aunque mas perfecta a altas que a bajas temperaturas, nunca es completa. Se puede decir que el 70 % del plomo se puede reducir por medio de este proceso, el resto formaria un eje de plomo i fierro que contendria cantidades considerables de antimonio o sulfuro de antimonio.

Hai ahora necesidad de bogar la escoria formada i agregar mas fierro libre o metálico levantando al mismo tiempo la temperatura lo mas alto que se pueda; esto provoca la reducción práctica de todo el antimonio i de una gran cantidad de plomo dando por resultado una aleacion metálica de plomo i antimonio i un eje de plomo i fierro. El porcentaje de plomo en el eje puede ser tan bajo que permita el usarlo para formar el baño fundido del horno donde se ejecuta la operacion.

Los procedimientos de licuacion pueden tambien aplicarse al beneficio de la *jamesonita*, pero ellos son jeneralmente mui incompletos i, hasta cierto punto, demasiado primitivos.

Nosotros, considerando este estado de cosas, tratamos de investigar la solución del problema buscando un método de beneficio para este mineral que aparece un poco complejo. El trabajo, hecho bajo la direccion de nuestro profesor de metalurgia señor Carlos Hernan Fulton, forma parte de los requisitos exigidos para terminar los estudios del curso de minas i metalurgia de la Escuela de Minas de South-Dakota de los Estados Unidos de Norte-América. Debemos tambien dejar constancia de la ayuda recibida del profesor de química señor M. F. Coolbaugh en el trabajo analítico hecho durante el curso de esta investigacion.

El mineral fué previamente cuarteado escrupulosamente para obtener las muestras o promedios para el trabajo analítico o experiencias de laboratorio.

El monto total del mineral ascendia a la cantidad de 13,000 libras divididas en dos lotes que analizan como sigue:

Lote N.º 1—peso 10,000 libras—clase 2.<sup>a</sup>

Sílice— $\text{SiO}_2$	66.5 por ciento
Fierro— $\text{FeO}$ .	6.02 » »
Cal— $\text{CaO}$ .	0.70 » »
Alumina— $\text{Al}_2\text{D}_3$	5.33 » »
Azufre—S.	4.10 » »
Antimonio—Sb.	4.20 » »
Plomo—Pb.	7.95 » »
Zinc—Zn.	1.50 » »
Oro i plata—Ag+Au	24 pesos chilenos por ton.

Lote N.º 2—peso 3,000 libras—clase 1.<sup>a</sup>

Sílice— $\text{SiO}_2$	35 por ciento
Fierro— $\text{FeO}$ .	3.85 » »
Alumina— $\text{Al}_2\text{O}_3$	9 » »
Azufre—S.	1.30 » »
Antimonio—Sb.	17.50 » »
Plomo—Sb.	32 » »
Oro i plata—Ag + Au.	11 pesos chilenos por ton.

El lote número 1 es de mui baja lei i puede ser mui fácilmente concentrado i junto con el mineral del lote número 2 fundido directamente en hornos de viento o soplete; tostado solamente los productos finos de la concentracion para así aglomerarlos; puesto que de otra manera no podrian ser fundidos en el horno vertical de viento.

Nuestras investigaciones se concretaron por lo consiguiente a la calcinacion del mineral i fundicion en hornos de viento ya que la concentracion mecánica no ofrece en sí misma ninguna dificultad.

No estando el laboratorio de preparacion mecánica aun en trabajo no pudimos concentrar el lote número 1 para obtener los productos concentrados finos que se debian usar en la «calcina o tuesta aglomerante»; esta dificultad fué subsanada moliendo el mineral de primera clase o lote número 2, el que fué sometido a la tuesta aglomerante. La fundicion de ámbos lotes se llevó a cabo formando cierta cantidad de ejes de cobre para los fines que a su debido tiempo se esplicarán. El metal resultante de la fundicion fué electrolíticamente refinado por medio del proceso Betts, obteniéndose así una separacion económica i limpia del plomo, antimonio, oro i plata tal como se detallará mas adelante.

## 11.—TUESTA AGLOMERANTE DEL MINERAL «JAMESONITA»

La temperatura mas favorable para efectuar la oxidacion del sulfuro de antimonio fluctúa al rededor de 350° c.; a esta temperatura el oxígeno atmosférico convierte el sulfuro de antimonio en ácido sulfuroso i trióxido de antimonio; en la presencia de un exceso de aire el trióxido de antimonio se oxida a pentóxido el que, combinándose con cierta cantidad de trióxido, forma el «tetróxido de antimonio». La presencia constante de un exceso de aire es un punto esencial para convertir todo el sulfuro de antimonio en tetróxido; el trióxido de antimonio es volátil a temperaturas un poco mas altas que 350° c. Parte del trióxido de antimonio, en la presencia de aire i plomo, forma un «antimoniato de plomo»; parece que hai lugar a la formacion de un sulfato de antimonio.

