

BOLETIN MINERO
DE LA
Sociedad Nacional de Minería
SANTIAGO DE CHILE

DIRECTORIO DE LA SOCIEDAD

Presidente Honorario
Cárlos Besa

Presidente
Javier Gandarillas M.

Directores Honorarios
Cesáreo Aguirre
Cárlos G. Avalos

Vice-Presidente
José Luis Lecaros

Aldunate Solar, Cárlos
Blanquier, Juan
Barriga, Cárlos
Elguin, Lorenzo
Ghigliotto Salas, Orlando

Koerting, Berthold
Lanas, Cárlos
Lezaeta A. Eleazar
Lira, Alejandro
Malsch, Cárlos

Menchaca L., Tomás
Oyarzun, Enrique
Pinto, Joaquin N.
Prieto, Manuel A.
Tirapegui, Maulen

Secretario
OSVALDO MARTÍNEZ C.

Una esplicacion del fenómeno de la flotacion

Por A. F. Taggart (1) i F. E. Beach (2)

INTRODUCCION

El proceso de la Flotacion para la concentracion de minerales es un método por medio del cual uno o mas de los minerales en la roca (jeneralmente) los de valor son separados por medio de una película líquida i flotados sobre la superficie del líquido en el cual los minerales se encuentran en suspension. Esta película los separa de los otros minerales (los sin valor) los cuales permanecen sumerjidos en la masa del líquido. En jeneral, los minerales que flotan son los sulfuros de lustre metálico, pero otros minerales de lustre me-

(1) Profesor Ayudante de Injeniería de Minas, Sheffield Scientific School, Universidad de Yale.

(2) Profesor de Física, Sheffield Scientific School, Universidad de Yale.

tálico tales como el grafito, i otros sulfuros de lustre adamantino tales como la esfalerita i el cinabrio, pueden tambien ser beneficiados por este proceso.

La importancia de la flotacion está en el hecho de que éste es por excelencia un método para beneficiar «lodos» i por medio del cual las partículas de minerales demasiado pequeñas para poder ser separadas con provecho por el método de la gravedad son beneficiadas por la flotacion con un tanto por ciento mucho mayor de rendimiento que el que seria posible obtener con el mas antiguo método de la gravedad.

Rendimientos en las concentraciones que benefician minerales de baja lei en cobre (siempre que sean sulfuros) han sido mejorados en un 10 a 20 por ciento por medio del nuevo proceso, i mejoras similares se han obtenidas por el mismo método en concentraciones que benefician los sulfuros de plomo i zinc como la galera i la blenda.

Cuando minerales que han sido triturados lo suficientemente finos i que contienen sulfuros mezclados con una ganga silicosa o terrosa se depositan con cuidado sobre una masa de agua en una direccion que forma un ángulo agudo con la superficie de ésta, una parte considerable de los sulfuros que el mineral contiene flotan sobre la superficie del líquido, mientras que la ganga se hunde. A esta clase de separacion se la llama «flotacion por la película» i sobre ella están basados los métodos de Wood i Macquisten.

Cuando se introducen burbujas de aire en una masa de agua que contiene en suspension partículas de mineral de cierta fineza i a la cual se ha añadido: 1.º una cierta cantidad de ciertos aceites; 2.º una pequeña cantidad de ciertos ácidos o sales ácidas; 3.º una pequeña cantidad de ciertos álcalis o sales alcalinas; 4.º una pequeña cantidad de una mezcla de un aceite con un ácido o un álcalis, las partículas de sulfuro en el mineral son llevadas a la superficie por las burbujas de aire.

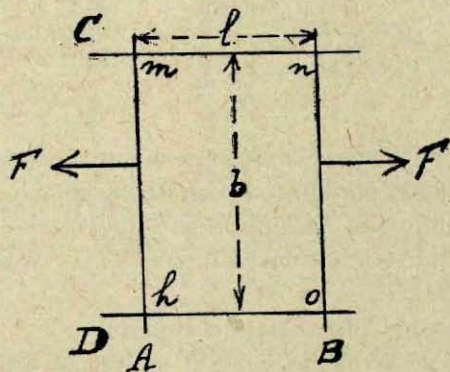
Estas burbujas se unen al llegar a la superficie i forman una espuma que está cargada con partículas de sulfuros. La ganga no es elevada a la superficie por las burbujas sino que permanece suspendida o se hunde en la masa del líquido. A este método se le llama «flotacion por la espuma». Las variaciones de este proceso, «espuma ácida», «espuma producida por la agitacion» i «espuma neumática» o producida por el aire comprimido se discutirán en detalle mas adelante.

LA TEORÍA

La teoría que aquí se presenta para explicar los puntos mencionados en el párrafo que antecede se basa sobre los siguientes fenómenos físicos: Tensión superficial, adsorcion, adhesion i viscosidad.

TENSION SUPERFICIAL

La superficie de todo líquido en contacto con un gas o su vapor, se conduce como si estuviera bajo tensión. El valor de esta fuerza por unidad de ancho se puede medir. Su valor para el agua es de 74 dinas por centímetro i es mayor que la de cualquier otro líquido comun. (Esceptuado por supuesto a los metales líquidos i sales en fusión). Esta tensión ficticia es un concepto conveniente para la discusión del fenómeno de la flotación i puede ser explicada en términos de las atracciones intermoleculares de las sustancias que forman la línea divisoria. Otra manera muy útil de considerar el fenómeno es suponer que cada unidad de superficie posee una cantidad de energía potencial que es igual a la tensión superficial. Esta relación se establece como sigue:



Si dos alambres, A i B (Fig. 1), se colocan de tal manera que resbalen sobre otros dos alambres fijos, C i D, i si los alambres A i B, después de haber estado en contacto se separan una distancia L contra la resistencia de una de las superficies de la película m. n. o. h., aplicando la fuerza F , el trabajo por unidad de superficie será

$$\frac{W}{A} = \frac{Fl}{lb} = \frac{F}{b} = T.$$

que es por lo tanto igual a la fuerza por unidad de ancho o la tensión superficial de una de las superficies consideradas.

Aplicando este concepto de la energía superficial a diferentes casos de contacto, se pueden desarrollar ciertas relaciones de las fuerzas que son importantes para explicar muchos de los fenómenos que se observan en la flotación.

Consideremos primero a dos bloques de un líquido, que se han vuelto rígidos sin que haya habido ningún otro cambio en sus otras propiedades i

que se juntan debido a la acción mutua de sus fuerzas de atracción molecular hasta que se unen completamente sobre una superficie A. El trabajo desarrollado se le llamará W. Ahora considérese el caso de estos dos mismos cuerpos que acercados lo suficiente, pero sin tocarse, se liquifican i luego se unen sobre la superficie A. El trabajo desarrollado será también W; pero en este caso puede ser considerado como debido a una contracción de la superficie por una cantidad $2A$ en cuyo caso $W = 2AT = A(T + T)$ donde T es la tensión superficial del líquido. Si dos líquidos diferentes cuyas tensiones superficiales son respectivamente T_1 i T_2 se juntaran, el trabajo desarrollado i debido a las atracciones moleculares sería $A(T_1 + T_2) = W$, siempre que la unión fuera completa; pero si la unión no es completa, habrá una tensión interfacial T_{12} i la ecuación de la energía sería entonces

$$(T_1 + T_2). A - T_{12} A = W$$

$$T_{12} = (T_1 + T_2) - \frac{W}{A}$$

o la tensión interfacial T_{12} es el exceso de la suma de las dos tensiones sobre el trabajo desarrollado por ellas al permitir la unión a una unidad de superficie de los dos líquidos. Si un líquido se pone en contacto con un sólido, la ecuación de la energía sería entonces $T_{LS} = T_L - W_I$ (si se excluyen los efectos del vapor o gas).

donde T_L = la tensión superficial del líquido.

W_I = el trabajo desarrollado cuando se juntan una unidad de superficie del líquido i del sólido i

T_{LS} = la tensión interfacial.

Por lo tanto si $W_I = T_L$, el sólido tiene la misma atracción por las moléculas del líquido, que las moléculas del líquido tienen entre sí i entonces no habrá tensión interfacial.

Si $T_L > W_I$, la tensión interfacial T_{LS} será positiva; si $T_L < W_I$ habrá una tensión interfacial negativa o una presión superficial. En este caso el líquido tenderá a estenderse sobre el sólido.

ÁNGULO DE CONTACTO

Cuando, como es común en el proceso de la flotación, hai tres sustancias en contacto, actúa un sistema de fuerzas como el que se representa en la fig. 2. Si O no se mueve indefinidamente hacia la derecha o la izquierda el equilibrio se establecerá cuando

$$T_{LS} = T_{GS} + T_{GL} \cos \theta$$

$$\cos \theta = \frac{T_{LS} - T_{GS}}{T_{GL}}$$

donde T_{GS} , T_{GL} i T_{SL} son las tensiones interfaciales o presiones que existen respectivamente en los contactos gas-sólido, gas-líquido i sólido-líquido.

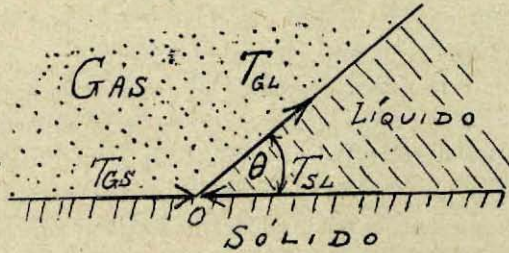


Fig. 2

De la ecuación se deduce la conclusión importante que mientras T_{SL} aumenta con respecto a T_{GS} , el ángulo de contacto disminuye (siempre que el gas i el líquido sean los mismos), o, dicho en otras palabras, el ángulo de contacto indica la tendencia de un fluido a desplazar a otro en la superficie de un sólido.

Los ángulos de contacto del agua i del aire, del aceite i el agua en contacto con alguno de los minerales más comunes han sido examinados; se

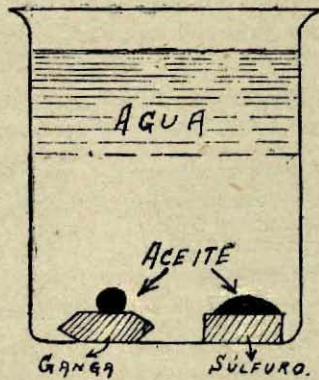


Fig. 3

ha encontrado en general que el ángulo en contacto del aire i el agua es menor para las gangas que para los sulfuros; que el ángulo de contacto aceite-aire es menor para los sulfuros que para las gangas, i menor para cualquier sulfuro que el ángulo de contacto aire-agua con éstos, i que el contacto agua-aceite con los sólidos toma la forma indicada en la figura 3.

Se ha descubierto además que el efecto invariable de aceitar una superficie sólida es la de reducir el ángulo de contacto aire-agua. Este último fenómeno es sin duda alguna ayudado por la reducción de la tensión superficial del agua producida por la contaminación con el aceite. Este efecto se discutirá más adelante.

Las conclusiones que se deducen de los anteriores fenómenos son las siguientes:

- 1.^a Que el agua tiene una menor tendencia a desplazar el aire de la superficie de los sulfuros que de las gangas;
- 2.^a Que la tendencia del aceite a desplazar el aire es mayor en la superficie de los sulfuros que en la superficie de las gangas;
- 3.^a Que el aceite tiende a desplazar el agua de la superficie de los sulfuros i que el agua tiende a desplazar el aceite de la superficie de las gangas;
- 4.^a Que el agua desplaza el aire con mayor facilidad de la superficie aceitada de un sólido que de la superficie limpia del mismo sólido;
- 5.^a Que estas tendencias hacia el desplazamiento de una sustancia por otra son debidas a las tensiones interfaciales o presiones que existen entre las diversas sustancias, i que el resultado de la acción de estas tensiones interfaciales es una manifestación del total de energía potencial del sistema. Si uno de los fluidos al aumentar su contacto con un sólido tiende a disminuir la energía potencial del sistema, éste fluido desplazará otro del contacto con el sólido.

