

BOLETIN MINERO

DE LA

Sociedad Nacional de Minería

SANTIAGO DE CHILE

SUMARIO

	PÁJS.
La Industria Minera en el Perú.....	189
Situacion del Mercado (Revista Quincenal).....	192
Tratamiento hidroeléctrico de minerales de cobre.....	195
Contribucion al estudio de la flotacion.....	210
El desarrollo de la Andes Copper Mining C. ^o , en Potrerillos «Chile».....	218
Empleo del anhídrido sulfuroso para lixiviar minerales de cobre.—Esperi- mentos hechos en los Estados Unidos.....	221
Las Minas de la «Branden Copper Company».....	238

La industria minera en el Perú

Por el último correo he recibido una interesante estadística minera del Perú, que lleva la prestigiosa firma del señor Cárlos P. Jiménez del Cuerpo de Ingenieros de Minas de esa República, en la cual se consignan datos de importancia i mui dignos de ser conocidos i comentados.

Ellos se refieren a un período de 16 años (1903-1918); pero a fin de que sean comparados con los que he tenido el agrado de consignar referentes a nuestro pais, en mi reciente estudio sobre la *Industria del cobre* en Chile, sólo analizaremos las cifras correspondientes al último decenio.

Segun el *Boletín* que tengo a la vista, el valor de la produccion minera del Perú en los últimos diez años ha sumado £ 55.2 millones, lo que da un promedio anual de £ 5.5 millones, susceptibles de detallarse en la forma siguiente:

1909.....	£ 2.7 millones	1914.....	£ 4.2 millones
1910.....	3.4 »	1915.....	5.9 »
1911.....	3.7 »	1916.....	8.7 »
1912.....	4.6 »	1917.....	9.2 »
1913.....	4.5 »	1918.....	8.3 »

En igual fecha, o sea en el decenio 1909-1918, el valor de la producción minera de Chile sumó £ 325.7 millones, o sea un promedio anual de £ 32.6 millones. Sólo en el año 1918 esta producción fué de £ 60 millones, como lo dejé establecido en el estudio a que he hecho referencia; de manera que en ese año produjo la minería de nuestro país £ 4.8 millones mas que la del Perú en diez años.

Los componentes de la producción peruana de 1918, que llegó a £ 8,324.960, fueron los siguientes:

Cobre.....	£	3,948,157	47.6%
Petróleo.....		2,009,268	24.2 »
Plata.....		1,635,659	19.7 »
Oro.....		221,373	2.4 »
Varios.....		510,503	6.1 »

Lo que nos dice que el valor de los tres primeros productos (cobre, petróleo i plata) representaron el 91.5% de la producción total.

Algo semejante ocurrió en la producción minera de Chile en el espresado año de 1918, ya que el valor de tres de sus productos (salitre, cobre i carbon) sumaron 95.7% de la producción total.

Los datos anteriores nos manifiestan, pues, que los principales productos de la minería peruana són el cobre, el petróleo i la plata, siguiéndole en importancia, pero mui distanciados, el oro, el vanadio, los boratos, el carbon, el plomo, etc.

Pasamos ahora a dar informaciones sobre la importancia de esos tres magnates de la producción peruana, refiriéndolas a los datos que la estadística arroja para el ya citado decenio de 1909-1918 i en lo posible, comparándolas con los números que doi en mi citado estudio sobre la minería chilena.

*
*
*

La marcha ascendente que ha tenido la producción de *cobre* en el Perú en los últimos diez años ha sido la siguiente:

1909.....	20,068 toneladas	1914.....	27,090 toneladas
1910.....	27,374 »	1915.....	34,727 »
1911.....	27,735 »	1916.....	43,078 »
1912.....	26,969 »	1917.....	45,176 »
1913.....	27,776 »	1918.....	44,414 »

Lo que da un total de 324 mil toneladas, que es algo como el 56% de lo que en igual período de años produjo nuestro país, que sumó 580 mil toneladas.

Si analizamos ahora el *valor* de ambas producciones, la de Chile i del Perú, diremos que ella fué la siguiente en los años extremos contemplados i espresado en *millones* de libras esterlinas.

	1909	1918
Chile.....	£ 1.9	£ 9.9
Perú.....	1.1	3.9

En el órden de importancia sigue al cobre, como lo hemos dicho, el *petróleo*, riqueza considerable que ha incrementado de valor en los últimos diez años en la razon de 1 a 4, como queda de manifiesto en el cuadro siguiente, que da el valor de la produccion del último decenio, espresado tambien en libras esterlinas.

1909.....	£ 556,337	1914.....	£ 1.135,372
1910.....	598,873	1915.....	1.687,141
1911.....	758,071	1916.....	1.524,464
1912.....	879,976	1917.....	1.651,174
1913.....	1.033,206	1918.....	2.009,268

La estadística que tenemos a la vista nos muestra la marcha extraordinariamente creciente i favorable de esta industria de nuestro vecino del norte: hace 15 años la produccion de petróleo solo fué de 39 mil toneladas, en 1909 subió a 188 mil i en el año último, en 1918, se ha logrado ya producir como 340 mil toneladas, o sea algo así como el 0.5% de la produccion mundial de este precioso elemento, cuya existencia, por desgracia, aun no ha sido constatado en nuestro pais.

La produccion mundial de petróleo va en un creciente asombroso, como de 44 millones de toneladas en 1910, ha llegado ya en 1918, a 68 millones, siendo los Estados Unidos, Rusia i México los principales paises explotadores. La estadística nos dice que el primero de estos Estados produjo el año último el 70% de la produccion mundial.

I llegamos así a la *plata* que, como lo hemos dicho, constituye en el Perú el tercer producto minero en el órden a su importancia; produccion que ha tenido, como las anteriores, una escala significativamente próspera en la economía industrial de ese pais, como queda de manifiesto con el cuadro siguiente que da el valor de la explotacion en cada uno de los últimos diez años:

1909.....	£ 639,650	1914.....	£ 997,973
1910.....	795,370	1915.....	930,189
1911.....	926,713	1916.....	1.332,249
1912.....	1.233,407	1917.....	1.641,205
1913.....	1.131,150	1918.....	1.635,659

El valor consignado para 1909 corresponde a una explotación de 207.6 toneladas i el de 1918 al de 304.2 toneladas; producciones que no guardan proporción con los resultados financieros obtenidos, lo que se debe al gran incremento que ha tenido en los últimos diez años su precio de cotización: En 1909 la onza troy standard (28.77 gramos de plata fina) sólo valía 23.7 peniques i en el año 1918 el precio medio subió a 47.5 d., lo que da, traducido en moneda americana, un valor de 31.11 dollars por kilogramo de fino.

Comparando los datos anteriores con los que arroja la estadística de la minería chilena, vemos que nuestro país queda en situación deprimida, lo que se debe a que la industria productiva de la plata ya no tiene entre nosotros el auge que tuvo en la época gloriosa de Chañarcillo, Tres Puntas, Arqueros i Condoriano. Desde 1850 hasta 1900, por ejemplo, la producción chilena en plata alcanzó a 6,400 toneladas, con un valor aproximado de £ 54 millones, i la del año 1918 apenas si alcanzó a 47 toneladas con un valor de £ 281,500, o sea alrededor del 17% de lo que se produjo ese año en el Perú.

Solo nos resta agregar que la producción minera del Perú le significó al Gobierno en el año de 1918 una entrada de £ 417,708, pues en ese país existe desde fines de 1915 algo que desde hace años venimos pidiendo infructuosamente para nosotros: Una ley de *tributación* minera; la que en sus tres años de aplicación ha significado ya al Erario nacional una entrada extra de más de un millón de libras esterlinas, sin que ello se haya traducido en un malestar, ni siquiera en una queja de los industriales de ese país, que comprenden i aprecian como es debido, el absoluto espíritu de justicia que la ha jenerado.

SANTIAGO MARIN VICUÑA.



Situación del Mercado

Revista quincenal

Valparaíso, 22 de Abril de 1920.

Cobre en barras.—El mercado de cobre Standard ha tenido muy poca variación durante la pasada quincena, i los precios después de mejorar más o menos £ 2.0.0 a £ 107.0.0 para entrega 3 meses el día 14, volvieron a bajar nuevamente a £ 102.5.0 hasta el día 21.

Según se avisa hay una regular demanda por cobre, pero en general son para pequeños lotes, lo cual indica que los consumidores sólo compran

lo necesario para el momento. La demanda para consumo doméstico en Estados Unidos ha continuado tranquila i mui poco se ha vendido para esportacion, debido a que las fluctuaciones en el cambio esterlino hacen las transacciones sumamente difíciles. Los precios por consiguiente han bajado a 18-1/4 centavos para inmediato i de 18-1/2 a 18-3/4 centavos la libra para entregas adelante. El excedente de las existencias en Norte América, incluyendo el metal en proceso i en tránsito a las refinerías, se estima en 220,000 toneladas.

Las cotizaciones recibidas de Lóndres al contado i para 3 meses, durante la quincena han sido las siguientes:

El día 12 del presente	£	102.10.0	al contado	i	£	105. 2.6	para tres meses
» 13 » »		104. 0.0	» »		106.10.0	» » »	
» 14 » »		104.10.0	» »		107. 0.0	» » »	
» 15 » »		103.10.0	» »		106. 5.0	» » »	
» 16 » »		102.15.0	» »		105.10.0	» » »	
» 19 » »		102.10.0	» »		105.10.0	» » »	
» 20 » »		102. 0.0	» »		105. 0.0	» » »	
» 21 » »		100. 5.0	» »		102. 5.0	» » »	

Cerrando hoi 22 del presente, a £ 100.10.0 al contado i £ 103.5.0 para entrega a tres meses.

No se han efectuado ventas en la costa durante la pasada quincena.

Las esportaciones de Chile hasta el 31 de Marzo de 1920 ascienden a 24,440 toneladas, o seán 1,944 toneladas mas que lo esportado el año anterior en esta misma fecha.

Ejes de cobre.—Las ventas efectuadas han sido basadas sobre precios privados.

Minerales de cobre.—Las ventas efectuadas han sido basadas sobre nuestras cotizaciones.

COTIZACIONES EL 22 DE ABRIL DE 1920 A LAS 4.30 P. M.

	Por quintal métr. moneda corriente
<i>Cobre en barras.</i> —Puesto a bordo con flete de 150/-....	\$ 159.15
<i>Ejes de cobre.</i> —50% puesto a bordo con escala de 159 centavos.....	72.95
<i>Minerales de cobre.</i> —10% puesto a bordo con escala de 94-1/4 centavos.....	8.43-1/2

Standard £ 103.5.0 Cambio 12-11/16 d.

Salitre.—Volviendo nuevamente a lo relatado en nuestras Revistas anteriores sobre el mercado salitrero respecto a las proposiciones hechas por algunas firmas esportadoras, de comprar salitre de la Asociacion de Productores, esta Institucion no ha llegado aun a una decision final, a lo ménos que el Comité encargado de las ventas haya decidido retirarse del todo del mercado por cierto tiempo, con la expectativa de que procediendo así, la demanda aumentará i que podrán obtenerse mejores precios que los que se han estado ofreciendo.

En vista de esto es mui difícil poder dar una idea del estado exacto del mercado, i mas difícil aun poder dar una opinion con respecto a lo futuro.

En 95% entrega inmediata se han hecho transacciones privadas durante la quincena a 15/8, el cual puede considerarse actualmente como precio de vendedor, con muchas probabilidades de que éstos puedan aceptar ménos haciendo una contra oferta. Debido al estado actual de los negocios, nos abstendremos en cotizar para adelante.

Lo exportado durante la primera quincena de este mes fué de 1.863,600 quintales comparado con 116,300 quintales que fué lo esportado durante el mismo período el año anterior, o sean 1.747,300 quintales mas, este año.

Oro.—El premio diario (compradores) de la Bolsa durante la pasada quincena fué como sigue:

El dia	9	del presente	72.50%	Cambio	22-7/8 d.
»	10	»	72.30%	»	22-7/8 d.
»	12	»	70.50%	»	22-3/4 d.
»	13	»	72.50%	»	22-7/8 d.
»	14	»	77%	»	23-1/2 d.
»	15	»	79.40%	»	23-1/2 d.
»	16	»	80.50%	»	23-1/4 d.
»	17	»	79.50%	»	22-15/16 d.
»	19	»	78.80%	»	22-15/16 d.
»	20	»	76%	»	22-29/32 d.
»	21	»	76.30%	»	22-9/16 d.

Cerrando hoi 22 del presente a las 4.30 P. M. a 76.50%. Cambio 22-7/16 d.

Cambio.—El cambio abrió el dia 9 del presente a 13-7/32 d. para subir al dia siguiente a 13-3/8 d., pero el dia 12 bajó a 13-9/32 d. continuando de baja como sigue:

El dia 13 13-3/16 d., el dia 14 13-1/16 d., el dia 15 12-29/32; el dia 16 12-11/16 d. i el dia 17 12-11/16 d. reaccionando el 19 a 12-25/32 d. i a 12-29/32 d. el dia 20 pte. para bajar nuevamente el dia 21 a 12-9/16 d.

El cambio cierra finalmente hoi 22 del presente a las 4.30 P. M. a 12-23/32 d. para letras de primera clase sobre Lóndres a 90 días vista. Letras pagaderas en Oro a 22-7/16.

El Banco de Chile jira a 12-21/32 d.

Carbon.—La huelga de los trabajadores de las minas chilenas de carbon, que aun continúa, ha producido grandes dificultades a las industrias consumidoras de carbon, i hoi día los vendedores pueden conseguir precios exorbitantes por cualquier lote que llega al país.

Los precios se han mantenido i varios cargamentos de Carbon Americano, salidas prontas, han cambiado de manos para puertos salitreros, a precios entre 110/- i 112/6.

Cotizamos Americano Costa Este a 110/-, Australiano de 120/- a 125/- i Nacional nominal segun puertos, marcas i fechas de entrega.

Plata en barras.—La cotizacion recibida de Lóndres para entrega a tres meses fué de 66-3/8 d.

Cotizamos la plata agria a \$ 38.30 por marco fino, a \$ 166.52 por kilogramo fino puesto a bordo con cambio de 12-11/16 d.



Tratamiento hidroeléctrico de minerales de cobre (1)

El objeto de este estudio es dar a conocer en un corto resumen lo que se ha practicado e insinuado en los procedimientos hidrometalúrgicos destinados a la estraccion del cobre de sus minerales.

Una ojeada a la literatura que existe sobre la materia da los puntos mas importantes alcanzados en este sentido.

Los problemas del tratamiento económico de los minerales de baja lei, han llamado justamente la atencion de los metalurjistas; especialmente de aquellos que han tropezado con minerales silicosos, oxidados i sulfurados. La mayoría ha empleado la concentracion por el procedimiento hidro-

(1) Estudio leído en Sesión Jeneral de la Sociedad Electroquímica Americana en Nueva York, Abril 16 1914, i traducido por Oscar Peña i Lillo.

metalúrgico principalmente en las rejiones donde ha sido posible contar con enerjía hidráulica barata i combustible abundante.