Miéntas que la tuesta se lleva a cabo a esta temperatura baja, resulta que el sulfuro de plomo es primariamente oxidado a óxido con evolucion de dióxido sulfúreo:  $2\text{PbS} + 3\text{O}_2 = 2\text{PbO} + 2\text{SO}_2$ ; el dióxido sulfúreo así formado toma mas oxígeno del aire trasformándose en ácido sulfúrico ( $\text{SO}_3$ ), el que a su vez se combina con el óxido de plomo i forma el «sulfato de plomo»:  $\text{PbO} + \text{SO}_2 + \text{O} = \text{PbSO}_4$ .

La temperatura se debe mantener baja por un largo espacio de tiempo para así asegurar la trasformacion completa del antimonio en «antimoniato de plomo» i en «tetróxido de antimonio» i la del sulfuro de plomo en «sulfato» del mismo metal. Lo que estas reacciones se hayan completado se levanta la temperatura resultando en la formacion del «silicato de plomo» —:  $\text{PbSO}_4 + \text{SiO}_2 = \text{PbSiO}_3 + \text{SO}_3$  —: Esta reaccion tiene lugar entre los 700° c. i 800° c. i la combinacion se efectúa sin que la masa esté fluida; ahora, si la temperatura se conserva constante, el silicato de plomo principia a fundirse aglomerando o cementando la carga mineral del horno; la presencia de cuarzo o cal favorecen las reacciones de este proceso de una manera bastante eficaz.

La tuesta a muerte del mineral «Jamesonita» es algo mas difícil que lo que a primera vista aparece, a temperaturas un poco mas altas que 350° c. se aglomera de tal manera que impide en absoluto la entrada del aire, la presencia de una gran masa de ganga o flujo silíceo o calcáreo se hace mas que necesario para obtener una tuesta eficiente. Las tablas que siguen dan una idea clara de la eliminacion de azufre i conducta del antimonio durante diversos períodos de la tuesta.

Tabla N.º 1

Tiempo	Temperatura	Azufre %	Antimonio %
0 minutos	361 <sup>o</sup> C.	9,32 %	17,58
20 »	573 <sup>o</sup> »	8,53 »	17,40
30 »	578 <sup>o</sup> »	5,63 »	17,42
45 »	646 <sup>o</sup> »	5,32 »	17,50
55 »	677 <sup>o</sup> »	4,11 »	17,52
65 »	687 <sup>o</sup> »	3,25 »	17,50

Tabla N.º 2

Tiempo	Temperatura	Azufre %	Antimonio %
0 minutos	255 <sup>o</sup> C.	9,32 %	17,50 %
30 »	550 <sup>o</sup> »	6,32 »	16,86 »
55 »	550 <sup>o</sup> »	6,23 »	16,98 »
85 »	583 <sup>o</sup> »	4,57 »	17,10 »
100 »	683 <sup>o</sup> »	3,60 »	17,40 »

Estas tablas se construyeron tostando dos lotes de mineral en hornos de mufla i removiendo el mineral constantemente por medio de rastrillos a mano; las temperaturas fueron tomadas con el pirómetro termo-eléctrico de Le Chatelier.

Fué casi imposible el mantener la temperatura a 350<sup>o</sup> C. debido a que la oxidacion del sulfuro de plomo rápidamente levanta la temperatura con la cantidad de calórico degregada por la reaccion:  $2\text{PbS} + 3\text{O}_2 = 2\text{PbO} + 2\text{SO}_2$ ; de todas maneras estos esperimentos prueban que la mejor temperatura para principiar a calcinar fluctúa entre los 300<sup>o</sup> i 400<sup>o</sup> c. i que el final debe mantenerse a una temperatura que fluctúe entre 700<sup>o</sup> c. i 850<sup>o</sup> c.—Una temperatura mayor que 400<sup>o</sup> c. para principiar provoca una aglomeracion rápida de la carga i causa grandes pérdidas de antimonio que se volatiliza como trióxido; una temperatura menor que 700<sup>o</sup> c. para terminar no da lugar a la reaccion que cambia el sulfato de plomo en silicato i la desulfurizacion es por lo consiguiente incompleta.