Estas conclusiones sugirieron el siguiente experimento confirmatorio.

Un anillo de 6 a 7 cms., de diámetro exterior i de gravedad específica de 1,38, hecho de un pedazo de tubo de aluminio 0,63 cm., de diámetro fué limpiado con cuidado i flotado sin dificultad sobre una superficie de agua limpia. La forma de la superficie del agua en el punto de contacto del aire

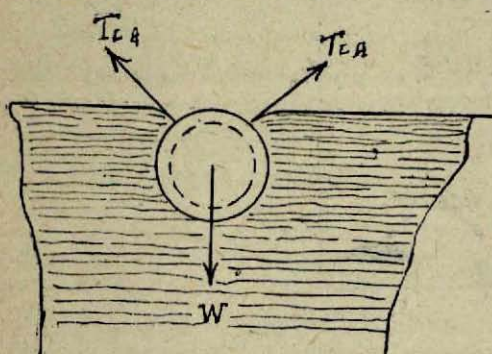


Fig. 4

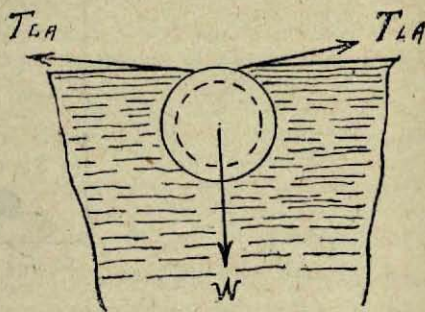


Fig. 5

con el agua se indica en la figura 4. El anillo se aceitó después un poco. El ángulo de contacto del aire i el agua se redujo (véase la figura 5), de tal manera que fué imposible flotar el anillo. Lo mismo pasó, como se suponía, cuando se cambió el anillo por un cilindro del mismo metal. Un

cilindro igual de vidrio hecho de un pedazo de tubo poseia un ángulo de contacto tan pequeño con el aire i el agua que no pudo ser flotado.

ADSORCION

La capa superficial entre dos fases físicas posee ciertas propiedades de densidad i viscosidad, lo mismo que fuerzas aparentes o manifestaciones de energía, que difieren notablemente de aquellas que posee el resto de cualquiera de las dos fases. Bajo el punto de vista filosófico es imposible el considerar que exista una discontinuidad física real en la línea divisoria entre dos medios, o lo que es lo mismo debe existir una capa de transición en extremo fina en la cual se lleva a cabo un rápido, pero continuo cambio en la concentración de los dos componentes. Este cambio en la concentración de un componente en la *interfase* se llama *adsorción* i puede ocurrir aun entre dos fases que de ordinario se supone no se mezclan.

Adsorción en la interfase de un líquido con un sólido puede ser demostrada con el siguiente experimento: Si un sólido que ha sido calentado en el vacío, se introduce dentro de un volumen medido de un gas sobre mercurio en un tubo calibrado, una cierta cantidad del gas será adsorbida como lo demuestra el cambio en la presión i en el volumen del gas con relación al espacio que ocupa anteriormente (1).

Los siguientes hechos o conclusiones adicionales pueden establecerse:

- a) La cantidad de gas adsorbida a una temperatura constante aumenta con la presión;
- b) Esta cantidad es diferente para diferentes gases;
- c) Es diferente para diferentes sólidos;
- d) Aumenta con disminución de temperatura;
- e) Se produce una transformación de energía como lo demuestra el calor desarrollado por la adsorción i que es análogo al fenómeno de Pouillet que se mencionará más adelante;

Se deduce por lo tanto que las capas de gas deben variar en densidad, disminuyendo rápidamente según aumenta la distancia que los separa del sólido. Quincke asume que la densidad de un gas en contacto con un sólido es igual a la del sólido i deduce que la cantidad de gas adsorbido aumenta con la densidad del sólido.

De estos hechos se deduce:

- 1.º Que los gases i los sólidos poseen selección adhesiva i que por lo tanto las burbujas de aire se adherirán con mayor persistencia a algunas sustancias que a otras;
- 2.º Que esta selección adhesiva es una manifestación de que cada uni-

(1) Freundlich: Kapillar Chemie, p. 92.

dad de superficie de un contacto gas-sólido posee una cierta cantidad de energía potencial está sujeta a variaciones;

3.º Que reacciones químicas que disminuyen esta energía potencial son ayudadas por la adsorción.

La adsorción en el contacto de un líquido con un sólido se manifiesta en el vacío donde la fase gaseosa es despreciable, por la manera según la cual el líquido se extiende o se contrae sobre el sólido; o, lo que es lo mismo, en la manera en que el líquido moja o se adhiere al sólido.

Se manifiesta además por una evolución de calor, que se conoce por el nombre de «fenómeno de Pouillet». Un cálculo de la condensación necesaria para producir esta cantidad de calor, en el caso del agua en contacto con el vidrio, indica que la gravedad específica del agua en la capa adsorbida aumenta a 2,1 (1).

La adsorción de un gas en el contacto gas-líquido se indica:

1.º Por su efecto en la tensión superficial. La tensión superficial de una superficie de mercurio recientemente formada no cambia en el vacío, pero se reduce en la presencia de varios gases por espacio de una hora. Es evidente que la densidad de un líquido no puede ser constante en la línea divisoria con un gas, sino tiene que disminuir continuamente hasta coincidir con la del gas;

2.º Por el aumento en el poder solvente de la superficie (2).

3.º En el caso de líquidos contaminados, por la concentración de uno o más componentes del líquido en la superficie de contacto del gas con el líquido. Cada unidad de superficie de esta línea divisoria posee una cantidad de energía potencial que siempre tiende hacia el mínimo. Si por lo tanto la tensión superficial de una solución depende de la presencia de algún componente, se efectuará un cambio tal en su concentración que siempre tenderá a reducir la tensión superficial o, lo que es lo mismo, cualquier componente que reduzca la tensión superficial se encontrará en exceso en la superficie de la solución. Por ejemplo, la tensión superficial del agua es mayor que la del alcohol. Si se deja caer una gota de alcohol sobre una capa fina de agua, el alcohol reduce rápidamente la tensión superficial del agua y esta tiende a separarse del alcohol. Por el contrario, una gota de agua sobre una película fina de alcohol estendida sobre vidrio no se difunde en seguida con el alcohol sino que permanece recojida en forma globular. Si se mezclara, tendería a aumentar la energía superficial del sistema y por lo tanto el agua permanece separada del contacto gas-líquido. La mayor viscosidad de la superficie de una solución comparada con la viscosidad del resto de la solución o con la de un líquido puro, hace mucho tiempo que es conocida (3) por su efec-

(1) Lewis: *Phil. Mag.*, vob. 20 p. 502. (1910).

(2) Pockels: *Nature*, Mar 12, 1891, p. 349

(3) Daniells. *Physics* p. 258.

to amortiguador sobre una aguja magnética jiratoria, i no hai duda que es debida a adsorcion del gas por el líquido en la superficie de contacto. Estrechamente relacionado con este fenómeno está la formacion de películas sólidas i elásticas o de películas mui viscosas en las superficies libres, como, por ejemplo, en el caso de soluciones de peptona i de anilinas. Una característica de una solución de saponina está en la rigidez de su superficie mientras que el interior permanece mas movable (1). La superficie de una solución concentrada i recién formada de fucsina es bastante movable, pero en el curso de unas cuantas horas cambia i su superficie adquiere las propiedades de los sólidos. Resultados similares se obtienen con el metyl-violeta i la peptona. En el caso de esta última sustancia la película es mui elástica. No cabe duda alguna que éste es un caso de verdadera adsorcion. En el caso del cristal-violeta que tiene propiedades mui similares al metyl-violeta, una solución de un gramo por litro reduce la tension superficial de 75 a 69,9 dinas por centímetro. Otras causas que tiendan a la produccion de una película sólida puede que se hallen presentes porque muchas de estas sustancias en soluciones concentradas se convierten en jelatinas i desde el momento que la concentracion del contaminante es mayor en la superficie i la solubilidad tiene tambien un valor diferente, el sólido persiste permanentemente. Una de dos, o un cambio químico irreversible o una trasformacion en una fase mas insoluble en la superficie es la explicacion mas lójica de la persistencia de la espuma en soluciones de albúmina u otras soluciones similares. Las propiedades de tales superficies pasan aparentemente de una manera imperceptible a aquellas de los coloides.

La adsorcion en la línea divisoria entre dos líquidos se evidencia por su efecto sobre la tension interfacial, lo mismo que en el contacto gas-líquido, aunque el fenómeno no se considera jeneralmente como un caso ordinario de solución i es posible que haya que tener en cuenta reacciones químicas en la película de transicion. En las superficies de contacto de un líquido con otro como en las de un líquido con un gas, el fenómeno de la adsorcion frecuentemente produce películas mui viscosas. La presencia de esta película viscosa en la interfase de un aceite con el agua se puede probar fácilmente echando un poco de un aceite trasparente, como la kerosina, vaselina líquida, etc., sobre agua i luego descargando burbujas de un gas a traves del agua, figura 6. La interfase tiene toda la apariencia de una película elástica. Las burbujas al pasar al traves del agua i encontrarse con el lado inferior de la interfase estienden la película (véase H, figura 7), i elevándose mas arrastran consigo una masa de agua rodeada por esta película viscosa. El sistema aparece ahora como se indica en n i se levanta hasta la superficie aceite-agua debido a su menor gravedad específica. Aquí la película, junta con el exceso de agua elevado como se indica en C, se detiene i

(1) Boys Soap Bubbles, p. 115.

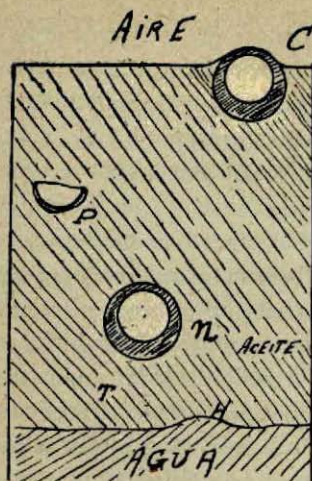


Fig. 6

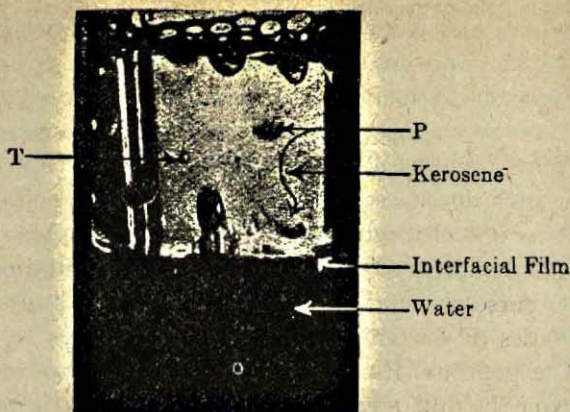


Fig. 7

vuelve a caer a través del aceite, no en forma esférica como sería el caso si la gota de agua no estuviera rodeada por una película viscosa, pero en forma semi-esférica (véase P, figuras 6 i 7), llevando tras de ella una película de contornos irregulares, según se desprendió de la burbuja. Las gotas de agua de forma irregular T, (figuras 6 i 7), son prueba adicional de la alta viscosidad de la película interfacial aceite-agua.