El tratamiento de los relaves de las concentraciones es otro de los campos que promete aplicacion para los métodos de lixiviacion; pues, no se conoce ningun otro procedimiento que permita una estraccion económica de su contenido de cobre. El mismo procedimiento es tambien realizable para aquellos minerales refractarios de composicion compleja, que no se prestan para recuperar, por medio de la fusion, sus diversos metales.

I por fin, hai metalurjistas que mantienen la esperanza de encontrar un método de lixiviacion más rápido i mas barato que los procedimientos actuales de fundicion i que vendria a cambiar radicalmente todos los métodos conocidos de estraccion del cobre.

CLASIFICACION DE LOS PROCEDIMIENTOS HIDROMETALURJICOS

I.—MÉTODOS PROPIAMENTE QUÍMICOS

1. Procedimientos en que se emplean álcalis.
2. Procedimientos en que se emplean sulfitos.
3. Procedimientos en que se emplean sulfatos.
4. Procedimientos en que se emplean cloruros.

El cobre es disuelto i precipitado por reactivos químicos.

II.—MÉTODOS ELECTROLÍTICOS

1. Procedimientos en que se emplean sulfatos.
2. Procedimientos en que se emplean cloruros.

El cobre se disuelve i se precipita en forma electrolítica, i la deposicion es jeneralmente acompañada de la rejeneracion del disolvente.

Todos los ácidos reaccionan mas o ménos con los constituyentes del mineral, produciendo:

- a) Consumo de ácido.
- b) La incorporacion de elementos perjudiciales para el proceso.

La presencia de fierro, arsénico, antimonio i bismuto no son fatales en un procedimiento ácido. Si en el mineral se presenta cal, magnesia, zinc o manganeso, en grandes cantidades, los procedimientos ácidos no son aplicables. El límite de aplicacion de un procedimiento se puede determinar solamente por esperiencias.

Miéntas la presencia del carbonato de cal es perjudicial, la del sulfato de calcio no lo es; la presencia de alúmina no es deseable a pesar de no ser mui nociva.

Muchos minerales oxidados se mejoran por tuesta; mientras que todos los minerales sulfurados requieren la tuesta en la mayoría de los procedimientos de lixiviación, esceptuando la chalcocita que puede ser lixiviada directamente.

(Greenawalt. Hidrometallurgy of Copper. 1912. Chap. IX).

Métodos propiamente químicos

I. PROCEDIMIENTOS EN QUE SE EMPLEAN ÁLCALIS

Los procedimientos hidrometalúrgicos que emplean álcalis no han alcanzado el éxito que se esperaba en la extracción del cobre de sus minerales, debido en gran parte, a la lenta i dificultosa solubilidad de los minerales de cobre en las soluciones de los álcalis. El amoníaco i compuestos amoniales son los únicos disolventes alcalinos que se han ensayado en escala comercial, en la lixiviación de minerales oxidados de cobre (Greenawalt, p. 172).

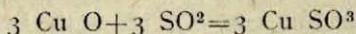
PROCEDIMIENTO MOSHER-LUDLOW

Este procedimiento es aplicable a los minerales que contienen óxidos i carbonatos de cobre. A la temperatura ordinaria el amoníaco forma un compuesto estable $[\text{Cu}(\text{NH}_3)_2]$ fácilmente soluble en agua que contenga un ligero exceso de amoníaco. A la temperatura de ebullición de la solución, el compuesto se precipita, transformándose en hidróxido de cobre.

El amoníaco destilado se puede condensar i usarse en tratamientos posteriores del mineral. Cuando los minerales contienen oro i plata i también cobre, se emplea para extraer los metales preciosos, una vez extraído previamente el cobre, una solución débil de cianuro de potasio (CNK). El oro i la plata se precipitan de la solución de cianuro con zinc. (Electrochemical and Metallurgical Industry. Marz. 1908, p. 128; Greenawalt, p. 172).

2. PROCEDIMIENTOS EN QUE SE EMPLEAN SULFITOS

El procedimiento Neill es aplicable a minerales que contienen óxidos i carbonatos de cobre. Cuando se trata óxido cúprico con agua que contenga anhídrido sulfuroso se produce la siguiente reacción:



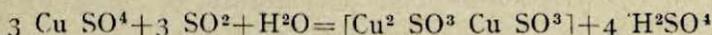
El sulfito cúprico formado es insoluble en agua, pero se disuelve con facilidad en agua que contenga un exceso de anhídrido sulfuroso formando un precipitado pesado i de color rojo brillante de $[\text{Cu}^2 \text{ SO}_3 \text{ Cu SO}_3]$ que se deposita. En seguida el líquido se hace escurrir sobre fierro para precipitar el cobre que pudiera quedar aun en solución, en forma de sulfato.

El líquido que finalmente ya no contiene cobre se bota. La planta esperi-
mental que la Compañía The Montana Ores Purchasing tiene en Butte,
fué instalada por Neill. Había dificultades en el lavado, orijinadas por la
formacion de óxido férrico en la carga. Se obtuvieron los siguientes resul-
tados:

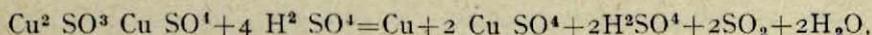
Lei de cobre del mineral.....	3.15%
Lei de cobre en relaves.....	0.31 »
Estraccion.....	90.— » (Greenawalt. p. 178).

EL PROCEDIMIENTO VAN ARSDALE

Está basado en la precipitacion de cobre de la solucion de sulfato cú-
prico mediante la adición de anhídrido sulfuroso.



i con o sin presión

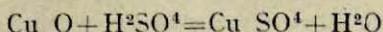


rejenerándose, en consecuencia, simultáneamente la solución ácida para la
lixiviación del mineral. El ácido sulfúrico rejenerado es el doble de la can-
tidad que se necesita para disolver la porción de cobre precipitada. Sola-
mente una parte del cobre se precipita. Por ser el procedimiento cíclico no
hai ningún inconveniente en que la solución que contiene una gran cantidad
de sulfato de cobre sin precipitar vuelva al mineral. (Engeneering and Mi-
ning Journal, Junio, 1908. U. S. Patent. Marzo, 31 de 1903, N.º 723949.)

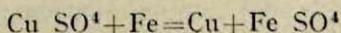
3. PROCEDIMIENTOS EN QUE SE EMPLEAN SULFATOS

Pueden tratarse directamente con soluciones ácidas de ácido sulfúrico
diluido los minerales oxidados de cobre, tales como óxidos o carbonatos.
Algunos minerales sulfurados con escepción de aquellos que contienen
chalcocina, deben someterse a una tuesta previa ántes de lixivarse. El
cobre puede disolverse como sulfato ya sea usando como disolvente: 1) el
ácido sulfúrico, o 2) sulfatos metálicos.

Las reacciones producidas con el ácido sulfúrico durante la lixivación
son:



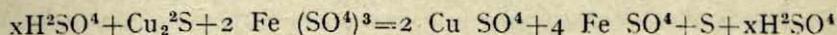
i durante la precipitación:



Tratamiento hidrotermal de minerales de Cu.

Teóricamente se necesita 1.68 libras de ácido sulfúrico de 66° B. i 0.88 libras de fierro para producir una libra de cobre.

Se ha llegado a disolver cobre de sus minerales usando una solución de sulfato férrico con ácido sulfúrico libre:



El sulfuro ferroso actúa lentamente sobre una solución de sulfato férrico.

La mayoría de las mejoras de este sencillo procedimiento están basadas en la regeneración del disolvente. (Greenawalt., p. 180).

LIXIVIACION CON ÁCIDO SULFÚRICO DE MINERALES OXIDADOS DE COBRE EN CLIFTON, ARIZONA

Desde el año 1893 la Arizona Copper Co., en Clifton, ha lixiviado en gran escala minerales oxidados de la superficie.

Se fabrica el ácido sulfúrico con los gases de la tuesta de las piritas que proporcionan las minas Joy i Morenci i que contienen 1.5% de cobre. Estas piritas se trituran previamente al tamaño de dos pulgadas. Los finos se tuestan en un horno Herreshoff de cinco pisos; el material mas grueso va a tostadores para materias en colpas. Las cenizas de los tostadores se funden en hornos de soplete. El ácido que se obtiene (ácido de cámara) es de 52° Beaumé.

El mineral que contiene 2.5% de cobre se conduce en transportadores mecánicos desde las minas de Metcalf hasta el «Oxide Mill» de Clifton. El cobre se encuentra principalmente en forma de malaquita junto con algunos sulfuros. Por concentración húmeda se extrae el 25% del cobre en forma de concentrados. Estos concentrados se funden i su ley varia entre 7 i 10% de cobre.

Los lodos que contienen 2.4% de cobre van al estanque de lodos para almacenarlos en calidad de relaves. El material de un tamaño que varia entre arenas i una pulgada—75% de él queda sobre el tamiz de 1/8 de pulgada—se conduce a los estanques de lixiviación. Para la lixiviación se usan estanques cilíndricos de madera con un falso fondo perforado. Cada uno de los estanques está provisto de una bomba centrífuga destinada a mantener la circulación de las soluciones.

Se emplean soluciones sucesivas. La solución que ataca al mineral por primera vez es rica en cobre i pobre en ácido; esta solución abandona el estanque prácticamente sin ácido libre, i pasa a los estanques de precipitación.

Se trata entónces el mineral por una solución que contiene mas ácido

libre i ménos cobre, enseguida por una solucion fuerte en ácido i por último por un lavado de agua. El contenido de cobre de las soluciones cupríferas se precipita con desechos de fierro (fierro viejo). Cuando no hai ácido libre el consumo de fierro se reduce a un minimum. La solucion libre ya de cobre se bota a escavaciones practicadas en el desmonte, infiltrándose en la tierra, para evitar de este modo la contaminacion de las aguas de los ríos. Se consumen 2.6 libras de ácido de 52° Beaumé por libra de cobre estraída (1.82 lb. de 66° B.); no se pueden dar reglas jenerales sobre la concentracion de ácido que mas convenga emplear. Con minerales de ganga mui soluble el agua puede reemplazar al ácido. Los indicios de oro que contenga el mineral son evidentemente perdidos (Greenawalt, p. 183).

PLANTA DE LIXIVIACION DE LA MINA SNOWTORM

La veta Larson en Idaho es un reemplazo en cuarcita. Solamente se ha tratado el mineral oxidado que proviene de los trabajos superiores i que consiste en su mayor parte de cuprita, malaquita i crisocol. Su contenido en cobre es 3% con pequeñas cantidades de oro i plata.

El procedimiento consiste en tratar el mineral triturado en agitadores con una mezcla de cloruro de cal molido i ácido sulfúrico, se trasforma así al cobre, oro i plata en cloruros. Se separa la solucion i se precipita el cobre i el oro mediante fierro viejo. El residuo se trata con hiposulfito de sodio que disuelve al cloruro de plata, el que se precipita en seguida con sulfato de sodio. La estraccion obtenida es del 90% (Greenawalt, p. 187).

PLANTA LIXIVIADORA DE COBRE DE LA MINA GUMESHEVSKY, RUSIA

La mina fué cerrada en el año 1871. Los propietarios de ella, a fin de aprovechar los minerales piritosos que contenian de 3.5 a 8% de cobre, contrataron con una fábrica de ácido sulfúrico la obtencion de este ácido, con los minerales de sus pertenencias. Fijaron como condicion que se les vendiera enseguida el ácido de 53° B. a razon de \$ 4.32 la tonelada para destinarlo a la estraccion del cobre de las piritas tostadas.

Los relaves quedaban con un residuo menor de 0.3% de cobre. De esta manera los dueños de la mina obtenian una utilidad de \$ 145 a \$ 175. por tonelada de cobre.

El método empleado en la estraccion del cobre de las piritas tostadas era el siguiente:

Una vez tostadas o calcinadas las piritas en un horno de munfla a la temperatura de 450° a 550° C. se agregaba ácido sulfúrico obteniéndose así el cobre en forma soluble.

Después se sometían estas piritas calcinadas a lavados sucesivos, primero con agua, enseguida con una solución pobre en cobre en la cual se había precipitado de antemano su contenido de cobre mediante fierro; por fin se empleaba ácido sulfúrico diluido. A la temperatura de ebullición se terminaba de precipitar con fierro los restos de cobre de la solución.

Por libra de cobre producido se consumía:

2 libras de ácido (66° B. de concentración).

1 a 2 libras de fierro.

Los dueños de la mina beneficiaron el gran desmonte abandonado desde el tiempo de los primitivos trabajos, cuando ésta sólo fué trabajada por minerales oxidados. El procedimiento consistía en:

1.º La trituración del material del desmonte en chancadoras i molinos chilenos.

2.º Lixiviación con ácido sulfúrico diluido.

3.º Precipitación del cobre con fierro granulado o en planchas.

El material oxidado del desmonte beneficiado contenía 0.75% de cobre, del cual sólo se recuperaba el 0.43%, el resto salía con los relaves.

Estracción 57%.

Existía cobre insoluble en forma de silicatos i al estado de cobre nativo.

Consumo de ácido 7.4 libras, i de fierro 1.9 libras por libra de cobre recuperado. Solo el 23% del ácido consumido era empleado con provecho en disolver cobre, el resto que obraba sobre la ganga se perdía.

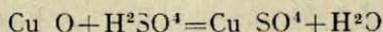
Todos los estanques tanto los destinados a la lixiviación como los de precipitación, estaban contruidos de concreto i tenían forma rectangular. En los estanques de lixiviación el agitador se movía longitudinalmente (Greenawalt, p. 187; Inst. of. Min. and Met. Bull, N. 65; Trans. I. M. M., XIX, p. 212; Min. Indust. 1910, p. 210).

EL PROCEDIMIENTO LAIST

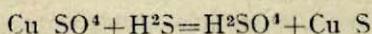
Este método está basado en el empleo del ácido sulfúrico como disolvente i del hidrógeno sulfurado como precipitante.

Las fases del procedimiento son las siguientes:

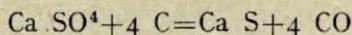
1.º Disolución del cobre con ácido sulfúrico diluido



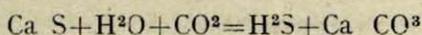
2.º Precipitación del cobre mediante el hidrógeno sulfurado i rejeneración del ácido sulfúrico.



3.º a) Fabricacion del hidrógeno sulfurado por la reduccion del sulfato de calcio (yeso) mediante carbon. Esta reduccion tiene lugar a la temperatura de 982º C.



b) Descomposicion del sulfuro de calcio por el anhídrido carbónico i agua, con formacion de hidrógeno sulfurado i carbonato de calcio.



4.º Conversion a cobre metálico por tuesta i reduccion en hornos del sulfuro de cobre precipitado.

En la reaccion 3 (a) se emplean en la práctica alrededor de 2 2/3 libras de yeso i 1 1/4 libras de carbon. Estas cantidades son lijeramente superiores a las teóricas. (Greenawalt. p. 204).

CALCINACION I LIXIVIACION DE LOS RELAVES EN ANACONDA, MONTANA

Durante el verano de 1912 se hicieron esperiencias de calcinacion i lixiviacion de los relaves provenientes de la concentracion. Como los resultados fueron bastante satisfactorios, se resolvió continuar los trabajos pero en mayor escala. Así fué que en Febrero de 1913 se empezó la construccion de una planta para calcinar i lixiviar 80 toneladas diarias. Se resolvió tambien precipitar el cobre con desechos de fierro i experimentar al mismo tiempo tanto la precipitacion electrolítica como la con hidrógeno sulfurado.