IGNACIO DÍAZ OSSA.—GLEN P. IVES

(Continuará.)

Boletín de precios de metales, productos metalúrgicos, salitre, combustible, fletes i tipo de cambio internacional durante el mes de febrero de 1910.

COTIZACIONES EN LONDRES  
COBRE — PLATA — SALITRE

FECHAS	COBRE EN BARRA	PLATA EN BARRA	SALITRE
	a 3 meses	a 2 meses	
	La ton. inglesa	Peniques p/. onza troy	Chelines por qq español
Febrero 3.....	£ 60. 10. 0	23.3/4	7.111/2
» 10.....	60. 10. 0	23.11/16	8.11/2
» 17.....	59. 17. 6	24.1/8	8.1.
» 24.....	60. 2. 6	24.	8.01/2
Término medio del mes.....	60. 5	23.14/16	8. 01/2

COTIZACIONES EN VALPARAISO

COBRE

FECHAS	Cotizacion europea	Cambio	PRECIO DE LOS 100 KS. LIBRE A BORDO			FLETES POR VAPOR	
			Barra	Ejes 50%	Minerales 10%	A Liverpool o Havre, sh. p./t.	A New York dollars p/ ton.
Febrero 11.....	£ 61. 5. 0	10.23/32	\$ 122.50	51,171/2	6.94.1/4	35 - 0	\$ 8.75
» 25.....	60. 7. 6	10.27/32	121.40	50.74	6.43.1/2	35 - 0	8.75
Termino medio del año. ...	.....	10.25/32	121.95	50,951/2	6.68.1/2	.....	.....

PLATA-SALITRE-CARBON

FECHAS	PLATA	SALITRE		CARBON		
	Kgm. fino libre a bordo m/c.	95% al costado del buque, sh. por qq. español	Flete por buque de vela sh. por ton.	Cardiff Steam	Hartley Steam	Australia
Febrero 11.....	\$ 73.68	6. 6.3/4	18.0	32 a 33	29 a 30	26 a 27
» 25.....	73.68	6. 6.	17.6	31 a 32	29 a 30	27.6 a 29.0
Termino medio del año.....	73.68	6. 6.3/8	17.9	.....	.....	.....

Boletín de precios de minerales, productos metalúrgicos, salitre, combustibles, fletes i tipo de cambio internacional, durante el mes de marzo de 1910.

COTIZACIONES EN LONDRES  
COBRE — PLATA — SALITRE

FECHAS	COBRE EN BARRA a 3 meses	PLATA EN BARRA a 2 meses	SALITRE
	La ton. inglesa	Peniques p/. onza troy	Chelines por qq. español
Marzo 3.....	£ 61. 6.3	23.7/16	8.0
» 10.....	60.17.6	23.7/16	8.1 1/2
» 17.....	59.18.9	23.11/16	8.2
» 24.....	59.16.9	23.15/16	8.1 1/2
» 31.....	59. 0.0	24.3/16	8.1 1/2
Término medio del mes.....	60. 3.10	23.11/16	8.1.

## COTIZACIONES EN VALPARAISO

## COBRE

FECHAS		Cotizacion europea	Cambio	PRECIO DE LOS 100 KS. LIBRE A BORDO.			FLETE POR VAPOR	
				Barra	Ejes 50%	Minerales 10%	A Liverpool o Havre, sh. p/. t/.	A New York dollars p/ ton.
Marzo	11.....	£ 59.15.0	10.27/32	\$ 120.00	50,04	6.36	35	\$ 8.75
	23.....	60. 0.0	10.21/32	122.65	51,19	6.50	35	8.75
Término medio del mes...		.....	10.24/32	121,22.1/2	50,61.1/2	6.43	.....	.....

## PLATA—SALITRE—CARBON

FECHAS		PLATA	SALITRE		CARBON		
		Kgm. fino libre a bordo m/c.	95% al costado del buque, sh. por qq español	Flete por buque de vela sh. por ton.	Cardiff Steam	Hartley Steam	Australia
Marzo	11.....	\$ 72,15	6. 7	17.6	32.6 a 33.6	28.6 a 31.0	27 a 28.6
	23.....	73.90	6.6.1/2	17.6	32 a 33.6	27.6 a 30	26.6 a 27.6
Término medio del mes.....		73,02.1/2	6.6.3/4	17.6	.....	.....	.....