VISCOSIDAD

Un marcado aumento en la viscosidad de las películas interfaciales se produce por la presencia de sólidos en un estado muy fino de división. Este aumento es aparente en el experimento ya descrito i en el cual partículas de sulfuros en un estado muy fino de división se arrojan sobre el aceite, permitiéndoseles que se depositen en la interfase, donde son atrapadas en la película. Cuando burbujas de aire se introducen como antes las gotas de agua que regresan, cubiertas con una película que contiene las partículas sólidas, son mucho más irregulares en su forma que anteriormente, i su coalescencia una vez que llegan a la interfase necesita días i aun semanas. Una prueba aun más convincente del aumento en la viscosidad de una película interfacial lo da el siguiente experimento. Si se hace flotar una aguja en el centro de una superficie de agua pura en un matraz de 10 cms. de diámetro i una astilla de madera se flota cerca de la pared del matraz, se puede hacer jirar a la aguja por medio de un imán sin que se mueva la astilla. Si ahora se arroja sobre la superficie del agua llampos de un mineral cualquiera, toda la superficie i la astilla se mueve como si estuviera rígida.

SUMARIO

La energía potencial en el contacto gas-sulfuro es menor que en el contacto gas-ganga; por lo tanto, las burbujas de aire se adhieren con mayor persistencia a los sulfuros que a las gangas.

El aceite desplaza al agua en la superficie de los sulfuros.

El agua desplaza al aceite en la superficie de las gangas.

El agua desplaza a un gas con mayor facilidad en la superficie aceitada de un sólido que en una superficie limpia.

La adición de cualquier contaminante al agua reduce su tensión superficial.

En una masa de agua contaminada existirá una concentración del contaminante en el contacto aire-agua.

La adsorción en un contacto gas-líquido reduce la tensión superficial i aumenta la viscosidad.

La adsorción en un contacto de un líquido con otro produce una película cuya viscosidad es mayor que la de la masa de cualquiera de los dos líquidos.

La presencia de un sólido en un estado de división fino produce un marcado aumento en la viscosidad de la película.

LA APLICACION DE ESTOS PRINCIPIOS A LA FLOTACION INDUSTRIAL.—FLOTACION POR LA PELÍCULA

El mineral molido i suspendido en el agua se alimenta despacio i en una dirección que forme un ángulo agudo con una masa de agua en reposo.

Los sulfuros flotan i la ganga se hunde.

Casos posibles:

- 1.º Sulfuros, ganga, agua;
- 2.º Sulfuros, ganga, agua, aceite;
- 3.º Sulfuros, ganga, agua, ácido;
- 4.º Sulfuros, ganga, agua, ácido i aceite.

CASO 1.º *Sulfuro, ganga, agua.*—El factor dominante en la flotación inicial de los sulfuros i la inmersión de la ganga es la diferencia en el ángulo de contacto aire-agua con los sulfuros i la ganga respectivamente. Si la diferencia es grande como sucede con la galena i el cuarzo, la separación es buena. Después que una cantidad considerable de partículas sulfuro ha flotado, si la velocidad de la superficie del líquido se reduce lo suficiente, las partículas se agrupan debido al bien conocido fenómeno de la atracción aparente de partículas flotantes i se forma una espuma (cuya viscosidad i resis-

tencia a la ruptura es mucho mayor que la que poseía la superficie original) i las partículas flotadas son comunes a la inmersión.

CASO 2.º *Sulfuro, ganga, agua i aceite.*—Cuando se añade aceite en este proceso, los fenómenos son completamente diferentes de los producidos por el simple caso de flotación por la película. El aceite se encuentra en la superficie desde el momento que tal concentración tiende a reducir la energía superficial del sistema. La absorción del aceite en el contacto gas-agua da por resultado la formación de una película viscosa. Al introducirse la mezcla de aceite i agua, sobre la superficie de la masa de agua en reposo, las partículas de sulfuros tienden a migrar hacia esta capa i las partículas de ganga migran hacia el agua, puesto que una partícula de sulfuro en contacto con aceite representa la condición de la menor cantidad de energía que le es permitida a la partícula de sulfuro asumir en el sistema de sulfuro-aceite i agua. Asimismo las partículas de ganga completamente rodeadas de agua representan la condición de la menor cantidad de energía potencial que pueden asumir las partículas de ganga en este sistema. En este caso también la formación de la espuma conteniendo los sulfuros flotados aumenta la estabilidad de la película.

CASO 3.º *Sulfuro, ganga, agua i ácido.*—Los efectos del ácido son:

- a) Disminuir la tensión superficial del líquido;
- b) Disminuir el ángulo de contacto gas-líquido;
- c) Aumentar la viscosidad de la superficie gas líquido. Las disminuciones de a) i b) son más marcadas con las gangas que con los sulfuros. El resultado es que se puede esperar un concentrado más bajo en insoluble que en cualquiera de los dos casos previos, pero con un relave más rico.

CASO 4.º *Sulfuro, ganga, agua, aceite i ácido.*—En este caso se obtiene una combinación de los resultados predichos para los casos anteriores.

FLOTACION POR LA ESPUMA

Para explicar la flotación por la espuma es necesario i suficiente que el gas de cada burbuja esté rodeado por una película de agua contaminada que posea las siguientes características:

- 1.ª Una tensión superficial baja;
- 2.ª Una viscosidad alta;
- 3.ª Una concentración variable del contaminante;
- 4.ª Una adhesión preferencial de la película de la burbuja para con los sulfuros comparada con aquella que posea para las gangas.

Primero se examinarán las condiciones necesarias para la formación de la espuma, o para la permanencia de una película fina. Las soluciones que forma espuma son preeminentemente soluciones acuosas i las propiedades

de la película líquida sólo son determinadas en segundo grado por aquellas del gas.

La durabilidad de una película líquida depende de una o mas de las siguientes condiciones:

1.^a Una tension superficial baja que se ajuste a las condiciones exteriores para que se produzca un equilibrio estable;

2.^a Una viscosidad alta;

3.^a Cambios químicos irrevertibles i la produccion de películas sólidas

Los líquidos puros no producen espuma; por ejemplo el agua o el alcohol. La causa es obvia. Cuando la película disminuye en espesor porque se alarga o porque el líquido se escurre, la tension superficial queda reducida en algun punto a un valor inferior al normal. Apénas esto verificado, las partes mas gruesas i fuertes de la película se separan de las partes debilitadas i la ruptura se produce inmediatamente. Estas desigualdades no serian evidentemente tan marcadas o rápidas en su desarrollo si la tension superficial fuera baja. Un aumento en la viscosidad tambien alargaria el tiempo necesario para efectuar la ruptura de la película. Los líquidos puros no poseen altas viscosidades i bajas tensiones superficiales; pero la condicion mas importante para la durabilidad consiste en añadir un contaminante por medio del cual el equilibrio de las fuerzas en cualquier punto de una película pueda ser restablecido cuando ocurra un cambio en cualesquiera de estas fuerzas. En el caso de un líquido compuesto o solucion este cambio se efectúa por la adsorcion o por un cambio en la concentracion de uno o mas de los componentes de la película.

La tension superficial de una solucion difiere notablemente de aquella del disolvente puro; i en el caso del agua, cuya tension superficial es mayor que la de cualquier líquido comun, aun indicios mui pequeños de una impureza es suficiente para disminuir su tension superficial de una manera considerable.

Considérese una película de agua estirada en un anillo de alambre colocado verticalmente. Si la tension superficial permanece constante como ocurre con el líquido puro cuando su espesor excede de 0,00001 cm., el peso de la parte inferior estiraria la parte superior hasta que la película se rompería. Si el agua contiene algun componente que al migrar de los puntos débiles aumentase la tensión superficial, el equilibrio se restablecería al estirarse una película i en el corrimiento del líquido entre las dos superficies de una película se reduce la cantidad total del contaminante disponible i una reduccion tal de la concentracion i un aumento en la tension superficial se lleva a cabo en efecto i la película permanece estable bajo variaciones considerables de las condiciones externas. La formacion de burbujas como solo resultado de esta variacion de la tension superficial, se ve plenamente en una simple solucion acuosa de jabon o ácido acético. El corrimiento del líquido entre las dos superficies es retardado grandemente por la viscosidad

líquido, una propiedad que puede ser influenciada enormemente por la adsorción superficial de uno o más componentes.

Cuando, por lo tanto, se introducen burbujas de aire en la masa de un líquido que contiene aceite, se forma alrededor de cada burbuja una película líquida cuya tensión superficial es menor i cuya viscosidad es mayor que aquella de la masa del líquido. Algunas de las partículas sólidas de la masa del líquido pasan al interior de la película i son elevadas a la superficie por la burbuja. Desde el momento que hai una concentración de aceite en la película, i desde que la disminución de la energía potencial en el contacto aceite-sulfuro es mayor que en el contacto agua-sulfuro, la capa contaminada desplaza al agua de la superficie del sulfuro i el sulfuro pasa al interior de la película de la burbuja, mientras que la ganga, en la cual el agua desplaza el aceite, permanece en mucho mayor grado en la masa del líquido.

Las burbujas, por lo tanto, que llegan a la superficie contienen un exceso de partículas de sulfuro. Al llegar a la superficie las burbujas del líquido contaminado persisten, debido:

- 1.º A su menor tensión superficial;
- 2.º A su habilidad para ajustar esta tensión a un estado de equilibrio estable; i
- 3.º A su mayor viscosidad que es aumentada enormemente por la presencia de partículas sólidas.

ESPUMA PRODUCIDA POR LA AJITACION MECÁNICA

Los sulfuros i la ganga son ajitados con agua i aceite, con o sin ácido, i luego se les pasa a un cajón que contiene una masa considerable de agua casi en reposo. Burbujas cubiertas con una preponderancia de partículas de sulfuro flotan a la superficie i forma una espuma pesada i persistente. Las partículas de ganga se hunden.

Dos casos se presentan:

CASO 1.º—Sulfuro, ganga, agua i aceite;

CASO 2.º—Sulfuro, ganga, agua, aceite i ácido;

CASO 1.º—*Sulfuro, ganga, agua i aceite.*—Cuando esta mezcla se ajita, se introduce aire mecánicamente en forma de burbujas. En la superficie de cada burbuja en la masa hai un contacto de un gas con un líquido contaminado i que hace que el contaminante (aceite) sea adsorbido por la superficie de la burbuja i que además produce una película viscosa, a la cual pasan las partículas de sulfuros que circulan en la masa, produciendo una disminución en la energía potencial del sistema. El resultado es que un poco después que la burbuja ha sido introducida en la masa, está rodeada por un armazón compuesta de una película interfacial de aceite i agua i en la cual están atrapadas una cantidad considerable de partículas de sulfuros. La presencia de

partículas sólidas aumenta mucho la viscosidad de la película de la burbuja. Cuando la burbuja con su manto sólido llega al cajon separador o «spitzkasten» se eleva a la superficie; aquí las burbujas persisten o al romperse transfieren su carga a otras burbujas. Esta persistencia de las burbujas es debida a una combinacion de varios factores. Los aceites usados en la flotacion se evaporan por lo jeneral mas despacio que el agua. La tension de la película de la burbuja es menor que la tension de una burbuja de agua pura. La burbuja contaminada se ajusta, dentro de ciertos límites, a su tension sin romperse. La presencia de cierta cantidad de materia sólida aumenta enormemente la viscosidad de la película.

CASO 2.^o—*Sulfuro, ganga, agua, aceite i ácido.*

La adiccion del ácido tiene el doble efecto de disminuir mas la tension
aceite-sólido
superficial i aumentar el racion $\frac{\text{aceite-sólido}}{\text{agua-sólida}}$

El resultado es en jeneral un concentrado mas limpio con o sin un aumento en la cantidad de sulfuro en el relave.