Las esperiencias de tuesta se efectuaron en un horno Mc. Dougal N.º 64 perfeccionado i de tamaño corriente.

Se colocaron dos hogares de manera que la llama pudiera entrar entre el tercer i cuarto piso (contados desde arriba). El tercer piso era considerado como el mejor. Los resultados mas satisfactorios se obtuvieron con tuestas oxi-clorurantes.

La temperatura del horno alcanzaba hasta 583º C. i se regulaba segun las indicaciones de un pirómetro colocado en el cuarto piso.

El mineral se calcinaba parcialmente en los tres pisos mas elevados. En el cuarto piso se agregaba un por ciento en peso de cloruro de sodio.

La lixiviacion se hacia por percolacion.

Solucion N.º 1 contenia 3.5% de H²SO⁴ i 10% de Na Cl.

Solucion N.º 2 contenia 6% de H²SO⁴ i 10% de Na Cl.

En seguida lavados sucesivos con agua.

La solucion N.º 1 era la única que se precipitaba mediante el hidró-

jeno sulfurado. La solución N.º 2 se convertía en solución N.º 1 en el estanque vecino. No era necesario agregar sal, pues la solución la tomaba de los minerales sometidos a la tuesta.

RESULTADOS DE DOS MESES DE TRABAJO

Para la planta de lixiviación se calcinaban minerales con 10.4 libras de cobre i 0.46 onzas de plata por tonelada respectivamente.

Los porcentajes recuperados alcanzaron a 85.4% para el cobre i 91.1% para la plata.

Conclusiones:

No era conveniente lixiviar minerales de cobre de leyes superiores a 3%, pues éstos podían fácilmente concentrarse.

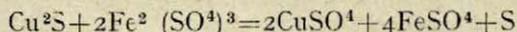
Antes de calcinar el mineral se sometía a una molienda preliminar de 15 mallas quedando en seguida apto para lixiviarlo.

El cobre liberado por la trituración se extraía como concentrado de alta ley i se fundía. El ácido sulfúrico se podía obtener a bajo precio en la planta de fundición.

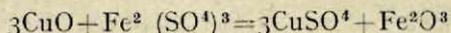
Se estimaba que el cobre podía obtenerse a razón de 6.5 centavos la libra. Esto era posible porque ya se trataban los relaves molidos i cribados. Se hacen trabajos en gran escala para fabricar ácido sulfúrico barato aprovechando los gases que provienen de la tuesta.

ESPERIENCIAS CON SULFATO FÉRRICO EFECTUADAS EN CANANEA

La reacción entre el sulfato cuproso de los minerales i la solución de sulfato férrico se efectuaba según la siguiente ecuación:



De este modo se consumían 6.3 libras de sulfato férrico anhidro por libra de cobre en solución. El óxido cúprico era disuelto por la disolución de sulfato férrico como se indica en



Así disuelto el óxido de cobre, se gastaban 2.1 libras de sulfato férrico anhidro por libra de cobre en solución.

En Cananea se encontró que se consumían alrededor de 4.37 libras de sulfato férrico por libra de cobre extraído. No tenía gran importancia la presencia de sulfato férrico en la solución, siempre que en ella el contenido de sales básicas de hierro fuera casi nulo; la solución que se trataba conte-

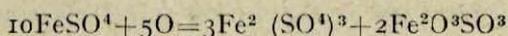
nia una cantidad tan pequeña que no pasaba de 1%. La extracción con soluciones que contenían un 2% era aproximadamente tan completa como con las que contenían hasta 7%. Desde los estanques de lixiviación la solución pasaba a los estanques de precipitación en los cuales se empleaba fierro para precipitar el cobre.

La reacción era la siguiente:

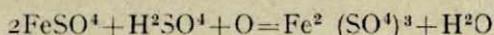


Mientras el consumo teórico de fierro era 0.88 libra por libra de cobre precipitado, el consumo en la práctica alcanzaba hasta 1.5 veces esa cantidad.

Mediante la insuflación de aire caliente a través de la solución algo calentada, se lograba rejenerarla a fin de que pudiera servir para lixivaciones posteriores. La reacción era:



Así, durante la rejeneración con una solución neutra el 40% del fierro era precipitado como sal básica. El oxidante, ácido sulfúrico, debía ser agregado en una cantidad indicada por:



Desde el momento que debe agregarse ácido el procedimiento se convierte simplemente en una lixiviación por ácido. En el tratamiento de los relaves del molino se extraía el 65% del cobre en tres horas.

En el tratamiento de 10 toneladas de minerales de *Cobre Grande* con leyes del 3% de cobre se obtuvo una extracción del 96%. El costo por libra de cobre fué de 6.4 centavos. Había muchas perturbaciones con los oxidantes en la rejeneración del líquido empleado. (Greenawalt, p. 194; Mines and Methods, Sep. 1910).

ESPERIMENTOS DE THOMAS CON SULFATO FÉRRICO EN MINERALES SULFURADOS

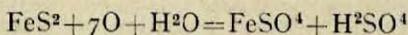
Los resultados fueron:

El sulfuro doble de cobre que se encuentra en la naturaleza, necesita un tratamiento muy largo y una molienda bastante fina para su completa transformación por el sulfato férrico. Este procedimiento no paga su aplicación comercial. Sulfuros y óxidos de cobre reaccionan fácilmente con una solución acuosa de sulfato férrico. Un sulfuro doble de cobre tal como la chalcopirita debe ser tostado antes de tratarse. Una calcinación a baja

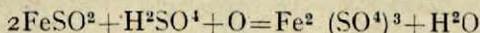
temperatura se llama «sulfatizacion». Este se mantiene entre 450° C. i 480° C. i permite obtener la cantidad máxima de sulfato de cobre. Enseguida el cobre se lixivia, pero con una cantidad pequeña de sulfato férrico. (Greenawalt, p. 201; Metallurgie. Jan. 15. Feb. 8, 22. 1904).

MÉTODOS DE EXTRACCION DEL COBRE EN RÍO TINTO, ESPAÑA

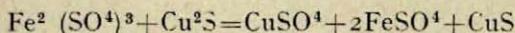
El mineral que predomina es una pirita compacta de 3% de cobre, la mayor parte del cobre se encuentra en forma de sulfuro cuproso. El método de oxidacion empleado consistia simplemente en la esposicion de los minerales al aire. Las reacciones eran:



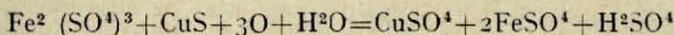
El sulfato ferroso se oxidaba fácilmente dando sulfato férrico:



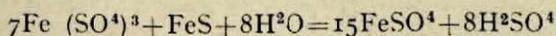
En algunos meses la mitad del cobre que iba en solucion reducía una parte equivalente de sulfato férrico:



La siguiente reaccion es muy lenta i demora alrededor de dos años para extraer el 80% de la mitad restante:



Con este objeto se apilaba el mineral en montones en cantidades que alcanzaban hasta 100,000 toneladas; en la base de estos montones se dejaban canales de piedra bruta que se conectaban con chimeneas. La oxidacion andaba rápidamente. La temperatura subía pero no era permitido que en las chimeneas sobrepasara de 77° C. (170° F.), de otra manera los montones podían incendiarse. La regulacion de la temperatura se efectuaba cerrando o abriendo la boca de las chimeneas. Para lixiviar el cobre se dejaba escurrir agua desde la parte superior de los montones. La solucion de cobre así obtenida ántes de pasarla a los estanques de precipitacion se enviaba a una especie de filtro, formado por un lecho de mineral fresco, a fin de reducir porciones de sulfato férrico, asegurando así el consumo mínimo de fierro.



Después de uno o dos años el contenido de cobre se reducía a 0.3% lo que correspondía a 90% de extracción.

Los residuos se les llama «mineral lavado sulfurado» (contienen 49.5% de S.) Este mineral se usa para la fabricación del ácido sulfúrico; el 99.5% del cobre en la solución se precipita con un consumo de 1.4 de lingotes (92% Fe) por libra de cobre recuperado. (Greenawalt, p. 205; T. A. I. of M. E. Vol. XXXV, 1905. C. H. Jones).

LIXIVIACION DE MINERALES DE COBRE EN SHANNON

Las experiencias para encontrar un sistema práctico de lixiviación en el tratamiento de minerales de baja ley i relaves, se efectuaron por Francis S. Schimerka.

El carácter básico del mineral hizo imposible la aplicación de la lixiviación por ácido sulfúrico teniendo en cuenta el gran consumo de ácido.

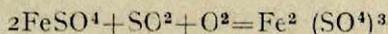
El tratamiento con gases de tuesta dió excelentes resultados. El ensaye del mineral dió: 1.9% de cobre, 0.55% de azufre i pequeños indicios de oro i plata.

La lixiviación directa con ácido sulfúrico dió una extracción de 81% con un consumo de 8.8 libras de ácido por libra de cobre extraída.

El procedimiento empleado consistía:

En someter el mineral en montones a la acción de los gases de tuesta. En la base del monton se construían especies de canaletas que conectaban con la chimenea. Tanto las canaletas como la chimenea permitían el mantenimiento i propagación del fuego.

Al fondo del monton se colocaban primeramente alrededor de 100 toneladas de piritas ricas en azufre (con leyes de 50% de azufre); enseguida se amontonaban mas o ménos mil toneladas de minerales oxidados triturados a un tamaño de dos pulgadas, i por último se cubría todo el monton con una capa de finos de un pié de espesor. Los montones eran rociados con solución ya usada en los estanques de precipitación, produciendo sulfato férrico segun la siguiente ecuación:



Los minerales tostados se lixivaban con agua en estanques con fondo de filtro. El sulfato férrico formado en la tuesta disolvía el cobre que no podía serlo por el agua. La solución de cobre que salía conteniendo aun algo de sulfato férrico se dejaba correr sobre los relaves para reducir los restos de sulfato férrico ántes de ir a los estanques de precipitación del cobre mediante fierro viejo.

La extracción quedaba entre 72 a 82%. Las ventajas de este procedimiento eran:

1. Molienda gruesa.
2. Instalaciones baratas.
3. No usa ácido sulfúrico.
4. El empleo comercial de solución de sulfato férrico, producía grandes demandas.

Los experimentos de laboratorio efectuados por Francis S. Schimerka en el tratamiento de minerales de cobre i relaves dieron los resultados que se indican a continuación. La tuesta se llevó a cabo en un horno de mufla.

1.º Se calcinó mineral que contenía 2.37% de cobre i 3.02% de azufre a una temperatura de 535° C. Se lixivió con agua que contenía 5% de ácido sulfúrico, la extracción alcanzó a 86.4%. El consumo de ácido fué de 3.19 libras por libra de cobre extraído. Este consumo es comercialmente admisible en la práctica.

2.º Se sometieron a la tuesta minerales con 2.01% de cobre i 2.58% de azufre. Se agregó sulfato ferroso en una cantidad tal que el fierro (Fe) sólo alcanzara a 2.8% del peso del mineral. Se lixivió con ácido sulfúrico diluido al 10%. La extracción llegó a 82.5%, i el consumo de ácido fué de 1.2 libras por libra de cobre extraído.

3.º Se trataron relaves, producto de la concentración de minerales sulfurados (de carácter básico, en este caso) i que contenían 0.83% de cobre i 0.88% de azufre; se calcinaron agregando previamente piritas en la cantidad máxima permitida para un trabajo productivo.

Cuando se usaba ácido sulfúrico para la lixiviación el consumo mínimo de ácido era de 7.41 libras por libra de cobre extraído. La extracción alcanzaba sólo 60%.

4.º En el tratamiento de relaves como en el de los sulfuros minerales se agregaba sulfato ferroso en una cantidad tal que al fierro (Fe) correspondiera 1.4% del peso del mineral tomado. La temperatura de calcinación era 480° C., i el porcentaje de sulfato férrico en los minerales calcinados alcanzaba a 1.01. Se agregaba agua en una cantidad equivalente al peso del mineral i se dejaba reaccionar en frío por espacio de doce horas. La extracción llegaba a 71.7%. (E. and M. J. Vol. 96. N.º 24. Dic. 13, 1913, p. 1107).

4. PROCEDIMIENTOS EN QUE SE EMPLEAN CLORUROS

Cloruración

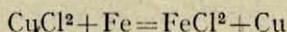
Estos procedimientos han sido estensamente aplicados. En aplicaciones técnicas el ácido clorhídrico presenta ciertas ventajas sobre el sulfúrico. *El ácido clorhídrico es menos apto para formar sales básicas* i por esto produce soluciones que contienen muy poco ácido libre, las que constantemente necesitan menos fierro para precipitar el cobre. El ácido clorhídrico es co-

rientemente mas caro que el sulfúrico i por lo jeneral este procedimiento que emplea cloruros es solo susceptible de emplearse para el tratamiento de minerales oxidados. Se puede disolver cobre ya sea atacándolo por ácido clorhídrico o bien haciendo reaccionar sobre él un cloruro metálico. La reaccion que se orijina es:



(Se necesitan 1.15 libras de HCl por libra de cobre).

La precipitacion del cobre se puede efectuar así:



(Se necesitan 0.88 libras de fierro por libra de cobre).

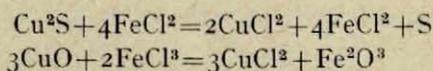
Teóricamente se necesita la misma cantidad de Fe para la precipitacion del cobre de una solucion clorhídrica que el empleado para precipitarlo de una solucion sulfúrica; pero prácticamente se consume mas fierro en el segundo caso. (Greenawalt. p. 216).

En Stadberg, Westphalia se emplea principalmente el ácido clorhídrico para la estraccion del cobre de minerales que lo contienen en cantidades de 1 a 2%. El procedimiento reemplazó al tratamiento por ácido sulfúrico previamente empleado, pero fué abandonado cuando a profundidad los minerales carbonatados cambiaron en sulfurados.

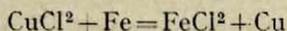
El mineral era lixiviado en estanques rectangulares de madera i de 90 toneladas de capacidad. El mineral crudo se trataba con solucion parcialmente saturada hasta saturacion completa. Cuando el mineral ya no contenia casi nada de cobre se trataba con ácido nuevo de 12°, 5 B, i finalmente con agua de lavado. El consumo de ácido quedaba sensiblemente sobre el teórico. (Schnabel. «Handbook of Metallurgy». Vol. I, p. 200; Greenawalt, p. 217).

El cloruro férrico tal como el sulfato férrico disuelve al cobre de los minerales que contienen a este metal al estado de óxido, carbonato i sulfuro. (Cu^2S es el único sulfuro fácilmente soluble).

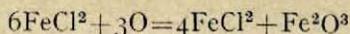
Las reacciones son:



El cobre puede ser precipitado por fierro



La rejeneracion de la solucion férrica puede ser completada mediante el aire ocasionando la tercera parte del fierro para precipitar.



Tambien puede ser rejenerado por cloro producido químicamente o por la electricidad, como se indica en la siguiente ecuacion:

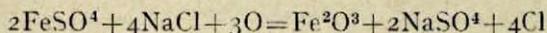


PROCEDIMIENTO DOETSCH

Este procedimiento se empleaba principalmente en Rio Tinto, España, tanto para el tratamiento de minerales crudos (tal como salen de la mina) como para el de minerales calcinados.

1. *Minerales crudos*.—El mineral contiene 2.7% de cobre. La pirita no era atacada por las soluciones lixiviantes. El procedimiento consistia en la molienda del mineral al tamaño de $\frac{1}{3}$ pulgada i en mezclarlo con cloruro de sodio en proporcion de 0.5% de su peso i con 0.5% de sulfato ferroso. Se hacian grandes montones por sobre los cuales se dejaba escurrir una solucion de cloruro férrico. Se precipitaba el cobre con fierro.

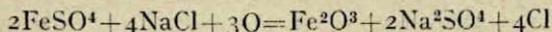
La rejeneracion de la solucion se hacia mediante el cloro en torres de lavado. Este cloro se producía en la tuesta de los minerales, segun la ecuacion:



En cuatro meses se obtenia una extraccion del 50% la que podia alcanzar hasta 80% despues de dos años. El consumo de fierro era de 1.3 libra por libra de cobre precipitado. M. Cumenge estimaba en 3.3 centavos el costo por libra de cobre.

2. *Minerales calcinados*.—Se trituraban al tamaño de una nuez i se apilaban en montones de 800 toneladas que se mezclaban con 14 toneladas de sal. Para facilitar la ignicion se construian en la base de dichos montones canaletas de 20 pulgadas de seccion que se conectaban con la chimenea.

La reaccion era la siguiente:



El cloro libre al reaccionar sobre el fierro i el cobre producía cloruro férrico i cloruro cúprico respectivamente.

Para la extraccion del cobre mediante la solucion de cloruro férrico se mezclaba algo del mineral tostado con mineral sin calcinar. (Greenawalt, p. 219. *Annales des Mines*. Vol. XCVI; *Notes sur le Rio Tinto*. M. E. Cumenge).

EL PROCEDIMIENTO FROELICH

En este procedimiento se sometía el mineral, en ausencia de aire i calentado a una temperatura que variaba entre 150° C. i 800° C. a la acción de una corriente de cloro gaseoso. A fin de recuperar despues de la cloruración el cloro que se había combinado con el fierro se calentaba sobre 300° introduciendo cierta cantidad de aire, entónces el cloruro férrico al evaporarse en presencia de aire se descomponía en óxido férrico i cloro.

El cloruro cúprico no se alteraba por este tratamiento.

Una vez terminada la recuperación del cloro se lixiviaban los minerales con agua i se hacía la precipitación del cobre con fierro. El cloruro ferroso se oxidaba a cloruro férrico en tambores jiratorios i con la ayuda de una corriente de aire. En seguida se calentaba alrededor de 300° C. en contacto de aire rejenerando de este modo el cloro para el procedimiento. (Greenawalt, p. 223; M. S. Patent N.º 846,657, Marzo 12 de 1907).

ROBERT RHEA GOODRICH

(Continuará)



Contribucion al estudio de la flotacion

(Conclusion)

ENERJÍA DE SUPERFICIE I TENSION SUPERFICIAL DE LOS SÓLIDOS

La teoría molecular hace necesaria tambien para los sólidos la concepcion de la enerjía de superficie. La superficie de éstos debe considerarse por lo tanto como sometida a un esfuerzo de tension semejante al que existe o se desarrolla en la superficie de los líquidos.

Sin embargo, no sabemos o no disponemos de un método para determinar o siquiera estimar la enerjía de superficie de un sólido; para los líquidos todas las mediciones de dicha enerjía dependen, en una u otra forma, de la determinacion de la fuerza que se requiere para estender sus superficies, operacion que se halla escluida en el caso de los sólidos. En el estado actual de nuestros conocimientos, el órden de la enerjía de superficie i tension superficial de los sólidos no se conoce, aunque se han efectuado varias tentativas para estimar su magnitud; pero es cierto que existen i

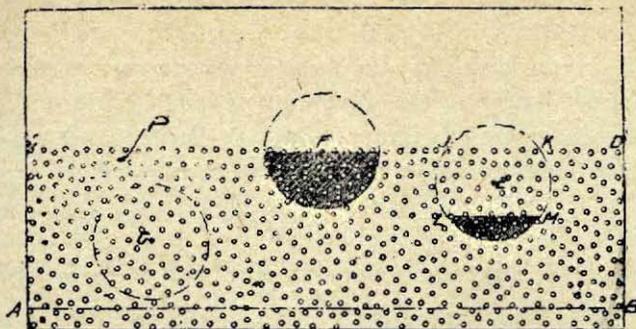


Fig. 1

que alcanzan a un gran valor. Puesto que la energía de superficie de los líquidos crece cuando disminuye la temperatura, es sumamente improbable que ésta pueda llegar a desaparecer cuando el líquido se solidifica o se congela; aunque el calor liberado por la solidificación (calor latente de fusión) puede hacer disminuir algo la energía total del sólido y posiblemente ejerza influencia sobre las fuerzas no equilibradas de la superficie. El mercurio, que tiene una tensión superficial de 441 dinas/cm. a 0° C., y un coeficiente de temperatura de 0.379 dinas/cm. para 1° C., se solidifica a -40°. De aquí resulta que su tensión superficial en la proximidad del punto de congelación sería $441 + (0.379 \times 40) = 456.16$ dinas; después de hacer la deducción correspondiente al calor latente de fusión, es evidente que el mercurio sólido debe conservar todavía una elevada energía de superficie.

Discrepan mucho las opiniones con respecto al orden probable de las tensiones superficiales de los sólidos. Empleando un método basado sobre los calores de solución de grandes y pequeñas partículas. Hulett dedujo un valor de 1100 dinas/cm. para el sulfato de calcio y 4000 dinas/cm. para el sulfato de bario. Aunque estos valores han sido aceptados por algunos físicos, parecen no ser elevados cuando se los considera desde el punto de vista de la práctica de la flotación. La suma de las tensiones interfaciales de agua y sulfato de bario sería 4075; pero mediante la adición de 0.02% de silicato de sodio al agua (concentración de 1 en 5000), el sulfato de bario es tan escasamente mojado que el ángulo de contacto entre sólido y líquido se reduce prácticamente a cero; esto significa, como se mostrará más adelante, que la interfase líquido-sólido ha descendido solamente a $4000 - 75 = 3925$ ergs por cm^2 ; una reducción de muy escasa consideración para la energía total asumida para la unidad de superficie del sulfato de bario. Además, aumentando la concentración del silicato de sodio a dos o tres veces la primera cifra, el sulfato de bario se «desflocula» por completo y se convierte en verdadera suspensión, condición que implica su mojamiento completo, y por lo tanto, la reducción de la energía interfacial a cero.

Si una muy pequeña adición de silicato de sodio reduce primero la

energía de superficie del sólido solamente en unos cuantos ergs por cm^2 , parece improbable que por el mero hecho de duplicar o triplicar la cantidad de aquél, pueda disminuir la tensión interfacial restante de varios miles de ergs/ cm^2 . a cero; desde este punto de vista la estimación de 4000 dinas como energía de superficie del sulfato de bario parece excesiva, tampoco parece guardar proporción con la del sulfato de calcio, ni ser comparable con el valor probable mucho más bajo de la energía del mercurio sólido.

Estas consideraciones hacen ver lo poco satisfactorio del estado de nuestros actuales conocimientos sobre la energía de superficie de los sólidos.

ASPECTO DINÁMICO DE LAS SUPERFICIES.—En la superficie misma de un líquido las moléculas se mueven violentamente en todas direcciones. Por lo tanto, algunas son proyectadas continuamente al exterior; la mayoría vuelven otra vez al líquido debido a la atracción que sobre ellas ejercen las moléculas vecinas de la capa superficial; pero aquellas cuya velocidad es mayor que la velocidad normal (para el agua se estima dicha velocidad límite igual a tres veces la velocidad media), escapan al aire; estos escapes moleculares constituyen la evaporación. Si el líquido estuviera encerrado en una vasija, las moléculas escapadas, después de numerosos choques entre sí y con las paredes del vaso, tenderían finalmente a ser recapturadas en la superficie líquida. Cuando la porción de las moléculas que escapan es igual a la de las que vuelven, se establece el equilibrio para el líquido a la temperatura particular. Las moléculas que escapan ejercen cierta presión (presión del vapor del líquido) sobre las paredes que encierran el líquido, y el vapor así generado se aproxima en su constitución a un gas. La superficie de un líquido en reposo, aunque aparece a la vista como el plano más suave, es en realidad un mar agitado de moléculas. Aun a temperatura bastante baja en que pocas o ninguna de las moléculas escapa, la capa superficial debe mostrar todavía incesantes proyecciones moleculares, suministrando una razón más que explica el decrecimiento de la densidad de la capa superficial. Condiciones análogas deben realizarse en todas las interfaces, sea que se trate de líquido líquido o de líquido sólido.

Aunque en los sólidos la amplitud molecular es menor, las moléculas de la superficie tienen sin embargo oscilaciones laterales y verticales estremadamente rápidas. Muy pocas han de escapar a no ser que sus velocidades se aumenten lo suficiente por medio del calor, en cuyo caso resulta una «sublimación». Debido a estos movimientos moleculares la superficie de un sólido debe ser también menos densa que el interior.

La textura molecular comparativamente suelta de muchas superficies, hasta ahora no sospechada, ha sido evidenciada por Beilby (1), quien descubrió que, frotando suavemente cobre, calcita, etc., con el extremo del

(1) «The hard soft States in Metals».—G. T. Beilby, Institute of Metals, Mayo 12. 1911.

dedo cubierto con una piel de camello, una capa superficial de un espesor que se estima en 100 . . . , i que representa por lo tanto muchos cientos de moléculas de grueso, se escurre por efecto de la fricción como un fluido. La capa fluida conserva su movilidad durante un corto espacio de tiempo i se resolidifica en forma de cubierta amorfa o vitrosa, diferente de la estructura de la superficie orijinal de la cual derivó. La nueva capa superficial es mas dura que la primitiva superficie cristalina i es tambien mas soluble en los ácidos. Cuando se ha disuelto, se puede observar con un objetivo de gran aumento el estriamiento resultante del frotamiento, sobre la superficie o capa no alterada, en una profundidad que se estima en mas de mil moléculas.

Lord Rayleigh (1) tambien ha dado cuenta de experimentos que muestran una «fluidificación» análoga en superficies de vidrio durante las operaciones de pulimentacion final. Tambien parece posible hacer penetrar el agua en superficies de vidrio frotando con los dedos; dos superficies tratadas de este modo i comprimidas juntas se unen de tal manera, con tal firmeza,

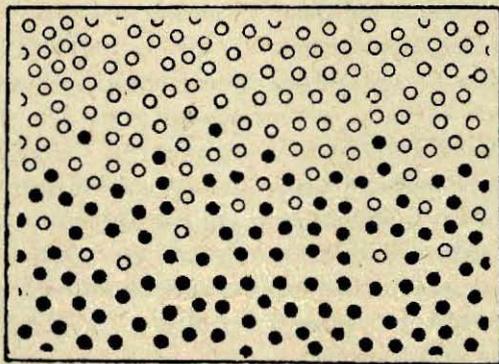


Fig. 2

que al tratar de separarlas por cizalle se produce la ruptura del vidrio de uno o de otro lado del plano de contacto (2). Es bien conocido el efecto análogo de la jelatina que se deja secar sobre vidrio.

Cuarzo, porcelana, i otras superficies duras se pueden teñir fácilmente con óxido de fierro (moho) hasta considerable profundidad; si se deja un trozo de fierro o una sal ferrosa por algun tiempo en contacto con porcelana i en presencia de aire i humedad, la mancha resultante penetrará tan profundamente que llegará a ser imposible quitarla con ácidos calientes. Roberts-Austen demostró que si las superficies de dos planchas perfectamente labradas, una de fierro colado i la otra de fierro puro, se dejan en contacto

(1) Trans, Optical Society. Vol. XIV.—Octubre 1917.

(2) W. B. Hardy. Jou. Soc. Chem. Ind. p. 7 T. Enero 1919

i bajo presión durante un largo período de tiempo, el carbon se encontrará finalmente repartido en la masa del metal originalmente puro.

Estos i otros hechos que anotaremos mas adelante indican que las superficies, tanto de los sulfuros minerales como de las gangas pueden experimentar profundas modificaciones durante la trituración, el frotamiento, el tratamiento húmedo, etc. Tomados conjuntamente con muchos otros hechos como ser la exudación de aceite a través de fierro, la «cementación» «temple», «solución-sólida», etc., i con el gran acopio de conocimientos referentes a la absorción de gases por sólidos (oclusión, absorción, difusión i permeabilidad), se ha reforzado o intensificado la opinión de que las superficies de los sólidos deben ser con frecuencia no sólo granulares, sino plásticas tambien, i de este modo, capaces a menudo de ser penetradas por moléculas de gases, líquidos, i aun de otros sólidos. Los efectos del mojado selectivo que se puede obtener en la flotación diferencial tambien indica que hai cierto grado de penetración de la superficie. La mayoría de las interfaces sólido-líquido, en vez de hallarse representadas por un simple plano, es mas probable que tengan la constitución representada por la fig. 2, en que las moléculas del líquido aparecen como engranadas o entrelazadas con las del sólido en el plano de contacto.

Una multitud de hechos muestran que la mayoría de los minerales, aun cuando no tienen agua de cristalización, tienen moléculas de agua diseminadas en toda su masa; parece que éstas actúan como núcleos para la condensación de otras moléculas semejantes. Cuando tales moléculas quedan en la masa, el mineral puede mojarse fácilmente por el agua; pero si se las espulsa por un calentamiento prolongado en el vacío, o por acción de una alta temperatura, la sustancia ya no es capaz de ser mojada, por ejemplo, el cuarzo fundido. Las experiencias de Trouton (confirmadas por Edser para cuarzo, blenda i galena), de Mellor, Holdcroft, i muchos otros no parecen admitir otra explicación.

Cuando el polvo de un cristal de galena aparentemente seco i recién triturado se estiende sobre la superficie de agua destilada, una gran proporción de las partículas se hunde. Después de secar el polvo en el vacío sobre $P^2 O^5$ (anh. forfórico) o por calentamiento, todas las partículas flotan; sin embargo, si las partículas de galena se dejan sumerjidas por algun tiempo en agua pura, pierden parcialmente su facultad de flotar. Partículas de cuarzo recién triturado se hunden; pero cuando se las seca en el vacío a alta temperatura, flotan perfectamente en agua, i no absorben humedad de una atmósfera saturada con vapor de agua. La sílice fundida se comporta de idéntica manera, i las gotas de agua quedan sobre su superficie como gotas de mercurio sobre vidrio.

Edser dice: «la lentitud con que se desprende el agua i su persistente evolución cuando el mineral se ha calentado aun a 250 o 300° C. durante varias horas, indica que el agua estaba repartida originalmente a través

de la masa del mineral. Una vez que los minerales se han secado en el vacío a elevada temperatura, no se condensa en sus superficies la humedad de una atmósfera saturada de vapor de agua». Además, los trabajos de Beilby i las esperiencias de Hardy con vidrio, indican que frotando la superficie del sólido con el líquido se acelera la penetracion del primero por el segundo.