El calentar el agua tiene en algunos casos un resultado beneficioso. Cuando esto tiene lugar es probablemente debido: a *a*) una tension superficial menor que produce por consiguiente una mayor estabilidad en la espuma; *b*) un mayor número de burbujas de aire producidas por el aire expulsado de la solucion; *c*) en el caso de aceites viscosos, por la mayor superficie sobre la cual el aceite se estiende i por consecuencia el mayor número de burbujas con una película viscosa interfacial de aceite-agua; *d*) un probable aumento en la solubilidad del aceite i por consiguiente mayor difusion que produce una adsorcion mas intensiva en las películas de las burbujas.

ESPUMA PRODUCIDA POR EL AIRE COMPRIMIDO.

Los sulfuros i la ganga mezclados con agua i aceite con o sin ácido se introducen en un cajon con un fondo poroso a traves del cual se inyecta aire a presion. Las burbujas de aire se elevan la superficie con una capa de partículas sólidas, en las cuales predominan los sulfuros, mientras que la ganga se hunde.

Los principios fundamentales de este método son iguales a los de la agitacion mecánica. La única diferencia está en el método de introducir el aire. El resultado de esta diferencia es que las burbujas en la masa de agua son mucho mayores que las producidas por el método de la agitacion mecánica. En el primer caso (agitacion neumática) las burbujas llegan a la superficie menos cargadas en proporcion a su área. Las películas de las burbujas son por lo tanto menos viscosas i la espuma menos persistente.

EL PROCEDIMIENTO DE POTTER-DELPAT

Sulfuros i carbonatos, con o sin otros minerales del tipo ganga, son tratados con ácido sulfúrico diluido i caliente. Burbujas de ácido carbónico i de hidrógeno sulfurado se forman i se elevan a la superficie con una capa de sulfuros i allí forman espuma. Aquella parte de la ganga que no se disuelve permanece sumerjida. En este método lo mismo que en los otros en los cuales se produce espuma, se forman burbujas de aire que están rodeadas por películas de agua contaminada. Los contaminantes en este caso son ácido sulfúrico, sulfato de plomo, sulfato de cal i otras sales producidas por la acción del ácido sulfúrico. Los sulfuros pasan a las burbujas porque el sistema compuesto de sulfuros i esta capa contaminada tiene una energía potencial menor que el sistema compuesto del agua i de los sólidos en suspensión en la masa del líquido. Los que primero escribieron sobre este proceso supusieron que la acción selectiva en este caso podía ser debida a una adsorción preferencial del gas en el contacto gas-sulfuro, en oposición al contacto gas-ganga, pero exámenes microscópicos de espumas cargadas de mineral i producidas por este proceso, demostraron que las partículas sólidas en la espuma estaban por completo dentro de las películas i en ningún punto en contacto con el gas. La persistencia de la espuma es debida a los factores ya enumerados con respecto a los otros procesos por la espuma.

Si bien los autores no han recurrido a las fuerzas electrostáticas o a los fenómenos coloidales en esta discusión, ellos reconocen que la energía potencial que existe en los puntos de contacto de sustancias disimilares bien puede incluir a las fuerzas eléctricas i a la migración de las partículas sólidas en suspensión bajo la influencia de cargas eléctricas, similares a la migración de los coloides, i que puede sean responsables de la acción selectiva de las películas de las burbujas. Pero la agitación de la mezcla en los procesos de agitación mecánica i neumática i la generación de ácido carbónico de las partículas de carbonatos en íntimo contacto con sulfuros en el proceso de espuma ácida, son suficientes, en su opinión, para poner toda partícula de sulfuros en contacto con las películas de las burbujas.

Una vez en contacto la adhesión preferencial de la capa contaminada hacia la superficie de un sulfuro en la presencia de agua es suficiente para explicar la unión persistente de los sulfuros a las películas de las burbujas, mientras que por el contrario el desplazamiento de un gas o el aceite por el agua en la superficie de las partículas de ganga explica el por que éstas se mojan i permanecen sumerjidas.



Efecto útil de los obreros de las minas de carbon

El déficit enorme de la producción de hulla en Europa, que alcanzará este año a 150 millones de toneladas, con relación a 1913, es debido a la disminución del número de obreros i a la reducción de su efecto útil. Las cantidades de carbon producidas por un mismo número de obreros difieren considerablemente de una cuenca a otra. Es imposible obtener sobre estos datos rigurosamente comparables, porque las estadísticas mineras son defectuosas.

Sin embargo, las diferencias que se comprueban en la producción por obrero de una a otra cuenca i las variaciones producidas en estos últimos años, son tan importantes que rebasan los errores debidos a la estadística. Esto hace posible deducir algunas conclusiones.

La productividad del obrero depende de numerosos factores que pueden agruparse en tres categorías: 1.^a, el yacimiento; 2.^a, el método de explotación i el herramental; 3.^a, la valía del obrero.

Explicar las diferencias de producción por obrero de un país a otro es un trabajo enorme que se sale de los límites de un artículo de revista.

Me reduciré a establecer i a justificar algunas cifras relativas a 1913, último año normal, i a indicar las variaciones producidas durante los años siguientes.

La producción por obrero es una cantidad que resulta de la comparación de la producción total de una explotación, de una región o de un país i del número de obreros ocupados.

El punto de partida es la *producción*. En algunas regiones el carbon se vende tal como sale de la mina, mientras que en otros pasa, casi en su totalidad, por los talleres de preparación. Existen, por consiguiente, dos clases de producción, diferentes a veces una de otra en un 25 por 100, por ejemplo. El efecto útil del obrero parece menor en donde la preparación de los productos es general, porque los talleres de estrijo i de lavado disminuyen la producción i aumentan el número de obreros. Es imposible tener en cuenta la influencia de la preparación de los carbones, en la estimación de la productividad del obrero, por falta de datos suficientes.

La producción vendible debería servir de base; ella sola es interesante desde el punto de vista económico. Representa la cantidad de combustible vendido, aumentada o disminuida en la diferencia de las existencias. La hu-

lla consumida por la mina misma para las necesidades de la explotacion es comparable a la parte de la recoleccion de granos necesaria para la siembra; no debe tenerse en cuenta para establecer el rendimiento.

Si la cantidad de hulla consumida fuese la misma para todos, bastaria afectar de un coeficiente el efecto útil de los obreros, basado en la extraccion. Pero la igualdad está léjos de existir, i si en Béljica el consumo de las hulleras representa una medida de 10 por 100 de la produccion, en algunas cuencas americanas no es mas de un 1 a un 2 por 100. Así, desgraciadamente, no es posible tomar como base la produccion vendible porque las estadísticas no proporcionan los datos suficientes.

El segundo término de comparacion debe ser el *número de obreros*.

No se trata solamente aquí de los obreros que trabajan en la capa, cuyo rendimiento es una de las características importantes de una explotacion, sino de todos los obreros del interior i de la superficie reunidos. Si se considera el conjunto de los obreros, es para darse cuenta de la capacidad de produccion de una poblacion obrera determinada; lo es igualmente para apreciar la disminucion de la produccion resultante de la disminucion de la poblacion obrera.

El número de una explotacion o de una cuenca no es jeneralmente conocido; varia, en total, de un dia a otro. Las listas de jornales no dan sino el número de jornales efectuados.

En algunos paises, las jornadas de salarios no son jornadas de presencia, porque las prolongaciones de la duracion de trabajo se cuentan por cuartos de jornal, medios, etc. Sin embargo, desde que las leyes que limitan la duracion del trabajo en las minas han suprimido en varios paises las prolongaciones de jornadas, el número de jornadas dado por las estadísticas es una medida bastante exacta i bastante uniforme de la cantidad de trabajo. Se deduce de aquí la produccion por obrero i por jornada de presencia. Este dato puede ser comparado de un pais a otro.

Dividiendo el número de jornadas hechas en una explotacion por el número de dias de extraccion, se obtiene un número ficticio de obreros.

Dividiendo la produccion anual por este número ficticio de obreros, se obtiene un rendimiento anual por obrero. Esta cifra es, aproximadamente, el producto del rendimiento diario del obrero por el número de jornadas de extraccion. No está establecido de la misma manera en todos los paises, i por consiguiente, no es rigurosamente comparable.

La produccion anual por obrero es una estadística importante que depende del rendimiento por jornada, del número de dias de extraccion i de la asiduidad de los obreros al trabajo.

Los resultados de las investigaciones sobre el rendimiento de los obreros mineros en los diferentes paises están consignados en el cuadro siguiente

CUADRO I

PRODUCCION MEDIA POR OBRERO EN LAS PRINCIPALES CUENCAS HULLERAS
DEL MUNDO EN 1913

CUENCAS HULLERAS	Produccion media por obrero del interior i de la superficie reunidos (tons. métricas)		Número medio de dias de trabajo por obrero en 1913.
	Por jornada	Por año	
BÉLGICA.....	0,53	157	280
Yacimiento de Mons.....	0,46	136	282
Centro.....	0,54	158	285
Charleroi.....	0,57	170	290
Namur.....	0,57	174	289
Lieja.....	0,55	156	292
FRANCIA.....	0,70	203	291
Valenciennes.....	0,73	209	287
Norte.....	0,66	200	303
Paso de Calais.....	0,75	213	284
SARRE.....	0,79	246	310
LIMBURGO HOLANDÉS.....	0,82	229	279
ALEMANIA.....	0,93	300	323
Baja Silesia.....	0,62	198	321
Alta Silesia.....	1,14	357	312
Rhin.....	0,88	289	327
REINO UNIDO.....	1,02	263	258
Escocia... Este.....	1,47	375	256
Oeste.....	1,11	275	249
Northumberland.....	0,98	247	252
Durham.....	1,01	255	254
Yorkshire.....	1,08	275	256
Lancashire, Cheshire.....	0,91	231	254
Derby, Nottingham, Leicester.....	1,22	308	253
Stafford, Shropshire, Warwicks, Worcester.....	0,99	248	252
Pais de Gales del Sur y Moumonth.....	0,89	247	277
ESTADOS UNIDOS.....	3,27	759	223
Pensilvania.....	3,78	914	252
Virginia occidental.....	3,34	887	266
New River.....	3,08	764	248
Pocahontas.....	4,01	938	234

BÉLGICA

La estadística de las industrias extractivas está formada según reglas ya espuestas.

La producción neta es la producción total, deducción hecha de las pérdidas de escojido i lavado, i el número de jornadas, de que se deduce la producción por jornada, es el número total de días de presencia.

El número de obreros que sirve de base al cálculo del rendimiento anual por cabeza es la media de los números de obreros ocupados durante cada uno de los días de extracción del año.

El número de días de extracción en 1913 fué inferior en unos diez al de los años anteriores a causa de la huelga general del mes de Abril de aquel año.

Las diferencias de efecto útil son tan grandes de una mina a otra, que es necesario completar las medias por el detalle.

En el cuadro II el efecto útil del obrero por jornada i por año es dado por cada concesión (en este extracto hemos reducido el cuadro, que es extensísimo, a las medias de las varias concesiones de cada cuenca) al lado de la potencia media de las capas explotadas, que es un elemento importante de la cuestión.

CUADRO II

RENDIMIENTO POR DÍA DE PRESENCIA I POR AÑO I POTENCIA MEDIA DE LAS CAPAS ESPLOTADAS, AÑO 1913

CUENCAS	Producción en toneladas por obrero		Potencia media de las capas explotadas en centímetros.
	Por día de presencia	Por año	
Mons.....	0,46	136	57
Centro.....	0,54	158	64
Charleroi.....	0,57	170	69
Namur-Huy.....	0,53	160	69
Lieja Seraing.....	0,56	170	75
Lieja-Jemeppe.....	0,46	139	64
Lieja (Ans).....	0,48	146	61
Lieja-Herstal.....	0,55	165	55
Lieja (Herve).....	0,65	196	65

La potencia media de las capas está determinada, teniendo en cuenta el tonelaje neto extraído i de la superficie efectivamente explotada i adoptando por densidad media del carbon en roca la cifra de 1,35.