Esta teoría de la naturaleza granular i porosa de las superficies de los sólidos nos ofrece ahora una esplicacion racional de la «histeresis del ángulo de contacto» entre las superficies de sólidos i líquidos, que consideraremos despues. Tambien esplica el hecho de que una gota de líquido colocada sobre una superficie sólida no desliza en su conjunto sobre ella cuando la superficie se inclina; las moléculas del fluido parecen adheridas mas o ménos fuertemente al sólido, i todo movimiento del líquido se debe a la movilidad de sus moléculas situadas encima del plano de contacto. Esto está confirmado por observaciones referentes al «Skin-friction» de un buque que se realiza entre la película de agua adherida al casco i el agua por la cual atraviesa; i por el fenómeno de la lubricacion; en que la película de aceite no desliza sobre las superficies lubricadas; pero es desgarrada en una capa intermedia de su propia sustancia.

TENSION INTERFACIAL.—Como el grado de adherencia entre un sólido i un líquido determina la tension interfacial en su plano de contacto, se necesita obtener una comprension clara de dicho término, tanto como la oscura naturaleza del caso lo permite.

Sean dos sustancias no semejantes A i B que se hallan en contacto, en una interface comun i supongamos que las moléculas de A se atraen con mayor fuerza entre ellas que con las moléculas de B; entónces las moléculas de una capa de la sustancia A en la interface poseerá mas enerjía que las moléculas del interior de la misma sustancia. Análogamente, si las moléculas de B actúan entre ellas con mayor fuerza que sobre las moléculas de A, habrá en la interface una capa de molécula de B que posee mayor enerjía que el resto. El excedente de enerjía de la capa de union en la interface producirá una tension interfacial, la cual, entre otros efectos, resiste a la expansion lateral. La tension interfacial entre dos líquidos, puede medirse de varios modos; por la formacion de gotas, por la oscilacion de gotas (1), por el método de las oleadas; pero mas satisfactoriamente, cuando es posible, por pesada. La tension interfacial entre sólido i líquido se debe, por lo tanto, a la enerjía almacenada en el sólido i en el líquido a ámbos lados del plano de contacto. Hasta cierto límite es mensurable por el ángulo de contacto entre las superficies de líquido-aire i sólido-aire.

Si se representa por a_1 la tension superficial de la face líquida i por

(1) Si se dejan subir a traves de agua gotas de un aceite mas liviano que ésta, se observará que las gotas oscilan tomando alternativamente formas de esferoide alargados o achatados; mientras mayor es la tension interfacial, mas rápida es la oxilacion, circunstancia que se aprovecha para determinar por comparacion el valor de aquella tension.

a_2 la de la face sólida, se acostumbra representar por a_{12} la tension de la interface entre ellos cuando se hallan en contacto.

Se tiene entónces:

a_1 =trabajo gastado para crear 1 cm^2 . de la superficie libre del líquido.

a_2 =trabajo gastado para crear 1 cm^2 . de la superficie del sólido.

a_{12} =trabajo gastado para crear 1 cm^2 . de la interface sólido-líquido.

Sea W_{12} =trabajo gastado para separar 1 cm^2 . de la interface en dos superficies frescas de 1 cm^2 . cada una i con las enerjías a_1 i a_2 respectivamente.

Sea W_1 =al trabajo realizado análogamente, para separar el líquido por un plano igual a la unidad de área en dos superficies líquidas netas con enerjía a_1 .

Sea W_2 =al trabajo necesario por unidad de área de sólido para separarlo en dos superficies de enerjía a_2 .

Imajinemos que se pongan en contacto las superficies del sólido i del líquido. Si no se gasta trabajo en separarlos otra vez, la enerjía total de la interface (tension interfacial) será la suma de las enerjías de las dos superficies:

$$a_{12} = a_1 + a_2 \quad \text{cuando } W_{12} = 0$$

Esto significaria que las moléculas del líquido no ejercen ninguna atraccion a traves de la interface sobre las moléculas del sólido, i vice-versa, de modo que no hai adherencia entre las sustancias; la tension en el sistema no se halla descargada i la interface presentará el máximum de tension.

Este estado es hipotético, i no se conoce caso alguno de perfecto «no mojamiento»; ello exijiria un ángulo de contacto (θ) de 180° ; miéntras que el mayor valor angular conocido para un contacto de sólido-líquido (mercurio-vidrio) alcanza sólo a unos 148° , aunque se presentan ángulos de contacto mayores entre varios líquidos inmiscibles; en todo caso hai, por consiguiente, un cierto grado de mojamiento, esto es, de adherencia.

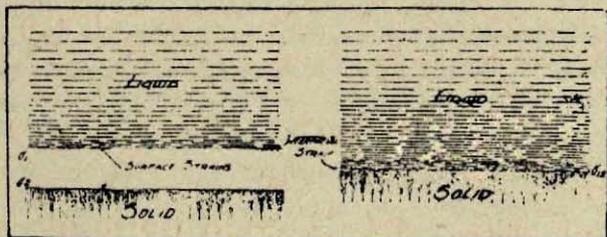


Fig. 3

Consideremos ahora la *tension interfacial con relacion al equilibrio de una burbuja ligada a una superficie.*

El ángulo de contacto θ es el ángulo que forman las interfaces aire-

agua i agua-sólido. Un punto P estará en equilibrio bajo la accion de las tres tensiones, a saber: la tension del sólido a_2 ; la componente de la tension del líquido a_1 ; paralela a la superficie, que es igual a $a_1 \cos O$, i la tension interfacial a_{12} .

Entónces $a_2 = a_1 \cos O + a_{12}$ luego,

$$\cos O = \frac{a_2 - a_{12}}{a_1}$$

Si esta condicion es satisfecha la burbuja (despreciando la gravedad, lo que se puede hacer cuando la burbuja es pequeña) estará en equilibrio i no se alterará su configuracion.

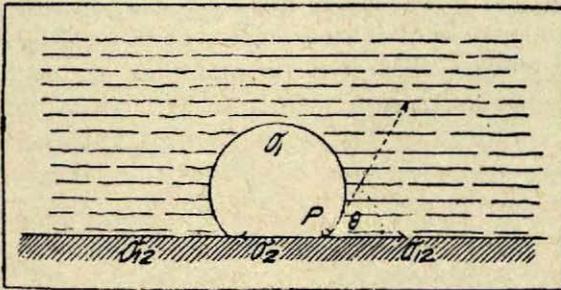


Fig. 4

La anterior es la expresion jeneral que liga la tension interfacial con la magnitud del ángulo de contacto, i expresa el hecho de que, dentro de ciertos límites, el grado hasta el cual se reduce la tension superficial de cualquier sólido, por contacto con el líquido de la interface entre ellos, determinará el ángulo de contacto entre las interfaces aire-líquido i líquido-sólido. La cantidad en que se reducen las energías tensionales primitivas de las dos faces depende del grado de adherencia que se establece entre ellas. Cuando no se opera una reduccion, la tension interfacial es máxima i la adherencia nula; cuando la reduccion es completa la adherencia alcanza a un máximum i la tension interfacial se hace cero.

H. LIVINGSTONE SULMAN



El desarrollo de la Andes Copper Mining C.^o en Potrerillos "Chile" (1)

Probablemente la mas grande de las faenas mineras actualmente en desarrollo es la de la Andes Copper Mining Co. en Potrerillos, mina situada en el Departamento de Chañaral. La mina está situada en plena Cordillera de los Andes, al Este del Puerto de Chañaral, a 90 millas de la costa, i a una altura de 10,500 piés sobre el nivel del mar. La fisiografía de Chile tiene importancia para el problema del transporte en esta seccion. Hai en este país dos sistemas (cadenas) de montañas de las cuales la mas baja sigue mas o ménos regularmente a lo largo de la costa, i la otra, la línea principal de la Cordillera de los Andes. Entre las dos hai una llanura a lo largo de la cual se ha construido el ferrocarril Lonjitudinal. Esta llanura se estiende al traves del país de Norte a Sur con ancho variable. Cruzan este llano a diferentes distancias numerosos (lechos de ríos) ríos, que parten desde el interior de la montaña hácia la costa i que fórman canales naturales de transporte i desagüe desde los montes al mar.

En la desembocadura de uno de estos lechos de ríos está Chañaral, i en su oríjen, la mina de Potrerillos.

Se está construyendo un ferrocarril a la mina siguiendo el lecho del antiguo río. Desde el Puerto de Chañaral hasta la ciudad de Pueblo Hundido, la Compañía usará la línea del ferrocarril del Estado, i desde esta última ciudad se está construyendo un nuevo ferrocarril al lugar que ocupará el molino, i de ahí a la mina. La trocha es de un metro; se ha construido segun las mejores prácticas americanas; se emplean rieles de 70 libras por pié. Se usarán locomotoras tipo Mallet que harán la carrera desde el Océano hasta el molino, i desde este punto se usarán locomotoras eléctricas. Las últimas 5 millas de ferrocarril entre la mina i el molino, se abrirán en el 75% de su curso a traves de roca dura i no estará en explotación sino dentro de dos años. Actualmente se ha hecho toda la nivelacion para el molino, se están tendiendo los rieles i dos locomotoras a vapor prestan ya sus servicios en el tendido de los rieles.

La carga todavía se transporta en mulas en una distancia de 50 millas i, aunque se han introducido algunas reformas, sigue usándose la carreta de dos ruedas tirada por seis mulas, segun la costumbre chilena. Estos carretones tienen un eje de tres i media pulgadas i descargados pesan 3,000 libras

(1) Traducido del «Engineering and Mining Journals», volumen 105 de Enero 19 de 1918.

Las mulas van enganchadas de a tres, i es la mula varera la que realiza el mayor esfuerzo. La carga regular que puede cargar es de tres i media toneladas métricas. De lo espuesto se deduce que el método de arrastre usado no ha sido mui eficiente, pero era el mejor que podia ofrecer el pais. Los carretoneros son borrachos i pendencieros. El capataz de las carretas lleva una vida mui activa.

Es difícil formarse una idea de la enorme estension del proyecto, aun si se considera que se gastarán 25 millones de dollars ántes de producir una libra de cobre. Los trabajos de construccion empiezan en la Bahía de Barquitos. Se está instalando una planta eléctrica con una turbina a vapor de 22,000 Kw. para trasmitir a la mina i al molino 100,000 volts. Se habilitará el puerto con un terminal para el ferrocarril i un muelle de atraque. Despues se habilitará el otro término del ferrocarril, donde se construirá el molino. El lugar elejido está situado en la falda arenosa i poco inclinada de un cerro.

Se edificarán en las inmediaciones del molino: un plantel de concentracion para 15,000 toneladas, oficinas i habitaciones para empleados. La Compañía piensa edificar una ciudad modelo para 5,000 habitantes. Para empleados extranjeros se están construyendo casas tipo «bungalow» como se usan en California, i para los habitantes del pais casas mejores que las que habitan actualmente.

Uno de los principales problemas ha sido el agua para el molino. El desierto de Atacama es una de las rejiones mas áridas del mundo, i fué necesario penetrar en las montañas hasta la rejion de las nieves eternas, para obtener una provision de agua permanente.

El rio sirve de asiento a una cañería de 36 millas de largo, que tiene un término medio de 26 pulgadas de diámetro. Esta cañería surtirá de agua a razon de 25 piés cúbicos por segundo. Esta cañería tiene una direccion Noreste i atraviesa cerros i quebradas. La construccion es en partes de acero i en partes de madera.

Los grados o boncos que se ven, han sido hechos para permitir el trabajo de los sondeos i hai mas de 100 sondajes terminados que servirán para establecer los límites del yacimiento. La colina que se levanta en el centro está prácticamente en el medio de la zona mineralizada i en ella se iniciará la explotacion.

Segun los sondajes, tiene esta zona 1,800 piés de largo por 900 de ancho i 850 piés de hondura, con un total de 32.000,000 de toneladas de mineral de 1.5% de lei de cobre. Se ha investigado tambien qué cantidad de mineral hai en las vecindades de este cuerpo, i se encontró que hai cantidad suficiente para aumentar un total a 100.000,000 de toneladas de 1.4% de lei de cobre.

El método de trabajo será uno de los ménos costosos. El túnel principal de estraccion empieza en el molino para terminar debajo de la zona mine-

ralizada aproximadamente a 1,000 piés de la superficie. Encima de este túnel se construirán depósitos para el almacenaje del mineral con entradas de aire controladas eléctricamente. Se dejarán pilares de 150 piés i se extraerá el material que hai entre ellos desde el nivel de escavacion.

En este método se tendrá un nivel de escavacion superpuesto a un nivel de parrillas. Se intenta atacar toda la zona mineralizada desde el nivel de escavacion por medio de chimeneas i arrancando toda la masa entre éstas. Un estudio de este método convenció a los injenieros de la Compañía que no habria dificultades debido a derrumbes de la masa. Se estima que el costo total de esplotacion, puesto el material en los carros de la mina, será de 20 centavos oro la tonelada.

La joeloxía del yacimiento es sencilla: una intrusion relativamente reciente de pórfido cuarcífero en capas calizas. El mineral explorado se ha formado por procesos de enriquecimiento secundario de impregnaciones primarias; pero hai mineral útil tambien en la zona primaria i en la de oxidacion. Los minerales de cobre están diseminados en las hendiduras i se hallan inclinados tambien en la roca. Despues de la intrusion, la roca ha sido atravesada por fallas i trasformada en brecha. El mineral ha seguido ciertas zonas de dislocacion que, aunque mui separadas unas de otras, han formado canales de circulacion de las soluciones que causaron el enriquecimiento, determinando al mismo tiempo, así, los límites del yacimiento. Mas tarde, el yacimiento parece haber sufrido nuevas dislocaciones por fallas.

El tratamiento metalúrgico todavía no ha sido proyectado en detalle, pero tanto los minerales oxidados como los sulfuros se tratarán probablemente por lixiviacion i flotacion. Tampoco se ha decidido si la Compañía instalará la fundicion en la costa o cerca del molino.

JAMES E. HARDING.



Empleo del anhídrido sulfuroso para lixiviar minerales de cobre.—Experimentos hechos en los Estados Unidos

COMUNICACIONES RECIBIDAS EN LA DIRECCION JENERAL DE MINAS I JEOLJÍA

Señor Director:

Tengo el agrado de poner en conocimiento de usted que he traducido i leído con todo interes el informe de Mr. Arthur Crowfoot, Superintendente de la Concentracion, i las esplicaciones del Metalurjista Mr. Edmund S. Leaver acerca de las ventajas del uso del anhídrido sulfuroso. (SO^2) para lixiviar minerales de cobre de color u oxidados, usando como dispositivo para efectuar dicha operacion un cilindro jiratorio patentado en Chile.

La lixiviacion por el anhídrido sulfuroso es conocida desde tiempo atras, habiéndose usado para efectuarla dispositivos distintos del patentado en Chile.

Limitándome a la discusion técnica del procedimiento i dejando provisoriamente a un lado los dispositivos empleados, el informe que he traducido me sujere la siguiente opinion, inherente al aparato que se emplee para efectuar la lixiviacion.

Seria un inconveniente en nuestras provincias del norte no poder volver a utilizar el agua que, en gran cantidad, se gasta en este procedimiento.

Por otra parte, si se precipita el cobre por el fierro viejo, el agua que ha servido para la lixiviacion queda con sulfato ferroso en disolucion, sustancia que adicionada con sal comun formaria el conocido reactivo llamado cloruro ferroso. La sal comun existe en gran abundancia en el norte de Chile. El reactivo cloruro ferroso disuelve los mismos minerales de cobre que el SO^2 i tiene la ventaja de volver a servir para lixiviar minerales una vez que se ha precipitado el cobre por medio del fierro viejo.

El procedimiento de lixiviacion en caliente por el (SO^2) en cilindros jiratorios tiene que llevarse a efecto con mucha precision, entre márgenes relativamente estrechos, pues si la temperatura aumenta durante la lixiviacion habria el peligro de que el cobre disuelto al estado de *sulfato* se precipitara al estado de cobre de cemento i quedara revuelto con la pulpa.

Al aumentar la temperatura habria tambien ménos anhídrido sulfuroso en disolucion i se correria el riesgo de que el cobre disuelto al estado de

sulfito cuproso-cúprico tambien se precipitara dentro de la pulpa i con mayor razon si se hubiera ya precipitado el sulfato de cobre que servia para mantener en disolucion al sulfito.

Si baja la temperatura hai el peligro de que las reacciones entre el gas SO^2 i el cobre oxidado de los minerales, no se efectúen con la suficiente intensidad i en consecuencia salga el ripio del cilindro con mucha lei de cobre.

Tampoco es indiferente la proporcion de SO^2 en los gases provenientes de la tuesta; pues si viene mui diluido en aire, el ataque de los minerales será ménos enérgico i mucho menor la disolucion del SO^2 en el agua. Por otra parte debe pasar por el horno de calcinacion mas aire que el necesario para efectuar la tuesta, pues es indispensable que durante la lixiviacion actúe el oxígeno en exceso que no se haya combinado con el azufre durante la tuesta.

En Tarapacá i Antofagasta no existen hoi por hoi concentrados sulfurosos de cobre de modo que habria que quemar azufre para obtener el SO^2 . En tal condicion es preferible usar el cloruro ferroso como reactivo, pues el azufre vale doscientos pesos la tonelada, en Antofagasta, i ciento cincuenta pesos la de cloruro ferroso. El cloruro ferroso se rejenera.

En las provincias centrales de Chile, con ciertas variedades de minerales como los de la mina Africana, que era de don Guillermo Acuña (Q. E. P. D.), habria conveniencia en tostarlos a 600°C . para trasformar un 80% de los sulfuros de cobre en *sulfatos de cobre*, los cuales serian disueltos por los reactivos madres que contendrian cloruros ferrosos en exceso i mas que suficientes para lixiviar el 20% de óxido de cobre que acompañaria al 80% de sulfato en el producto calcinado.

Estimo que el procedimiento de SO^2 seria mui digno de estudio en zonas donde haya azufre, donde se efectúe tuestas de minerales sulfurosos por algun motivo, donde no sea económico conseguir otros reactivos como sulfato de fierro, donde el agua sea barata i abundante i por último, donde haya minerales apropiados. Llamo minerales apropiados aquellos que contengan de 1 a 10% de sustancias estrañas solubles en ácido (carbonatos de cal, magnesia, manganeso, óxidos de fierro solubles, etc.)

Estimo tambien que los silicatos de cobre no se disuelven en SO^2 con la facilidad que requiere un establecimiento industrial, pero sí, se disuelven fácilmente una vez tostados a baja temperatura.

En cuanto al sistema de lixiviacion en estanques jiratorios lo considero lo mas perfecto hasta hoi dia.

Todos estos descubrimientos de nuevos dispositivos para la lixiviacion de minerales de cobre que constituyen la base de la riqueza de Chile demuestran palpablemente la necesidad de un laboratorio industrial donde poder comprobar la eficacia de los aparatos que deseen adoptarse, su con-

sumo de fuerza motriz i el valor químico comparado de los diferentes reactivos bajo el punto de vista de su poder lixivador i de su rejeneracion. Saluda a Ud. atentamente

AQUILES CONCHA S.

Santiago, 12 de Abril de 1920.

Diciembre 7 de 1919.

Señor J. Gandarillas, Director del Servicio de Minas i Jeología.—
Santiago, Chile.

Mui señor mio:

Le agradezco su atenta de fecha 10 de Octubre en la que solicita mas detalles acerca de la aplicacion práctica de mi procedimiento i dispositivos para la lixiviacion por medio del anhídrido sulfuroso.

En los trabajos preliminares en esta planta nosotros construimos un cilindro de 4 piés por 16 piés medidos interiormente.

Este cilindro tenia una capacidad de 30 T. en las 24 horas. En las hojas que acompañamos, Ud. verá los detalles de la lixiviacion que resultaron en varias clases de minerales con dicho dispositivo.

Una planta espermental con capacidad para 100 toneladas fué instalada en Miami, Arizona, en los trabajos de la Compañía «Miami Copper». Esta planta ha trabajado a intervalos durante un año. El trabajo consistia en moler a 48 mallas por molinos Hardinge en circuito con clasificadores Dorr, la pulpa de $3\frac{1}{2}$ a 1 en la flotacion preliminar para estraer los sulfuros, la pulpa que flota pasaba a los clasificadores, la pulpa de 1 a 1 pasa a ocupar el cilindro de lixiviacion con contra-corriente de 3% de SO_2 caliente i el estado gaseoso proveniente de los hornos de tuesta de pirita; la pulpa caliente de 40 a 50° C., pasa a los estanques sopladores o aireadores para sacarle todo el anhídrido sulfuroso i en seguida a los cilindros de precipitacion por medio del fierro viejo para separar el «cobre de cemento».

El sulfuro recojido ha correspondido a un rendimiento de 85% en la primera flotacion. Lo que recojemos actualmente por medio de la lixiviacion con SO_2 es cerca de 87% del cobre oxidado, usando cerca de 2 tons. de minerales piritosos por cada 100 tons. de mineral lixiviado. Para la precipitacion estamos usando bolas de fierro en un cilindro jiratorio de 30 pulgadas por 20 piés. La precipitacion del cobre de la solucion caliente es per-

fecta, pero el cobre de cemento en la «Exit» pulpa es excesivamente fino, 300 mallas. Recojer este cobre de cemento tan fino es aun un problema, i nuestros resultados de flotacion han sido aquí bastante pobres. Un trabajo en grande escala en la Compañía «Chino Copper» Hurley, New Mexico, indicó una flotacion satisfactoria del cobre de cemento cuya precipitacion fué hecha usando la esponja de fierro.

Nuestra planta orijinal aquí mencionada, para la desoxidacion del fierro calcinado proveniente de la tuesta de la piritita que produjo el SO_2 para la lixiviacion. Esta metalizacion o esponja de fierro fué para ser usada como precipitadora del cobre de la solucion de sulfato. Esta planta desoxidadora no se ha instalado hasta hoi dia.

La flotacion de los productos sulfurosos i la lixiviacion por medio del SO_2 de los productos oxidados actualmente parece satisfactoria. Nosotros estamos actualmente considerando los costos sobre la base del cobre extraido de nuestras soluciones lixivadoras por medio del uso de la esponja de fierro o de la electrolisis. La lixiviacion de minerales de Miami que dan 2% de cobre, cerca de la mitad están al estado de sulfuro; el porcentaje oxidado son casi en la totalidad silicatos de cobre.

Se considera como un problema difícil de lixiviacion, pero ni el mineral está libre de bases, particularmente fierro, nosotros obtenemos soluciones de sulfato de cobre excesivamente limpias lo cual es un amplio factor en favor de la electrolisis.

El cilindro lixivador ha demostrado ser un aparato eficiente i satisfactorio. Tiene $7\frac{1}{2}$ piés de diámetro por 40 piés de largo medidos interiormente i ha tratado 125 tons. por dia; ésta es la capacidad máxima de la maquinaria trituradora. Se están haciendo arreglos para probar este cilindro hasta ciento cincuenta toneladas por dia. El interior del cilindro muestra mui poco desgaste durante el año en que ha estado en trabajo.

Le envio dos fotografias que le darán una idea del cilindro de lixiviacion i planta de Miami. Tambien le envio una copia de un informe independiente evacuado por ingenieros de la Arizona Copper Co.

Me congratularia particularmente en saber de Ud. datos referentes a la existencia de depósitos minerales de grandes proporciones i acerca de la presencia de piritita (FeS_2) en la vecindad de los depósitos.

Agradeciéndole el interes que ha demostrado, quedo de Ud. su Atto. i S. S.

EDMUND LEAVER,
Metalurjista.

LOS SIGUIENTES «RÉCORDS» DE PRUEBAS EFECTUADAS EN VARIOS MINERALES MUESTRAN LA NATURALEZA JENERAL DE LOS RESULTADOS OBTENIDOS.

Relaves de la Shannon Copper Company

Temperatura de la pulpa a la salida 40° C.

Total SO² incluso los sulfitos en la pulpa 0.08%.

Densidad de la pulpa	% de cobre en solución	% del mineral de cobre	Entrada		Salida	
			Total	Oxido	Total	Oxido
5.85 : I	0.098	0.58	0.88	0.48	0.33	0.04
4.55	0.105	0.47	0.89	...	0.34	...
5.25	0.094	0.49	0.87	0.48	0.34	0.04
5.75	0.079	0.45	0.88	...	0.32	...
5.33	0.072	0.38	0.88	0.48	0.34	0.04
promedio		0.49	0.88	0.48	0.33	0.04

Estraccion de los óxidos 91.8%

Muestras tomadas cada 30 minutos.

Arizona Copper Company.—Antiguos relaves

Temperatura de la pulpa a la salida 42° C.

Total SO² incluso los sulfitos en la pulpa 0.12%.

6.46 : I	0.76	0.43	0.72	0.48	0.28	0.04
4.43	0.092	0.41	0.72	...	0.28	...
6.00	0.068	0.41	0.72	...	0.32	0.04
6.00	0.062	0.43	0.69	0.48	0.26	...
5.50	0.077	0.42	0.70	...	0.22	0.04
5.33	0.089	0.48	0.71	0.48	0.28	

Muestra Jeneral: Entrada: total 0.71; óxido 0.48.

Salida: total 0.27; óxido 0.04.

Porcentaje de cobre oxidado estraido 91.7%.

Shannon Copper Company

Temperatura de la pulpa a la salida 40° C.

SO² incluso los sulfitos en la pulpa 0.09%.

Densidad de la pulpa	% de cobre en solución	% del mineral de cobre	Entrada		Salida	
			Total	Oxido	Total	Oxido
5.45 : 1	0.159	0.86	1.08	0.80	0.40	0.06
6.00	0.121	0.73	1.52	...	0.35	...
7.46	0.120	0.89	1.03	...	0.27	0.08
6.24	0.130	0.81	1.24	0.98	0.38	...
9.78	0.092	0.89	1.20	...	0.31	0.07
promedios		0.83	1.21	0.89	0.34	...
		0.83	1.21	0.89	0.34	0.07

Estraccion de los óxidos 92.2%.

Arizona Copper Company

Temperatura de la pulpa a la salida 40° C.

Gas con 2% de SO².—SO² incluso los sulfitos en la pulpa 0.08%.

4.06 : 1	0.148	0.60	1.28	0.64	0.53	0.06
3.84	0.182	0.69	1.18	...	0.44	...
2.47	0.229	0.56	1.11	...	0.49	0.06
2.49	0.224	0.55	1.17	0.64	0.49	...
2.90	0.187	0.54	1.15	0.64	0.48	0.06
promedios		0.59	1.17	0.64	0.49	0.06

Porcentaje de cobre oxidado extraido 90.7%.

Miami Copper Company { Mineral oxidado
Colas (relaves) de flotacion

Temperatura de la pulpa a la salida 33°.

Gas con 3.2% de SO².—SO² incluso los sulfitos en la pulpa 0.55.

Densidad de la pulpa	% de cobre en solución	% del mineral de cobre	Entrada		Salida	
			Total	Oxido	Total	Oxido
2.97 : I	0.159	0.47	0.64	0.51	0.27	0.08
2.93	0.142	0.42	0.74	0.48	0.20	0.06
2.49	0.168	0.42	0.75	0.48	0.23	0.05
2.16	0.184	0.40	0.76	0.47	0.26	0.04
2.02	0.188	0.38	0.72	0.48	0.20	0.06
2.62	0.161	0.42	0.62	0.41	0.33	0.11
promedios		0.43	0.70	0.47	0.25	0.07

Estracción de los óxidos 87.5%.

Mineral oxidado de Miami.—Relaves

Temperatura de la pulpa a la salida 32° C.

Gas con 2.26% de SO²—SO² incluso los sulfitos en la pulpa 55%.

4.70 : I	1.122	0.57	0.85	0.60	0.20	0.06
3.69	0.147	0.54	0.82	...	0.20	0.06
2.90	0.162	0.47	0.70	...	0.14	0.04
2.94	0.156	0.46	0.76	0.58	0.18	0.04
2.88	0.160	0.46	0.79	...	0.20	0.08
2.37	0.188	0.45	0.81	0.59	0.17	0.07
promedios		0.49	0.79	0.59	0.18	0.06

Porcentaje de cobre oxidado extraído 89%.

CONCENTRACION

Morena, Arizona, Setiembre 30, 1919.

Tema: Discusión acerca de las ventajas del uso del anhídrido sulfuroso (SO²) i del uso del ácido sulfúrico (H²SO⁴) como agentes lixivadores para llevar a cabo la disolución de la parte soluble en ácido de minerales o relaves.

Mr. Norman Carmichael, Jерente Jeneral.—Clifton.

Estimado señor:

Mientras estamos estudiando la construcción de una planta para extraer el contenido de cobre del depósito de relaves de Clifton, es lógico, en vista de estos antecedentes, de que nosotros hayamos observado durante el presente año, los resultados de algun trabajo efectivo, como ser los resultados provenientes del uso del anhídrido sulfuroso (SO_2) como agente lixivador, i que hayamos tomado nota del uso de este agente para llevar a cabo la disolución del cobre soluble en ácido, de los depósitos de relaves de Clifton al mismo tiempo que nuestro proyecto de uso del ácido sulfúrico para llevar a cabo el mismo fin.

Los trabajos de la planta de ensayo de la Miami Copper Company destinados en parte a la extracción del cobre soluble contenido en un mineral misto usando el anhídrido sulfuroso como agente lixivador, fueron observados por Mr. Schmimerka i por mí mismo en Febrero último, habiendo presentado en detalle los resultados de nuestras observaciones en dos informes que llevan la fecha de 24 de Febrero de 1919.

Anteriormente, en Mayo de 1918, nosotros tambien llevamos a cabo algunos experimentos en Tucson en la lixiviación de muestras de los desmontes de Clifton con anhídrido sulfuroso (SO_2), usando el primitivo aparato experimental del «Bureau of Mines». Los resultados de estos ensayos fueron tomados e informados por Mr. Schmimerka el 20 de Mayo de 1918.