La relacion entre el efecto útil del obrero i la *potencia media neta* de las capas muestra singulares anomalías, especialmente en la rejion de Herve i en la de Ans.

La influencia de la potencia de las capas sobre el efecto útil es sensible para los picadores, pero está fuertemente atenuada para el conjunto de los obreros.

La *indicacion i marcha de las capas* tiene igualmente influencia en la productividad de los obreros.

La comparacion entre las hulleras II, III i IV del cuadro III (prescindimos de este cuadro) indica la influencia del *lavado del carbon* sobre el rendimiento por obrero i sobre el precio de venta.

Otros elementos intervienen igualmente: tales como *la dureza de la capa i la naturaleza de los terrenos de caja*. El cuadro IV (prescindimos de este cuadro) se refiere a dos hulleras que producen unas 300,000 toneladas en un yacimiento de poca inclinacion. La potencia de las capas es sensiblemente la misma. Los productos son lavados casi en la misma proporcion i el precio de venta es prácticamente igual. Las productividades por obrero picador están casi en la proporcion de 2 a 1. Evidentemente, esta diferencia puede provenir en parte de la organizacion del trabajo porque la tarea impuesta al picador talvez no sea la misma en una i otra parte.

En conjunto, la productividad del obrero es mui pequeña en las cuencas belgas a causa de la naturaleza especial de la formacion cuyas capas estan plegadas i trastornadas, del poco espesor de las capas explotables, de su naturaleza grisosa, de la gran division de la propiedad minera i de la gran antigüedad de la mayoría de las explotaciones cuyas consecuencias son la exajerada profundidad de extraccion i la escasez de herramental mecánico para el arranque.

A pesar de las mejoras continuamente aportadas a la maquinaria, el rendimiento de los obreros tiene mas bien una tendencia a disminuir. La potencia media de las capas explotadas tiene casi siempre el mismo valor. Los progresos del estrío i del lavado de los carbones disminuye de una manera artificial la produccion i por consecuencia el rendimiento por obrero; la proporcion de los obreros del interior con relacion al conjunto del personal de las hulleras es relativamente constante: de 1883 a 1913, ha descendido de 76 a 73 por 100. La proporcion de los obreros de la capa en el conjunto del personal obrero, no ha variado mucho mas: de 1889 a 1913, ha pasado de 18,7 a 17,1 por 100. La explotacion de las minas se complica cada vez mas; las medidas tomadas para disminuir el riesgo de los accidentes toma cada dia mayor importancia; la profundidad de los trabajos aumenta; los talleres de la superficie se multiplican.

Pero en todas las partes de la explotación, la disminución de la producción que debiera acentuarse, ha podido ahora ser contrarrestada por los progresos realizados en el material.

Durante los años de guerra el rendimiento por obrero ha descendido en más de un 10 por 100. En 1917, la producción por obrero día no fué más que de 0,45 toneladas. Esta disminución se ha manifestado en todas las cuencas hulleras; es en parte consecuencia de la disminución de la extracción.

La disminución del rendimiento diario de los obreros del *Borinage*, desde 1914, es de 10 por 100. En el *Centro*, fué de 14 por 100 en 1917, i ha vuelto a 10 por 100, próximamente. En *Charleroi* el efecto útil diario ha disminuido en 16 por 100, i en Lieja en más de 18 por 100. Las causas generales de la disminución del rendimiento son bien conocidas, pero las circunstancias que explican las diferencias de una cuenca a otra están bastante oscuras.

FRANCIA

Los datos publicados son la producción, deducidas las pérdidas de escojido i lavado i, el número de jornadas de trabajo. No se da ninguna indicación sobre el procedimiento estadístico.

Para la *Cuenca de Valenciennes*, los resultados son los siguientes:

	1912	1913
Número de jornadas por obrero.....	290	287
Producción por obrero i por año (toneladas).....	217	209
Producción por obrero i por día (toneladas).....	0,75	0,73

N

DEPARTAMENTO DEL NORTE

AÑOS	Producción por obrero	
	Por año	Por jornada
1893.....	226	0,80
1898.....	253	0,79
1903.....	215	0,73
1908.....	204	0,67
1913.....	200	0,66

La disminucion del rendimiento por obrero está bien marcada ántes de la guerra.

El arranque mecánico es excepcional. En 1913 se emplearon cinco escavadoras mecánicas i 114 martillos-picadores.

Las capas esplotadas varian de 2 metros a 0,40; su potencia media es de 0,86 metros.

Las cantidades de carbon lavado representan el 53 por 100 de la produccion bruta. El consumo para el servicio de las minas es del 10 por 100 de la produccion.

DEPARTAMENTO DEL PASO DE CALAIS

AÑOS	Produccion por obrero	
	Por año	Por jornada
1893.....	208	0,81
1898.....	277	0,90
1903.....	246	0,83
1908.....	216	0,76
1913.....	213	0,75

La disminucion del rendimiento está ménos acentuada que en el Norte ántes de la guerra.

Las escavadoras mecánicas son poco empleadas, pero se cuenta con 1,200 martillos picadores. El carbon arrancado mecánicamente representá el 3 por 100 aproximadamente de la produccion.

La potencia media de las capas fué de 1,06 metros en 1912.

La potencia media de las capas fué de 1,12 metros en 1905.

La potencia media de las capas fué de 1,23 metros en 1900.

La proporcion del carbon que pasó por el lavadero, es de 30 por 100 de la produccion bruta.

El consumo para el servicio de las minas es de 7,8 por 100 de la produccion.

Desde 1914, la disminucion del efecto útil del obrero minero se ha hecho alarmante en Francia; llega en algunas hulleras del Paso de Calais a un 50 por 100 i seria de un 25 por 100 para el conjunto de las minas francesas. El Gobierno acaba de instituir, con el concurso de la *Societé de l'Industrie Minérale*, diversas comisiones para estudiar la cuestion.

PAISES BAJOS

Los datos suministrados por la estadística anual son la producción neta, el número medio de obreros, i desde 1913, la producción media diaria por obrero ocupado en las minas en explotación. No se da ninguna indicación sobre la manera cómo se establecen estas cifras.

Producción por obrero en toneladas:

AÑOS	Jornada	Anual
1913.....	0,82	222
1914.....	0,73	200
1915.....	0,78	227
1916.....	0,78	225
1917.....	0,68	201

La memoria referente a las minas del Estado dá el rendimiento por obrero i por día (en toneladas).

AÑOS	Mina Wilhelmina	Mina Emma
1912.....	0,83
1913.....	0,78
1914.....	0,81	0,42
1915.....	0,86	0,59
1916.....	0,79	0,56
1917.....	0,80	0,52

La mina *Emma* está todavía en período de preparación.

Las capas explotadas en el Limburgo holandés se presentan un poco inclinadas i regulares i su potencia es aproximadamente de un metro. Los terrenos de caja son buenos.

La disminución de la producción por obrero comprobada durante la guerra, es la consecuencia del empleo, en las hulleras, de obreros, que no han hecho ningún aprendizaje.

REINO UNIDO

La estadística inglesa, poco detallada i sin esplicaciones, proporciona la suma de la producción i del número de obreros ocupados, tanto en el interior como en la superficie de las minas de hulla.

El *Coal Controller* ha publicado una serie de memorias dando datos sobre la producción media por obrero en las distintas cuencas del Reino Unido, desde 1913 a 1918, i durante los cuatro primeros meses de 1919.

El efecto útil del obrero por jornada de trabajo ha descendido en casi todas las cuencas en 1914; se ha elevado en 1915 i ha sido normal en 1916; ha descendido en 1917 i 1918 i sobre todo en los primeros meses de 1919. La producción por jornada de obrero es actualmente inferior a la tasa normal en un 11 por 100 (el artículo de M. Delmer es anterior al establecimiento de la jornada de siete horas).

El rendimiento anual del obrero ha bajado bastante fuerte en 1914, porque el número de días de extracción no ha llegado a la cifra habitual. El rendimiento se ha elevado en 1915 i sostenido en la misma proporción en 1916. La producción por obrero disminuye con relación a la de 1916, en un 6 por 100 para 1917 i en un 12 por 100 para 1918. Esta disminución llega a 18 por 100 para las veinte primeras semanas de 1919. El número de días de extracción ha disminuido en 1917 i 1918 i el absentismo ha aumentado.

Así, pues, la reducción del efecto útil del obrero inglés es debido a una triple causa; a la disminución del rendimiento diario del obrero; a la disminución del número de días de extracción i al aumento del absentismo.

Sir R. Redmayne, inspector jefe de minas, atribuye la disminución del efecto útil del obrero al aumento de los jornales. Ha declarado, en efecto, a la *Coal Industry Commission* que «el número ordinario trabaja con objeto de procurarse una cierta dosis de medios de existencia, i una vez obtenido este resultado, está por completo satisfecho, de donde se saca la conclusión de que cuanto mas elevada sea la tasa de los jornales, menor es el trabajo que le es necesario para conseguir su objeto».

La lei sobre el mínimo de salario, suprimiendo de hecho el estímulo que los obreros tenían en sostener la producción, es una de las causas de la disminución del rendimiento.

La proporción de los obreros picadores disminuye fuertemente algunos días, porque el absentismo, se manifiesta sobre todo en los obreros de la capa; de aquí resulta una disminución de la producción por obrero.

El rendimiento por obrero, las variaciones de este rendimiento desde 1913 i las condiciones del trabajo varían mucho de una cuenca a otra.

En Escocia, la producción por obrero en 1913 ha variado según los condados, de 240 a 267 toneladas. La potencia media de las capas es en el Este

de 1,35 metros en la Cuenca de Clyde i de 1,25 en Fiteshire i, en el Oeste, de 1,75 metros en Ayreshire.

El arranque mecánico representa el 20 por 100 de la producción.

La pérdida por lavado de los carbones es de $4\frac{1}{2}$ por 100 de la extracción bruta, i el consumo propio de las hulleras es de $9\frac{1}{2}$ por 100 de la producción.

En la cuenca del Este de Escocia, donde los rendimientos son elevados, la disminución de la producción por jornada de obrero se ha marcado desde el año 1914, i se mantiene bastante constante hasta ahora.

En la cuenca del Oeste de Escocia el efecto útil diario del obrero no ha descendido sino desde el año 1917.

En las cuencas del Norte de Inglaterra (*Northumberland, Durham*) la potencia media de las capas explotadas varia entre 1 metro i 1,55 metros. El arranque mecánico representa tan solo el 6 por 100 de la producción. Las pérdidas de lavado son de 2,85 por 100 de la producción i el consumo no pasa de 5 por 100 de la producción neta.

La disminución del rendimiento por obrero es grande en las cuencas del Norte; llega actualmente a 15 por 100 por jornada de obrero i representa 20 por 100 de la producción anual por obrero. El absentismo ha aumentado excesivamente.

En el *Yorkshire* i el *Centre Nord*, las capas explotadas tienen una potencia media de 1,20 metros. El 10,3 por 100 de la producción fué arrancado en 1913, por medios mecánicos. Las pérdidas de lavado representan el 3 por 100 de la extracción. El consumo de las hulleras representa el 6,20 por 100 de la producción neta.

El rendimiento diario del obrero se mantiene mejor que en las cuencas del Norte, pero la producción anual está afectada considerablemente por el absentismo.

En el *Lancashire*, la potencia de las capas explotadas varia de 0,60 metros a 1,50 metros. El arranque mecánico representa un 7,8 por 100 de la producción. Las pérdidas del lavado son un 3 por 100 de la extracción. El consumo de las hulleras es de $8\frac{1}{2}$ por 100 de la producción.

La disminución del rendimiento diario falta poco para que alcance el 20 por 100.

En el *Sur del Pais de Gales*, la potencia media de las capas es de 0,90 metros en el borde Norte de la cuenca i de 1,30 metros en el borde Sur. Solamente el 1,2 por 100 de la producción es arrancado mecánicamente. Las pérdidas por lavado sólo representan el $1\frac{1}{2}$ por 100 de la extracción; el 6 por 100 de la producción se consume en las hulleras.

El rendimiento por jornada sólo ha disminuido en un 5 por 100.

La reducción de la producción ha tenido por causa principal el absentismo.

En las cuencas del Centro, Derby, Stafford, etc., la potencia media de las capas explotadas es de 1,20 a 1,50 metros. El 4 por 100 de la produc-

cion es arrancado por medios mecánicos. La pérdida de lavado es de $2\frac{1}{2}$ por 100 de la extraccion. Las hulleras consumen 6,2 por 100 de su produccion.

Las variaciones del efecto útil del obrero son las mismas que en las otras cuencas.

ALEMANIA

Los datos proporcionados por la estadística son: el número de obreros, el número total de jornadas, el número de jornadas por obrero, la produccion neta, la produccion anual por obrero, i, por fin, la produccion diaria por obrero.

El número de obreros de las hulleras (comprendiendo las dependencias inmediatas) se calcula mensualmente, dividiendo el número de jornadas de presencia por el número de días laborables, i la media de los doce meses da el número buscado.

Este procedimiento estadístico ha sido adoptado desde 1912, i, por consiguiente, hace falta tener en cuenta el cambio de procedimiento cuando se examinan las variaciones del rendimiento durante los últimos años.

El procedimiento adoptado en Alemania en 1912 es muy parecido al aplicado en Bélgica. La evaluacion de la produccion por obrero está basada en dos cantidades: la produccion neta de carbon i el número de jornadas de presencia de los obreros.

AÑOS	Alta Silesia		Baja Silesia		Distrito de Dortmund		Minas del Estado en el Sarre o Saar	
	Por año	Por día de presencia	Por año	Por día de presencia	Por año	Por día de presencia	Por año	Por día de presencia
1912.....	349	1,13	197	0,62	286	0,88	238	0,79
1913.....	357	1,14	198	0,62	289	0,88	246	0,79
1914.....	310	1,02	189	0,60	264	0,84	231	0,76

El número de jornadas de trabajo por año es mucho mas elevado en Alemania que en los otros países, porque los obreros dan frecuentemente jornales suplementarios. La lei no opone mas que una restriccion: que al comienzo de la jornada, tanto normal como suplementaria, tiene que preceder un descanso de ocho horas por lo ménos.

La potencia media de las capas explotadas en Westfalia es de un metro próximamente, i en la Alta Silesia es mucho mayor todavía.

El rendimiento por obrero ha disminuido mucho desde la guerra.

Los resultados del año 1918 en la cuenca del Rhin acusan un déficit de mas de 15 por 100 i parece ser que la situacion se ha empeorado gravemente en 1919.

ESTADOS UNIDOS

La estadística oficial da el número medio de los dias de trabajo por año, las producciones anuales i diarias por obrero. Estos datos se refieren al conjunto del pais, a cada estado i a cada condado.

Ninguna indicacion se da respecto a la manera cómo se obtienen estas cifras.

Tomamos de la estadística únicamente los datos relativos a las minas de carbon bituminoso, porque las minas de antracita se hallan en condiciones especiales.

Los Estados de Pensilvania i de Virginia occidental son los mas importantes por su produccion. En el segundo de estos Estados, los distritos de Pocahontas i de New-River, presentan un interes especial porque suministran casi la totalidad del carbon esportado por mar.

La produccion diaria aumenta en los Estados Unidos. Este aumento es debido, segun el redactor de la estadística, al empleo, cada vez mas jeneralizado, de escavadoras mecánicas i al aumento del rendimiento de estas escavadoras.

La produccion anual por obrero varia mucho con el número de dias de trabajo.

AÑOS	Produccion por obrero en toneladas		Número de dias de trabajo	Proporcion del carbon arrancado mecánicamente %
	Por jornada	Por año		
1902.....	2,74	638	225	28
1908.....	3,03	584	193	35
1913.....	3,27	759	232	51
1914.....	3,37	657	195	52
1915.....	3,55	720	203	55

El lavado de carbon bituminoso es todavía poco corriente en los Estados Unidos. En 1913, solamente el 5 por 100 de la produccion pasó a los lavaderos.

En *Pensilvania* la produccion por obrero fué la siguiente:

AÑOS	Produccion por obrero en toneladas		Número de días de trabajo	Proporcion del carbon arrancado mecánicamente
	Por jornada	Por año		
1908.....	3,18	640	201	45
1913.....	3,42	915	267	53
1914.....	3,40	728	214	54
1915.....	3,63	821	226	56

La potencia de las capas explotadas varia de 1,50 m a 2,70 m. El yacimiento es explotado casi todo él por socavones o a pequeña profundidad; las capas son poco inclinadas i mui regulares. El carbon es naturalmente limpio. El $3\frac{1}{2}$ por 100 de la produccion se lava. Estas condiciones escepcionalmente favorables permiten la jeneralizacion de los medios mecánicos para el arranque y el transporte del carbon.

2,3 por 100 de la produccion es consumido por las minas.

En *Virginia Occidental*, el rendimiento del obrero es todavía mas elevado que en *Pensilvania*.

AÑOS	Produccion por obrero en toneladas		Número de días de trabajo	Proporcion del carbon arrancado mecánicamente %
	Por jornada	Por año		
1908.....	3,61	668	185	40
1913.....	3,70	864	234	55
1914.....	4,10	824	201	59
1915.....	4,44	923	208	60

Los dos distritos mas importantes desde el punto de vista de las exportaciones marítimas, los de Pocahontas i de New-River, están situados en *Virginia Occidental*. Producen unos de los carbones mas puros de los Estados Unidos, excelentes para vapor, para coquizar i para calefaccion doméstica.

DISTRITO DE NEW-RIVER

AÑOS	Produccion por obrero en toneladas		Número de días de trabajo
	Por jornada	Por año	
1913.....	3,09	764	247
1914.....	3,46	694	201
1915.....	3,72	825	222

Potencia de la capa mas activamente explotada= 1,05 m.

DISTRITO DE POCAHONTAS

AÑOS	Produccion por obrero en toneladas		Número de días de trabajo
	Por jornada	Por año	
1913.....	4,01	938	234
1914.....	4,92	909	185
1915.....	4,85	1,044	215

Potencia de la principal capa explotada= 1,80 m.

En Virginia Occidental i especialmente en los dos distritos ya citados, la formacion es regular. Las explotaciones se agrupan en los valles en donde las ondulaciones de las capas, combinadas con la topografia de la superficie, han conducido al afloramiento de capas gruesas i puras, a media ladera. El carbon se desmenuza, lo cual disminuye su valor, pero es favorable a un gran rendimiento por obrero.

El consumo de las hulleras no representa sino el 1,9 por 100 de la produccion.

CONCLUSION

La produccion por cada obrero varia en la proporcion de 1 en Bélgica, a 6,17 en los Estados Unidos. Así progresivamente, un obrero americano produce mas en un dia, que un obrero belga durante los seis dias de la semana. En los Estados Unidos, los 150,000 obreros belgas producirian mas de 100 millones de toneladas de hulla en vez de 22 millones.

Las diferencias de efecto útil no provienen del valer de los obreros. Comparando los dos términos extremos de la serie, se comprueba que los obreros belgas tienen una habilidad i un apego al trabajo que no se encuentra en ningún otro país, mientras que una gran diversidad i sobre todo una gran inhabilidad caracteriza a la población obrera americana. M. Watteyne comprobaba hace algunos años, que el rápido aumento de la producción en los Estados Unidos ha necesitado el reclutamiento de obreros de todos los países, la mayor parte de los cuales no tenían la menor noción del trabajo de las minas. Es verdad que la preocupación de producir mucho i barato tiende a hacer pasar a segundo término las cuestiones referentes a la seguridad i a la explotación previsora del yacimiento.

La maquinaria tiene evidentemente gran influencia sobre el rendimiento del obrero. Se observa, respecto a esto, que el maquinismo está más desarrollado en las explotaciones belgas que en las minas americanas. La prueba es que las hulleras consumen 10 por 100 de su producción en Bélgica, en lugar de 1 a 2 por 100 en los Estados Unidos. Desgraciadamente, en aquella, la fuerza mecánica se gasta en los servicios accesorios de transportes, extracción i desagüe.

No puede sustituir, a causa de la gran irregularidad de las capas, al trabajo de los obreros picadores como en los Estados Unidos.

En definitiva, la naturaleza del yacimiento es la que explica la gran desigualdad del efecto útil del obrero. Los factores del rendimiento que dependen del hombre, es decir, del valer del obrero, i el material, tienden más bien a restablecer la igualdad.

El efecto útil del obrero ha descendido en casi todos los países durante la guerra, salvo en los Estados Unidos. Esta disminución del rendimiento es un desastre para el Reino Unido i Francia. Si la situación no mejora, Alemania no podrá cumplir las cláusulas del Tratado de paz que la obligan a suministrar carbón a Francia, Italia i Bélgica. La reconstitución industrial de estos países se facilitaría grandemente si la producción de carbón volviese a ser normal. La potencia industrial de los Estados Unidos descansa, sobre todo, en la formidable capacidad de su industria carbonera que, lejos de disminuir, ha aumentado durante la guerra.

A. DELMER,
Ingeniero de Minas.



Primer año de Lixiviación en la New Cornelia Copper Co.

POR

Henry A. Tobelman (1) B. S., i Juan A. Potter (2) Ajo, Ariz.

CONTENIDO

1. Introduccion.
2. Trituración.
3. Lixiviación.
4. Reducción.
5. Precipitación electrolítica.
6. Eliminación de solución para purificar el electrolito.
7. Recuperación del cobre contenido en la solución eliminada.
8. Resolución del cobre cementado.
9. Sumario.
10. Apéndice.

I. INTRODUCCION

La ubicación, modo como se presenta el mineral i ensayos preliminares que condujeron al desarrollo del actual procedimiento de lixiviación i construcción del plantel existente en el mineral de la New Cornelia Copper Co., en Ajo, han sido descritos en trabajos anteriores presentados al Instituto i en discusiones abiertas sobre la materia (3). Baste decir que las experiencias, cuya exposición constituye el tema del presente trabajo se iniciaron a principios de Julio de 1912 i se continuaron hasta fines de Enero de 1916. Después de los ensayos en pequeña escala realizados en Douglas se procedió a la construcción de un plantel para 1 ton., en la mina i posteriormente se hizo funcionar el plantel para 40 ton., durante 14 meses. Durante el período mencionado se beneficiaron en total por vía de experimentación alrededor de 15, 000 toneladas de mineral i los que tuvieron a cargo la dirección de estos trabajos llegaron a la conclusión de que el último procedimiento desarrollado era correcto en principio. De acuerdo con esta con-

(1) Metalurjista, New Cornelia Copper Co.

(2) Superintendente del plantel de lixiviación, New Cornelia Copper Co.

(3) Stuart Croasdale: Leaching Experiments on the Ajo ores. Trans. (1914), 49, 610. Ira B. Joraleman: The Ajo Copper Mining District. Trans. (1914), 49, 593. L. D. Ricketts: Some Problems in Copper Leaching. Trans. (1915), 52, 737. H. W. Morse and H. A. Tobelmann: Leaching Tests at New Cornelia Trans. (1916), 55, 830.

clusion se ha construido un plantel con capacidad para 5,000 toneladas, el cual ha estado en marcha durante un año hasta la fecha en que se escribió el presente trabajo. Nos proponemos describir en las líneas siguientes los resultados que se obtuvieron en ese primer año de operaciones, las dificultades con que se tropezó i las medidas adoptadas para salvarlas. En el presente artículo tendrán oportunidad los que se interesan por estos asuntos, de comparar los resultados de los esperimentos que se han descrito con los que se obtienen en el funcionamiento de un gran plantel.