La anotación que aparece en mi informe de Febrero 24 de 1918 (sic): «Nosotros comprobamos en nuestros experimentos en Tucson en Mayo último, que el anhídrido sulfuroso (SO_2) es un agente eficiente para disolver el óxido de cobre contenido en nuestros desmontes cuando se aplica en minerales molidos sumergidos en agua *bajo las condiciones necesarias*. (Ver el informe de Mr. Schmimerka del 20 de Mayo de 1918), que el sulfuro de cobre que queda en un rípio tratado ya por el procedimiento del ácido sulfuroso, puede ser eficientemente flotado si se espulsa el gas anhídrido sulfuroso absorbido por la pulpa ántes del procedimiento de flotación.

Tambien, que una alta extracción del óxido de cobre al estado de cobre de cemento se puede obtener si se toma la precaución de asegurar la oxidación de todo el sulfuro de cobre al estado de sulfato de cobre ántes que llegue el punto de metalización».

Se desprende de nuestras experiencias i observaciones que la eficiencia de los dos disolventes en discusión, en cuanto se trata de disolver la parte soluble en ácido de un mineral, son equivalentes en cuanto concierne a los resultados finales de dicha operación.

Las ventajas relativas más aparentes i las desventajas de la lixiviación con ácido sulfúrico i lixiviación con anhídrido sulfuroso han sido discutidas

en los ya mencionados informes, ámbos de Mr. Schmitterka i míos propios; éstos serán brevemente sintetizados en el presente informe, i la discusión se extenderá hasta tocar algunos otros puntos que se han ocurrido después de profundizar este tema.

En cuanto a los puntos que ya se han discutido será suficiente recapitular brevemente en este informe, las ventajas i desventajas del método del anhídrido sulfuroso.

Las siguientes ventajas para este procedimiento son pregonadas por los ingenieros del «Bureau of Mines» de Tucson:

1.^o Empleo económico del gas SO_2 . El aire inyectado en el cilindro giratorio sale con 0.3% de SO_2 aproximadamente.

2.^o Tanto la solución como la oxidación del contenido soluble en SO_2 de la carga, se efectúan rápidamente.

3.^o Economía en la construcción de la planta i en las reparaciones. En comparación con las instalaciones de torres, la capacidad de un tambor de proporciones apropiadas es equivalente a la capacidad de 5 torres del mismo tamaño, en series, conectadas por bombas que efectúan la circulación. El consumo de energía para hacer girar el cilindro es menor que el consumo de energía de las bombas que efectúan la circulación de los gases i líquidos i además se eliminan las molestias ocasionadas por el empleo de bombas.

4.^o El procedimiento puede usarse tanto para extraer las sustancias deseadas o para neutralizar sustancias consumidoras de reactivo en conexión con otros procedimientos.

5.^o Los minerales de cobre oxidados parcialmente, los óxidos, carbonatos i silicatos pueden ser rápidamente disueltos i sulfuros quedan en buenas condiciones para la flotación, puesto que todo óxido i silicato que recubre al sulfuro queda disuelto.

Me inclino a preconizarlo, siempre sin reserva, para las conclusiones núms. 2, 3, 4 i 5.—Conclusión núm. 2. La economía en la construcción de la planta se afecta hasta cierto punto por la barata construcción de plantas de ácido sulfúrico, las cuales se han desarrollado en Anaconda i en vista de lo cual nosotros hemos proporcionado datos anteriormente.

El empleo eficiente del SO_2 como disolvente para la verdadera Crisocola (silicato de cobre), no se nos ha demostrado a nosotros.

En lo que se relaciona con la conclusión núm. 1.—Uso económico del gas SO_2 , éste se tratará en la prolongación de la discusión de este tema.

En nuestros informes hemos discutido las siguientes ventajas del procedimiento del SO_2 :

1.^o Bajo precio del reactivo, especialmente si es un subproducto de alguna otra operación metalúrgica.

2.^o Rapidez del período de lixiviación.

3.^o El estado reducido de la solución, lo que es favorable para la pre-

cipitacion por medio del fierro o por electrolisis si la solucion es suficientemente rica en cobre.

4.º Independencia relativa de la densidad de la pulpa.

5.º No se necesitan ajustes mui prolijos en la aplicacion del reactivo, el cual es barato i en algunos casos puede ser obtenido en exceso.

6.º Eliminacion de la manufactura, stock i manejo de ácido sulfúrico.

7.º El ajente lixiviador se aplica a temperatura elevada; la pulpa o los reactivos despues del tratamiento por lixiviacion están calientes, condicion favorable para la decantacion, filtrado i precipitacion.

Otras consideraciones que pueden tomarse en cuenta son:

Es esencial que el jenerator usado para la fabricacion del anhídrido sulfuroso esté colocado en o cerca de la planta de lixiviación i es tambien esencial que la planta de lixiviacion esté colocada en un punto desde la cual los rípios de la planta puedan ser tratados a bajo precio. Sin embargo, si la planta de lixiviacion está colocada a una distancia considerable de la fundicion, la entrega de un cierto número de calcinados frios a la fundicion seria inevitable, tambien condiciones especiales para el transporte deben tomarse con el fin de evitar pérdidas de calcinados.

Si se prevé para mas tarde que el producto calcinado, subproducto de la manufactura de SO^2 , pueda ser utilizado comercialmente para la elaboracion de la esponja de fierro necesaria para precipitar el cobre, la planta de lixiviacion deberá estar independiente de la fundicion i tan léjos como lo permita el manejo de calcinados. En mi informe de 24 de Febrero último yo dije que era probable que los súlfuros concentrados, con mucho súlfuro de fierro, los cuales esperábamos nosotros que se produjeran en los molinos de esperimentacion del tratamiento de la mina «Clay», baja lei serviria tanto para la manufactura de gas SO^2 o ácido sulfúrico. Esta expectativa se ha realizado i el concentrado producido está descrito en el BOLETIN núm. 35 en las obras de «Experimental Mill». Este producto es todo lo que se puede necesitar para las manufacturas sea de ácido sulfúrico o de anhídrido sulfuroso. Aparte de este producto, nosotros tambien tenemos los concentrados de mesas de nuestra actual planta, los cuales, con su lijera pequeña lei de azufre i fierro contenido, es sin embargo una fuente satisfactoria de azufre. Miéntras tanto podríamos decidir fabricar sea ácido sulfúrico, sea anhídrido sulfuroso para uso comercial, gracias a la produccion local de un producto que contiene azufre en forma suficientemente concentrada para efectuar la operacion de la elaboracion del anhídrido sulfuroso en una forma mui fácil i sencilla.

La principal ventaja citada en favor de la lixiviacion con anhídrido sulfuroso es, yo lo creo, la velocidad con la cual se efectúa la disolucion de la parte soluble de los minerales de cobre. Se dice que la pulpa se demora 30 minutos en pasar a traves del cilindro jiratorio de 8 piés de diámetro por 40 piés de largo i tomando en consideracion la capacidad útil del cilin-

dro i las condiciones de agitacion a las cuales está sometida la pulpa en el cilindro, lo deja a uno en la conviccion que el procedimiento es correcto.

Esta lixiviacion rápida es, yo lo creo, efectuada por las condiciones bajo las cuales el reactivo es aplicado a la pulpa. Aplicando anhídrido sulfuroso a la pulpa para ser lixiviada nosotros hacemos esto en una atmósfera caliente que contiene una cierta cantidad de oxígeno libre. Debido a la agitacion mecánica eficiente mantenida por las revoluciones del cilindro i las disposiciones de compartimentos en su interior, la pulpa está continuamente sometida a traves de esta atmósfera caliente, i rápidamente adquiere una temperatura elevada (digamos 100° F. o mas). Nosotros podemos decir, entónces, que el cilindro efectúa siempre el máximum de eficiencia en la agitacion mecánica en presencia del reactivo i éste es un gran paso en cuánto a una accion de lixiviacion rápida. Además, el cilindro permite hasta cierto punto seleccionar el uso de solucion que lleva a cabo una percolacion regular en minerales relativamente gruesos en los cuales el reactivo rico encuentra la pulpa mas pobre i vice-versa.

Por otra parte, nosotros hemos probado que una disolucion diluida i fria de ácido sulfúrico disolverá a lo ménos 50% del cobre soluble contenido en un mineral molido fino en unos pocos minutos de contacto, mientras, para llevar a cabo la disolucion de un gran porcentaje del cobre contenido en el mineral, nosotros debemos prolongar el contacto del reactivo con el mineral a un período de 24 horas mas. Una pregunta se impone naturalmente en vista de por qué el ácido sulfúrico mas fuerte emplearia un tiempo mas largo para efectuar la disolucion del cobre, que el débil ácido sulfuroso. A mi modo de ver, el período de lixiviacion por ácido sulfúrico seria mucho menor si nosotros construimos nuestro aparato de lixiviacion de manera que se obtenga el mismo grado de eficiencia de la agitacion mecánica como el caso del cilindro lixivador del procedimiento del SO^2 .

Si nosotros adoptamos el procedimiento de lixiviacion con ácido sulfúrico para uso comercial, éste es un punto que debemos tener en la memoria. Es posible que una agitacion mecánica eficiente durante el período de lixiviacion si se emplea a una solucion fria, no alijerará la operacion de la lixiviacion con ácido sulfúrico hasta el extremo de alcanzar la velocidad del procedimiento del SO^2 ; en el caso contrario, puesto que el calentamiento de la solucion queda descartado, debemos admitir que SO^2 es el procedimiento mas rápido. Una lixiviacion rápida constituye una gran ventaja no sólo como un ahorro de tiempo sino como un medio de impedir la disolucion de materias estrañas al cobre. El calor que se emplea para favorecer las condiciones de lixiviacion en el procedimiento del SO^2 , constituye en la lixiviacion con ácido sulfúrico una disipacion, o en el mejor caso se usa para provocar, hasta cierto punto, la oxidacion de SO^2 a SO^3 , i no puede ser avaluado en la operacion de lixiviacion.

Es probable que mayor cantidad de azufre se quema por unidad de trabajo efectuado en el procedimiento del SO^2 que el procedimiento del SO^3 ; pero, si este azufre adicional se quema como combustible barato para promover mayor velocidad en la lixiviación, su uso puede decirse que ha sido legítimo.

En cuanto concierne al resultado final tanto de la lixiviación por SO^2 como por SO^3 , nosotros podemos decir que la pulpa ha estado sometida a una lixiviación por ácido sulfúrico, habiendo sido sulfatados los valores cuprosos que se anhelaban.

Yo estimo al cilindro o tambor que se usa en el procedimiento de lixiviación con anhídrido sulfuroso como una combinación de planta elaboradora de ácido, planta calentadora de la pulpa i el mas eficiente agitador mecánico.

Como resumen breve del procedimiento de elaboración con ámbos reactivos considerando su empleo en cuanto a reactivos, damos las siguientes consideraciones.

La manufactura de ámbos reactivos se efectúa de una manera análoga, comunmente por medio de la tuesta de un concentrado piritoso o de un mineral en un horno del tipo Mc. Dougall.

Los productos finales de la operación son: *a*) un calcinado que contiene óxidos de cobre junto con fierro con algunos sulfuros de estos metales debidos a una tuesta incompleta, i *b*) un gas que contiene 3 a 7% de anhídrido sulfuroso, i que tiene una temperatura de cerca de 700°F ., segun las condiciones en que se opere el trabajo en el horno, condiciones que constituyen un factor controlador en el porcentaje de SO^2 contenido en los gases.

Si se determina hacer la lixiviación por medio del SO^2 , los gases del generador deben ser llevados directamente al cilindro lixivador. Seria preferible que los gases producidos contengan, en volumen, un 2.5% de SO^2 , diluido en el aire que debe pasar a traves del horno, con el fin de obtener en los gases tanto oxígeno libre como sea posible i tambien para aumentar la actividad debida al oxígeno. Los gases del generador indudablemente deberán contener un cierto porcentaje de SO^3 , gas que se combinará con el agua de la pulpa para formar ácido sulfúrico, el cual actúa sobre los «óxidos» de cobre presentes para formar directamente sulfato de cobre. Mientras un pequeño porcentaje de SO^2 debe ser oxidado para formar SO^3 en el cilindro, es mas probable que el SO^2 activo usado reaccione con el agua en la pulpa para formar ácido sulfuroso, el cual a su turno reduce los óxidos metálicos formando sulfitos de los metales.

Estos compuestos inestables siendo fácilmente solubles en un exceso de ácido sulfuroso, impelidos por la agitación del cilindro, llegan en íntimo contacto con el oxígeno caliente contenido en los gases i con los demás óxidos de cobre son oxidados i transformados en sulfatos.

El anhídrido sulfuroso (SO^2) no es fácilmente soluble en agua a una elevada temperatura; las demás condiciones son favorables para la formación de ácido sulfuroso, i es evidente que se forma suficiente de este ácido para completar prácticamente la reducción de los óxidos metálicos.

En este procedimiento no es necesario colocar una «cámara de polvo», entre el generador i la planta de lixiviación con el propósito de liberar los gases del polvo; este polvo puede ser acarreado hasta el cilindro junto con los gases i lixiviado junto con la pulpa. También es cierto que si hai dificultad para transportar el calcinado producido por el generador hasta la fundición, este calcinado puede ser alimentado dentro del cilindro con los rípios. La economía de este método puede ser discutida mas tarde en este informe.

Siguiendo la manufactura de ácido sulfúrico:

Una planta de ácido sulfúrico se puede decir brevemente que consiste en: a) un generador para la producción de anhídrido sulfuroso; b) una cámara para oxidar el anhídrido sulfuroso o anhídrido sulfúrico por medio del agregado de óxido nitroso; c) una cámara para llevar a cabo la absorción del anhídrido sulfúrico por el vapor de agua.

Para recojer el óxido nitroso, se agrega torres de Gay Lussac, al fin de las cámaras de ácido i para llevar a cabo la recuperación de este óxido se interponen torres de Glover entre las torres de Gay Lussac i las cámaras.

Después que se ha producido anhídrido sulfuroso (SO^2) en el generador, es necesario hacer pasar los gases que lo contienen a través de una cámara de humos para librarlos del polvo por medio de un procedimiento de decantación.

Este polvo puede llegar a ser de 1 a 2% del material con que se alimenta el tostador, i su extracción es esencial para mantener las condiciones necesarias en las etapas siguientes de la manufactura del ácido. Los gases, mientras están a alta temperatura, son guiados hacia la cámara de salitre donde el óxido nitroso, producido por la sulfatación del salitre chileno (NO^3Na) con ácido sulfúrico, se mezcla con los gases.

La alta temperatura de los gases sirve para alijerar la reacción, la cual libera el óxido nitroso i también apresura la oxidación del anhídrido sulfuroso en anhídrido sulfúrico.

Antes de pasar al enfriamiento i cámaras de ácido, los gases pasan, arriba a través de la torre de Glover, en la cual baja, en forma de lluvia el ácido sulfúrico mezclado con ácido nitroso de la torre de Gay Lussac. El óxido nitroso de los reactivos que bajan reacciona con el SO^2 , quedando los gases en forma de SO^3 . Parte de la descarga en el fondo de la torre de Glover, se almacena en los estanques para ácidos en calidad de ácido listo para usos industriales, pero la mayor parte se envía nuevamente a la torre de Gay Lussac i se queda en circulación para recobrar i volver a usar el óxido nitroso.