La instalacion se terminó el 1.º de Mayo de 1917 i la primera carga de mineral quedó terminada el 17 de Mayo i el 1.º de Junio el gran volumen de solucion proveniente del proceso habia alcanzado saturacion en cobre suficiente para poner en marcha la planta de electrolisis. El 18 de Junio se despachó para el Este el primer carro de cátodos para fundirlos i fabricar las barras finales.

He aquí el procedimiento seguido:

1.º Arranque del mineral mediante palas a vapor. El tamaño máximo de los trozos se halla determinado por la capacidad del receptáculo de la pala.

2. Transporte de los minerales en carros que deben soportar el rudo servicio i descargar libremente cualquier trozo que quepa en la pala.

3.º Alimentacion de las chancadoras directamente de los carros, evitando almacenaje de minerales. Las chancadoras deben recibir trozos de cualquier tamaño que hayan sido conducidos por los carros.

4.º Trituracion del mineral desde el tamaño con que entró en las palas de vapor hasta $\frac{1}{4}$ de pulgada mas o ménos.

5.º Lixiviacion del mineral chancado durante 8 dias empleando sistema de contracorriente i circulacion ascendente, i como disolvente ácido sulfúrico con sólo la cantidad de sulfato férrico que es inherente al proceso.

6.º Reduccion de las sales férricas que quedan en las soluciones neutras de los estanques de lixiviacion mediante anhídrido sulfuroso.

7.º Precipitacion electrolítica de una parte del cobre existente en la solucion sometida a la reduccion, la cual se vuelve a emplear otra vez como solucion lixivadora.

8.º Descarga continúa de la porcion de solucion que sea necesario eliminar de las soluciones neutras a fin de evitar que se saturen éstas con otros sulfatos distintos del de cobre.

9.º Recuperacion del cobre contenido en la solucion eliminada precipitándolo en forma de cobre cementado con fierro viejo.

10. Tratamiento de una porcion de este cobre cementado con solucion de la casa de electrolisis con el fin de reincorporar el cobre en la solucion circulante i reducir una parte del sulfato férrico.

TABLA I.—RESÚMEN DE LOS RESULTADOS I.º DE MAYO, 1917 a I.º DE MAYO, 1918

Tonelaje total de mineral seco enviado al plantel de lixiviación.....	1,345,000
Número total de estanques cargados.....	269
Lei total de cobre, en por ciento.....	1.631
Lei de cobre soluble, en por ciento.....	1.577
Lei de cobre insoluble, probablemente en estado de sulfuro.....	0.054
Por ciento medio de mineral sobre tamiz de 4 mallas.....	41.9
Por ciento medio de mineral que pasa por tamiz de 20 mallas.....	19.1
—————	
Número total de estanques desripiados.....	259
Promedio de humedad en los rípios, en por ciento.....	11.1
Contenido total de cobre en los rípios, en por ciento.....	0.338
Contenido de cobre en rípios lavados en el laboratorio, en por ciento.....	0.254
Cobre soluble en agua contenido en los rípios, en por ciento ..	0.084
Cantidad media de libras de cobre contenidas en 1 tonelada de rípios.....	1.6
—————	
Duración media de la lixiviación, en días.....	9.7
Gasto medio en galones por minuto que pasa a través del mineral.....	1,069
Circulación en estanques, galones por minuto.....	4,500
Peso específico medio de la solución neutra («neutral advance»).....	1,344
Porcentaje medio de ácido sulfúrico libre que va al mineral mas viejo.....	2.85
Porcentaje medio de ácido sulfúrico en la solución que sale del mineral mas fresco.....	0.5
—————	
Gasto medio en galones por mineral que pasa por las torres...	1,005
Porcentaje total de fierro contenido en la solución neutra («neutral advance») que va a las torres.....	2.36

Porcentaje de fierro en estado de combinaciones férricas contenido en la «solucion neutra» que va a las torres.....	1.06
Porcentaje de fierro en estado de combinaciones férricas contenido en la «solucion neutra» que sale de las torres.....	0.46
Número de tostadores en servicio	3
Tonelaje medio de mineral tostado por dia.....	68.5
Porcentaje medio de azufre contenido en el mineral.....	42.7
Porcentaje medio de azufre en los tostados.....	7.1
Porcentaje medio de anhídrido sulfuroso en el gas de las torres.....	8.1
Porcentaje medio anhídrido sulfuroso en el gas que sale de las torres.....	1.9
Consumo medio de azufre por libra de fierro férrico reducido, espresado en libras.....	0.57

Gasto medio en galones por minuto que pasa por la casa de electrolisis.....	1,005
Porcentaje medio de cobre contenido en la solucion que entra a la casa de electrolisis («tank-house»).....	3.01
Porcentaje medio de cobre en la solucion que sale del «tank-house».....	2.53
Porcentaje medio de cobre estraído de la solucion por el «tank-house».....	0.48
Porcentaje medio de fierro férrico en la solucion que entra al «tank-house».....	0.45
Porcentaje medio de fierro férrico en la solucion que sale del «tank-house».....	0.99
Porcentaje de la oxidacion teórica.....	65.6
Promedio de densidad de corriente en amperes por pié cuadrado.....	6.6
Promedio de voltaje entre ánodo i cátodo.....	2.0
Peso medio de los cátodos embarcados en libras.....	127.
Número de estanques con cátodos.....	120
Número de estanques con planchas iniciales.....	23
Número de planchas iniciales fabricadas.....	266,453
Porcentaje de planchas iniciales raspadas.....	11.4
Libras de cobre electrolítico producidas.....	24,400,532
Total de kw-hr. (corriente alterna) imputadas a la electrolisis.....	34,865,096
Libras de cobre por kw-hora. (corriente alterna).....	0.70
Libras de cobre por kw. hora (corriente continúa).....	0.82

Tonelaje total de ácido sulfúrico de 60° B enviado al plan tel.....	59,809
Libras de ácido de 60° B consumidas por tonelada de mineral lixiviada.....	90.3
Libras de ácido de 60°B consumidas por libra de cobre disuelto.....	3.56
Libras de ácido de 100% consumidas por libra de cobre disuelto.....	2.76

Cantidad media de libras de cobre disuelto por tonelada de mineral lixiviado.....	26.06
Porcentaje medio del cobre total disuelto.....	79.89
Porcentaje del cobre total en proceso que se embarca como cobre electrolítico.....	53.70
Porcentaje de la cantidad total de cobre en proceso que se embarca como cobre cementado.....	15.13
Porcentaje de la cantidad total de cobre que queda ligada al proceso.....	10.00
Porcentaje del cobre total que se produce como cobre electrolítico.....	75.33
Porcentaje del cobre total que se produce como cobre cementado.....	24.67

Número total de libras de cobre tratadas.....	43,847,000	100%
Número total de libras de cobre producidas.....	32,392,565	73.88%
Como cobre electrolítico (libras).....	24,400,532	
Como cobre cementado (libras).....	7,992,033	
Total de libras de cobre en solución el 1.º de Mayo de 1918.....	1,902,768	4.34%
<i>Total de cobre no extraído:</i>		
En los rípios, como cobre insoluble.....	6,381,242	14.55%
En los rípios, como cobre soluble en agua.....	2,110,332	4.81%
No considerado.....	1,060,907	2.42%

TRITURACION

El mineral se arranca mediante palas a vapor i se carga i conduce al plantel de beneficio en carros de volcar. La planta de trituracion se halla dividida en dos departamentos, grueso i fino, que están separados o divididos por una tolva de almacenaje con capacidad para 10,000 toneladas. El departamento de trituracion gruesa consiste de una chancadora jiratoria N.º 24 montada sobre una elevado zócalo de concreto. El mineral que sale de esta gran chancadora pasa a 4 chancadoras N.º 8, las cuales lo reducen a trozos de 4 pulgadas (101 mm). Este producto es conducido por dos transportadores de 36 pulgadas (91 cm.), a los buzones de almacenaje. Las poleas terminales de estos transportadores (conveyors), son magnéticas; además cuelgan sobre cada correa poderosos magnetos de 53 pulgadas (134 cm.) Encima de una chancadora jiratoria N.º 24 hai instalada una grúa rodante de 40 toneladas que sirve para mover repuestos i para romper trozos que se aprietan en el depósito de la chancadora. El buzón de almacenaje para 10,000 toneladas que separa la seccion de trituracion gruesa de la trituracion fina, es de acero i se levanta sobre una elevada plataforma de concreto armado. Tiene fondo plano i el mineral se descarga automáticamente sobre una serie de cuatro correas transportadoras de 20 pulgadas, provistas de poleas magnéticas i que depositan el mineral en cuatro unidades trituradoras. Cada una de dichas unidades consiste de tres chancadoras Symons de discos de eje vertical i de 48 pulgadas: estas chancadoras son perfectamente intercambiables. La primera tritura al tamaño de una pulgada i el material obtenido se eleva i se tamiza. El material que atraviesa los tamices sigue su curso sin pasar por las otras dos chancadoras; éstas se emplean para chancar el material que queda retenido en dichos tamices, hasta el tamaño conveniente. Todo el producto triturado se carga sobre un sistema de transportadores de correa que lo llevan a traves de una planta de muestreo hasta los estanques de lixiviacion que constituyen los únicos depósitos de almacenaje para el mineral triturado. Las chancadoras de discos son accionadas directamente por motores de corriente alterna de 75 HP que dan 400 revs. p. m. El árbol motriz es largo, lo que permite instalar los motores en una sala aparte, protejiéndolo de este modo contra el polvo.

En la determinacion del tamaño adecuado al cual hai que triturar el mineral para la lixiviacion, se deben tener en vista dos ideas principales: la extraccion i la percolacion. Miéntras mas grueso sea el producto i menor la cantidad de finos, mayor será la facilidad de circulacion de las soluciones a traves de la carga; pero la extraccion va a variar con el tamaño de las partículas. La extraccion aumenta con la finura del mineral; pero aumentando el grado de fineza se llegará a un punto en que se perjudica la cir-

culacion de las soluciones. La uniformidad de tamaño del producto favorece la circulacion, i en igualdad de otras condiciones, aumenta la extraccion. El mineral que se usó en los primeros ensayos de lixiviacion se trituraba en rodillos, los cuales producian una gran cantidad de finos. Despues se usó una chancadora Symons vertical de disco de 48 pulgadas. En el plantel de 5,000 toneladas, se adoptó este último tipo de chancadora.

La tabla 2 da los análisis de cernido del mineral triturado en Ajo durante el primer año de operaciones i corresponden los resultados a una cantidad de mas o ménos 1.345,000 toneladas de mineral.

La porfirita tiene planos de fractura tales que el mineral se quiebra de preferenciá en trozos aplanados, de modo que la lixiviacion del producto se realiza en mejores condiciones que las que indican las pruebas de cernido. En el mineral de Ajo todos los planos de fractura contienen algo de malaquita i, por consiguiente la trituracion produce «finos» mas ricos en cobre que los «gruesos». La tabla 3 presenta los resultados de un ensaye de cernido de una muestra correspondiente a 150,000 toneladas de mineral tratadas durante el mes de Marzo de 1918. En dicho cuadro se puede ver tambien la distribucion del contenido de cobre.