Los gases que abandonan la torre de Glover a una temperatura alrededor de 200° F., pasan en seguida a cámaras de enfriamiento i despues a las cámaras manufactureras de ácido, donde son diluidos con agua pulverizada, la cual recompone con el anhídrido sulfúrico de los gases, el ácido sulfúrico. Los gases no utilizados en las cámaras de ácido, tienen una temperatura de 140° F., i vuelven a pasar a traves de cámaras de enfriamiento ántes de ser enviados a la torre de Gay Lussac.

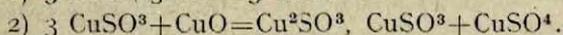
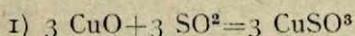
En la torre de Gay Lussac, los gases ceden su óxido nitroso contenido, al ácido sulfúrico que desciende, el cual forma ácido nitroso, siendo enviado a la torre de Glover.

Un esquema típico de una planta de ácido sulfúrico se envia adjunto. Los gases producidos entran a la planta de ácido a traves de la cámara de polvos i compartimiento de gases nitrosos i abandonan la casa pasando por una pila colocada encima de la última torre de Gay Lussac.

El trabajo de una planta elaboradora de ácido, ha sido brevemente descrito con el fin de hacer resaltar las operaciones que se ahorran si se desea descargar el anhídrido sulfuroso directamente en nuestra planta de lixiviacion.

USO ECONÓMICO DEL ANHIDRIDO SULFUROSO SO² EN EL PROCEDIMIENTO DE LIXIVIACION POR SO²

En este momento no tenemos los datos suficientes a mano para afirmar que el SO² contenido en los gases de la tuesta es usado económicamente en el cilindro lixivador del procedimiento del SO². Los datos que tenemos, se obtuvieron durante el período de nuestras observaciones hechas en la planta de prueba de la «Miami Copper Company», i estos no incluyen informaciones acerca del porcentaje de SO² contenido en los gases perdidos que abandonan la planta no habiendo sido posible evaluarlo en ese tiempo. Es probable que un exceso de ácido sulfuroso en el cilindro de lixiviacion es necesario para disolver el cobre que se forma al estado de sulfitos. El sulfito de cobre no es soluble en agua, pero es soluble en un exceso de ácido sulfúrico. Segun Greenawalt, el sulfito de cobre es una sal inestable, la cual cambia poco a poco en una mezcla de sulfito cuproso i sulfato cúprico, como lo muestran las siguientes reacciones:



El sulfito cuproso-cúprico es apenas soluble en agua, pero es bastante soluble en ácido sulfuroso o en una solucion de sulfato de cobre.

En nuestros informes relativos a las observaciones sobre la planta de ensayos de la Miami Copper, nosotros hemos calculado que cerca de la tercera parte del anhídrido sulfuroso que alimentó al cilindro, se con-

sume en el proceso de disolucion; esto significa un exceso de 200%. 100% de exceso sobre lo que se necesita teóricamente, es probablemente esencial debido a las impurezas, etc., tal como los hemos encontrado en nuestra lixiviacion espermental con ácido sulfúrico en Clifton, donde se necesitó 100% de exceso sobre el ácido sulfúrico teórico.

Puede ser necesario el saldo para realizar en forma en el cilindro la funcion oxidante, la cual en la manufactura del ácido sulfúrico se lleva a cabo en la planta de ácido.

CILINDRO LIXIVIADOR O TONEL USADO EN EL PROCEDIMIENTO DEL SO²

El cilindro o tonel usado en Miami para la lixiviacion de 75 toneladas de mineral molido a 48 mallas, por día, tenia un diámetro interior de 7' 4" con un largo interior de 40'. Jiraba con una velocidad de 8 R. P. M. i necesitaba cerca de 13 HP. para su rotacion. Como máquina movable, i para el tonelaje tratado por ella, el cilindro constituye mas bien un aparato voluminoso.

Actualmente, tomando en consideracion la obra química llevada a cabo por él, su tamaño es pequeño comparado con el tamaño necesario por el sistema de torres para llevar a cabo una operacion mas o ménos análoga.

CONCLUSION

Yo creo que el procedimiento de lixiviacion de un mineral finamente molido por la aplicacion directa del anhídrido sulfuroso, es uno de los procedimientos que merece nuestra especial atencion en un camino práctico i que, por eso, nosotros construimos una planta espermental de nuestro peculio, para hacer con el esquema un perfecto ensayo. Esta planta espermental debe consistir en una unidad para la planta propuesta para el tratamiento de los antiguos ripios de Clifton o puede consistir en una planta separada. En mi opinion el procedimiento es especialmente propio para el tratamiento de minerales que contengan impurezas como fierro, cal i magnesia si estos se presentan en forma que consunan azufre, o H²SO⁴ o H²SO³. El corto período de lixiviacion trabajaria en contra de la disolucion de un alto porcentaje de estas impurezas, puesto que la baratura de este reactivo hará que la disolucion de estas impurezas sea ménos onerosa en cuanto se relaciona con el costo.

Ademas de lo dicho, yo creo que el procedimiento presenta futuras posibilidades en la económica produccion del cobre si se usa en conexion

con nuestros concentrados piritosos. Estos concentrados contienen suficiente azufre, de manera que relativamente un pequeño tonelaje de concentrados pondrá en libertad suficiente SO_2 para lixiviar un gran tonelaje de minerales oxidados de baja lei.

Aproximadamente podemos decir que una tonelada de concentrado piritoso desarrollará suficiente SO_2 para lixiviar el cobre contenido en 24 toneladas de minerales que contengan 1% de cobre soluble en ácido.

Esto puede espresarse como sigue:

1.er Caso.—Tenemos prácticamente una tuesta a muerte, o sea la eliminacion de 85% del azufre del concentrado.

100 tons. de concentrado contienen	11.52 tons. de Cu
	10.00 » de insolubles
	34.50 » de Fe
	40.00 » de S

Azufre para ser eliminado en la tuesta = $40 \times 0.85 = 34$ tons.

Azufre dejado en el calcinado = $40 - 34 = 6$ tons.

Teóricamente se emplea media tonelada de azufre para sulfatar una tonelada de cobre. Calculando que tres veces esta cantidad, o sea 1.5 tons. de azufre se necesiten en la práctica, actualmente tenemos:

34 tons. : 1.5 = 22,666 tons. de Cu que pueden ser sulfatadas por 34 tons. de azufre.

100 tons. de mineral de 1% A. S. Cu. contienen una tonelada de A. S. Cu. Calculando que las 22,666 tons. de cobre sean el 95% del cobre extraido de un mineral dado, tenemos:

$22,666 \times 0.95 = 23,859$ tons. Cu.

Supongamos que el cobre mencionado esté contenido en un mineral de 1% A. S.; entónces 100 tons. de concentrados producirán suficiente SO_2 para lixiviar 95% del cobre contenido en 500 tons. de minerales de 1% de cobre.

Peso del calcinado proveniente de la tuesta ya citada

Treinta i cuatro toneladas de azufre perdido serán reemplazadas por doce toneladas de oxígeno aproximadamente, dando una pérdida neta en el peso de 22 tons. despreciando el polvo que se llevan los gases. El calcinado pesará 78 tons. i contendrán 11.5 tons. de cobre, 10 tons. de insoluble, 34.5 tons. de fierro i 6 tons. de azufre.

El análisis del calcinado es:

14.8%	Cu
12.8%	Insoluble
44.2%	Fierro
7.7%	Azufre

Despreciando toda eliminacion de azufre en el horno de reverbero, la cual será pequeña en esta clase de calcinado, el eje teórico que resulta de la fundicion de dicho calcinado (i suponiendo que el eje tenga 96% de: Cu, Fe i S) pesará 24 toneladas i tendrá 48% de cobre.

Este eje probablemente no pasará de 50% de cobre.

2.º Caso.—Omitiendo cálculos detallados, podemos tostar las 100 tons. de concentrados piritosos hasta eliminar sólo 60% de su azufre. Esto producirá 24 tons. de azufre suficientes para lixiviar aproximadamente 1,700 tons. de minerales de 1% A. S. Cu. i 16 tons. de azufre en los calcinados suficientes para producir un gran tonelaje de eje de baja lei, lo cual será en beneficio como un control del porcentaje del eje. En este caso el grado de calcinacion será de 85 solamente.

De lo anterior se desprende que si nosotros podemos, en operaciones futuras, producir 250 tons. de concentrados piritosos diariamente (moliendo más o menos 5,000 tons. de minerales arcillosos de baja lei), tendremos suficiente azufre en forma concentrada para habilitarnos no sólo para lixiviar un enorme tonelaje de minerales de baja lei que contengan cobre soluble en ácido, sino tambien que podremos hacer tuestas sulfatadas adicionalmente en una gran cantidad de minerales en nuestros tostadores si encontramos esto provechoso en ciertas clases de mineral. Es posible que el enriquecimiento de nuestras soluciones sulfatadas de cobre hasta un punto que permita económicamente la extraccion electrolítica del cobre haga depender en parte un procedimiento como éste.

Suyo affmo.

S. ARTHUR CROWFOOT,
Superintendente de la concentracion.



Las minas de la "Braden Copper Company" (1)

El Mineral «El Teniente», propiedad de la Braden Copper Company, está situado en las faldas abruptas de la Cordillera de los Andes, en los 34° de latitud S. i 71° 20' de longitud O., i a una altura de unos 8,000 piés sobre el nivel del mar. Se compone de 100 pertenencias, mas o ménos, que cubren alrededor de 1,200 acres. La mina es bastante antigua i su historia data, segun espone Mr. William Braden en su artículo del número anterior del Teniente Topics, del siglo XVIII, cuando un teniente español, tratando de atravesar la Cordillera hácia la Argentina para esquivar el brazo largo de la Lei, descubrió una veta mui rica en aquella parte de la mina conocida hoy dia por el nombre de Teniente N.º 1. Hasta 1906 la explotacion se efectuaba en escala mui reducida i consistia en un laboreo confuso i desordenado de las vetas ricas. El material estraído se concentraba por escogido a mano i se trasportaba en mulas hasta el lugar de fundicion situado a 15 millas de distancia. En aquella fecha se iniciaron seriamente los trabajos de la compañía norteamericana. La explotacion ha ido aumentando gradualmente hasta alcanzar en la actualidad un arranque diario de 3,000 a 3,500 toneladas.

En la breve descripcion que daremos de la mina esplicaremos solo en rasgos jenerales los métodos de explotacion i las razones que prevalecieron al elejirse tales métodos, a fin de permitir a aquellas personas que no poseen nociones sobre la técnica minera se formen siquiera una idea aproximada de ellos.

Dejo para otra ocasion un estudio mas completo de los detalles de la explotacion en su forma actual en que analizaré tambien la division del trabajo.

Jeolójicamente, el yacimiento es mui interesante. Consiste de una serie de cuerpos lenticulares irregulares distribuidos en la periferia de una antigua chimenea volcánica un poco inclinada en un sentido. En uno de los bordes la superficie ha perdido, a causa de una erosion intensa, la mayor parte de su contenido en minerales útiles. Una explotacion activa solo puede abarcar los 4/5 restantes de la circunferencia del cráter. Las dimensiones del volcán mismo son bastante grandes: su diámetro es de 3/4

(1) Tomado de: Teniente Topics, 1915. N.º 2, páj. 1-6. Se ha traducido solamente la parte jeolójica, porque sobre la explotacion i concentracion existe ya una publicacion en castellano mui estensa en la Estadística Minera de Chile, 1906-07, p. 333-46.

de milla, mas o ménos, i su perímetro tiene un desarrollo aproximado de 2 millas. La rejion de la mina, probablemente de oríjen terciario, se compone de corrientes de andesita, a través de las cuales rompió este núcleo de tobas en un período de gigantescas actividades volcánicas. La gran presión separó i fracturó las corrientes de andesita en forma parecida a la que resulta del choque de un proyectil contra los vidrios de una ventana. Las aguas termales ascendentes de carbonatos alcalinos que contenían disueltos sulfuros metálicos, encontraron en los huecos i grietas de la andesita lugares adecuados para precipitar a medida que la temperatura i la presión iban disminuyendo. Las soluciones penetraron también en la roca fracturada hasta cierta distancia del cráter.

La roca próxima al centro volcánico se fracturó de tal modo que se convirtió en una especie de brecha, presentando, así, condiciones muy favorables para la depositación. Precisamente en las partes brechosas de los cuerpos lenticulares es donde se encuentra la mayor riqueza. Sin embargo, los sulfuros metálicos formaron depósitos útiles aun en la andesita compacta i situada a cierta distancia del cráter. En jeneral, las rocas relacionadas con el yacimiento son: la toba, que constituye el núcleo volcánico, compuesta de barro i cenizas volcánicas; la brecha, compuesta de fragmentos esquinados de andesita cementados por una masa fundamental de turmalina, i la andesita, que constituye la roca jeneral de la rejion. Normalmente, la toba no está mineralizada, excepto en la proximidad del contacto i donde han pasado canales de las fumarolas. El contacto entre la toba i la brecha no está siempre bien definido; pero, si consideramos que la toba incluye fragmentos redondeados de pórfidos i la brecha, fragmentos angulares de andesita, no es difícil establecer la separación. X

Es fácil observar, jeneralmente, el contacto entre la brecha i la andesita; pero hacia el lado del Teniente la transición entre la andesita fracturada i la brecha de andesita es muy poco clara. No siempre se presenta la brecha como material intermedio entre la toba i la andesita i cuando estas dos últimas rocas están en contacto, la zona mineralizada no es tan extensa ni tan rica. En varios puntos de la mina se han encontrado antiguas fumarolas en las que se ha verificado una oxidación en profundidad. A veces se encuentran pequeños nidos, que contienen cobre nativo (en alambres) oxidado superficialmente junto con los sulfuros negros i óxidos comunes i con pintas amarillosas de limonita.

El límite del mineral útil en el borde del cráter lo constituye jeneralmente la toba, aunque a veces hai contactos falsos hacia el interior, en forma de cuñas delgadas que se insertan en la brecha, i en las que se encuentra brecha bastante mineralizada. Hacia la roca jeneral de la rejion, el límite se determina por ensayos, aunque también podemos establecerlo por la disminución de las grietas i fracturas i por el aspecto más homogéneo de la andesita.

Los minerales de cobre se presentan tanto en la brecha como en la andesita, principalmente como sulfuros primarios. Entre estos predomina la chalcopirita, que constituye, aproximando groseramente, el 75% de los minerales de cobre. Hai tambien bornita, chalcosita secundaria, un sulfuro negro indeterminado, entre tetraedrita i enarjita, i algunos de los carbonatos, silicatos, sulfatos i óxidos de cobre. Hállase tambien blenda de zinc, pirita, magnetita, galena i, ocasionalmente, cobre nativo. Además, hai turmalina, cuarzo, calcita, carbonatos ferromagnesianos i los productos comunes de descomposicion, como ser, clorita i caolina; plajioclasa, biotita, hornblenda i piroxenas de las diferentes clases de andesita.

H. R. GRAHAM.