La mina se trabaja en dos turnos de 8 horas i, puesto que no hai depósito para almacenar el mineral entre la mina i el establecimiento, es claro que la planta de trituracion gruesa debe funcionar durante igual período de tiempo. La planta para trituracion fina corre de 3 p. m., a 7 a. m., tiempo necesario para triturar una carga para un estanque de 5,000 toneladas, pero esta instalacion puede funcionar durante las 24 horas, si se quiere, puesto que entre ámbos departamentos de trituracion hai, como dijimos anteriormente, un buzón de almacenaje. El polvo fino de la planta de trituracion ha producido serias molestias. Este inconveniente se ha subsanado en parte mojando el mineral en los carros al salir de la mina. Ademá se está construyendo actualmente en la planta de trituracion fina un sistema olector de polvo.

El mineral finalmente triturado, es conducido a traves de una planta de muestreo a los estanques de lixiviacion, por un sistema continuo de transportadores de cinta de 28 pulgadas (71 cm.). Hai 12 estanques de lixiviacion dispuestos en dos filas de seis. El pasillo que queda entre las dos hileras de estanques tiene 108 piés (32.9 m.) de ancho i contiene lo que se llama la «construccion central». Esta «construccion central» consiste de seis sólidos machones de concreto armado que soportan vigas enrejadas que atraviesan de machon a machon. Hai dos pisos en dicha construccion: el superior para los transportadores de cinta i el inferior para las canaletas i cañerías que conducen las soluciones. Cada machon consiste de otros cuatro machones mas pequeños cada uno de los cuales soporta una bomba con sus respectivas cañerías de conexion. Debajo de esta «construccion central» i

paralelamente a ella corren dos canaletas de drenaje que conducen las soluciones de los estanques de lixiviacion al depósito de solucion.

TABLA 2.—RESUMEN DE LOS RESULTADOS DE LOS ENSAYES DE CERNIDO CORRESPONDIENTES AL PRIMER AÑO DE MARCHA

MES	3 Mallas %	4 Mallas %	6 Mallas %	8 Mallas %	10 Mallas %	14 Mallas %	+20 Mallas %	-20 Mallas %
Mayo.....	25.8	18.8	14.2	9.7	4.1	3.6	3.6	16.6
Junio.....	15.5	18.6	15.7	11.7	8.1	5.5	4.2	20.7
Julio.....	20.6	18.8	14.9	9.7	7.5	5.2	4.1	19.2
Agosto.....	24.7	16.0	12.2	8.6	7.0	5.3	4.4	21.8
Setiembre.....	26.9	17.5	13.2	9.1	6.9	4.9	3.8	17.7
Octubre.....	23.3	17.8	13.9	9.5	7.2	4.5	4.2	19.6
Noviembre.....	28.9	16.9	12.4	9.5	7.1	4.9	3.8	17.5
Diciembre.....	41.4	13.2	9.7	7.2	5.2	4.1	3.3	15.9
Enero.....	37.6	12.6	10.8	7.3	6.1	4.5	3.8	17.2
Febrero.....	30.0	14.7	11.9	8.5	6.8	4.8	3.7	19.4
Marzo.....	24.3	15.4	13.9	9.0	7.6	5.6	4.9	19.3
Abril.....	19.8	17.1	13.5	9.9	7.6	5.6	4.8	21.7
Promedio.....	26.3	16.6	12.8	9.1	7.0	5.0	4.2	19.0
<i>Estremos</i>								
Carga N.º 144 (1917).....	56.6	9.6	6.6	5.0	4.0	3.1	2.3	12.8
Carga N.º 15 (1917).....	7.6	15.2	19.5	14.3	10.1	5.2	5.2	22.9
Carga N.º 85 (1917).....	16.1	11.3	12.2	9.9	9.0	7.1	6.0	28.4
Planta experimental de 40 toneladas:								
Promedio de 290 cargas.....	9.7	21.0	20.0	14.1	8.0	6.0	4.2	17.0

TABLA 3.—ENSAYES DE CERNIDO DEL MINERAL TRATADO EN MARZO DE 1918

En tamiz de	Residuos %	Lei de cobre	En tamiz de	Residuos %	Lei de cobre
3 mallas.....	24.3	1.41%	10 mallas.....	7.6	1.50%
4 mallas.....	15.4	1.35	14 id.....	5.6	1.61
6 mallas.....	13.9	1.38	20 id.....	4.9	1.71
8 mallas.....	9.0	1.46	Pasa por 20 ma..	19.3	2.03

Lei calculada.—1.548% Cu.

Resultado práctico.—1.530% Cu.

LIXIVIACION

Los estanques de lixiviacion son de concreto armado con fondos de madera i tienen una base de 88 piés (26,8 m), por lado i 17 piés, 4 pulgadas (5,28 m), de profundidad interior. Tienen capacidad para 5,000 toneladas de mineral triturado. Las paredes tienen 9½ pulgadas (24 cm.) de espesor i se hallan reforzadas exteriormente por contrafuertes de concreto. El fondo está formado por viguetas de 3×8 pulgadas, de pino Oregon, colocadas de canto i soportadas sobre fundaciones de concreto. Los costados i las canaletas de los estanques se hallan revestidas con plomo de 8 libras i el fondo con plomo antimonial de 4% i de 6 libras. El fondo de filtro se halla colocado encima del fondo de plomo i consiste en viga sde 5×12 pulgadas dispuestas de canto sobre 16—in (40,6 cm.), centers i cubiertas con tablonés de 2 pulgadas perforados, con agujeros de 3/8 pulgadas (9.5 cm.).

Por debajo del centro del fondo de filtro, i perpendicularmente con respecto a las vigas del piso, corre una canaleta distribuidora de 5 piés (1,5 m) de ancho por 2 piés, 9 pulgadas (0.80 m.) de profundidad, fijada sobre el piso, i a traves de la cual entra la solucion i se distribuye por debajo del fondo de filtro. El revestimiento de plomo de los costados de los estanques se protege contra el desgaste por medio de una cubierta de tablonés de 2 pulgadas mantenidos en posicion mediante postes verticales de 6×8 pulgadas fijadas en el fondo i en la parte superior. En la parte superior i por los costados de cada estanque corren 2 canales de rebalse de longitud igual a la del estanque i que se unen por un extremo con la cañería de aspiracion de una bomba de circulacion. La carga se efectúa por medio de una máquina construida especialmente para este plantel i denominada «puente distribuidor», consiste de un puente rodante de enrejado de acero que atraviesa los estan-

ques i se mueve, como se desee, a lo largo de la fila de éstos. Este puente lleva una cinta o correa transportadora de 28 pulgadas que recibe el mineral triturado que acarrea la correa transportadora de la «construcción central». Hai un dispositivo sobre dicha correa que reparte el mineral en los estanques de lixiviación.

Los estanques se cargan en la actualidad llenando un costado hasta el borde, dejando que el mineral adopte su talud natural (mas o ménos de 45°) i continuando despues la descarga del mineral sobre la cresta del talud; de este modo el material grueso rueda hasta el fondo i el mas fino se deposita un poco mas arriba, produciéndose así una clasificación rústica. El puente se mueve lentamente hácia adelante a medida que avanza la carga del estanque. Este sistema de carguío fué insinuado por los ingenieros de la Chile Copper Co., donde han obtenido los mejores resultados por el empleo del método espuesto.

El mineral triturado se deja lixiviar de seis a ocho dias empleando un sistema de contracorriente i percolación ascendente. Se usa como disolvente principal de los minerales oxidados de cobre una solución diluida de ácido sulfúrico.

La solución se hace circular en cada estanque mediante dos bombas centrífugas verticales de 15 pulgadas i de 3,500 galones de capacidad por minutos (13,248 litros por minuto). Estas bombas son movidas directamente por motores verticales de 40 HP. La altura de impulsión que deben vencer es 28 piés (8,50 m.), altura que equivale virtualmente a la resistencia que encuentra la solución para pasar a través del mineral. La cañería de descarga de una de estas bombas va provista de un «by-pass» que permite descargar una porción de la solución en el estanque siguiente. Ambas pueden adaptarse para dar una circulación de 4,000 a 5,000 galones por minuto a través del mineral. De esta cantidad, alrededor de 1,000 galones (3,785 litros), porción denominada «solution advance», está pasando continuamente de un estanque a otro. La solución ácida (3% de ácido sulfúrico libre) que viene ya sea del «tank-house» o del depósito de solución i que se conduce hasta el mineral o carga mas vieja se denomina «acid-advance». La solución casi neutralizada que sale de la carga mas nueva i enviada a las torres de reducción se denomina «neutral advance».

OPERACIONES QUE COMPRENDE UN CICLO DE LIXIVIACION

Para comprender mas claramente la serie de operaciones que se realizan durante un ciclo de lixiviación, sígase el siguiente esquema correspondiente al trabajo de un dia. La disposición de la cañería i canaletas, permite el escurrimiento de la solución solamente en un sentido, a la manera de un reloj. Los estanques se cargan tambien en este orden. De los doce estan-

ques once se usan para la lixiviacion i uno se emplea como decantador. De los once primeros, siete contienen siempre mineral en proceso de lixiviacion. Refiriéndonos al esquema (aquí no se incluye), i si suponemos que el mineral del estanque número 10 es el mas viejo i que el del estanque 5 sea el mas fresco en el circuito, en tal caso el estanque 6 se estaría cargando; el estanque 7 se hallaria vacío, el estanque 8 se estaria limpiando i el 9 se encontraría en una de las varias fases del lavado i drenaje.

Una vez efectuada la carga del estanque N.º 6, i listo éste para empezar el ciclo, la circulacion de solucion ácida se aumenta al máximo (2 000 gal. por min. durante 4 hrs.) agregando solucion de los estanques de almacenaje. Mientras tanto la circulacion ordinaria de 1 000 gal. por min. pasa del estanque 5 a las torres de reduccion i el exceso de solucion se traspasa al estanque 6 hasta cubrir el mineral; con esto se previene cualquier interrupcion en el escurrimiento de la solucion hácia las torres. Cuando el mineral llega a cubrirse se interrumpe el gasto adicional de solucion i se vuelve al gasto o suministro normal. La solucion en la nueva carga se hace circular dentro de ella durante unas 4 horas o hasta que se clarifique. Entónces se incorpora en el circuito el estanque 6 i la solucion neutra para las torres sale de este estanque en vez del estanque 5.

Comienza ahora el proceso de lixiviacion del mineral del estanque 6, el que continúa por 7 dias, período durante el cual la proporcion de ácido libre de la solucion habrá variado de 0.5% en el primer dia hasta 3% en el sétimo. Para obtener las concentraciones en ácido durante un ciclo de lixiviacion, se tomó el promedio de los análisis diarios de la solucion para 18 cargas consecutivas. Los resultados obtenidos fueron los siguientes:

Acido libre que obra sobre el mineral en el	sétimo	dia	3. %
» » » » » » »	sesto	»	2.6
» » » » » » »	quinto	»	2.2
» » » » » » »	cuarto	»	1.9
» » » » » » »	tercer	»	1.6
» » » » » » »	segundo	»	1.2
» » » » » » »	primer	»	0.9

Al término del sétimo dia, se hace pasar el ácido del estanque 10 al estanque 11. Al incorporar una nueva carga al circuito, se retira la solucion que se halla en el estanque mas antiguo o en que se inició el proceso i se la hace pasar al estanque para almacenar solucion, en el cual se la «normaliza» con ácido i se usa posteriormente como disolvente nuevo. Despues del drenaje completo el estanque queda listo para el lavado con agua.

Como el cobre que queda retenido en una carga despues de la lixiviacion llega a mas o ménos un tercio del total del cobre disuelto, es mui importante ejecutar un lavado completo. Se lava con cuatro aguas i se drena el estanque

despues de cada lavado. Durante las 3 horas que se hace circular el agua en cada lavado se tiene que llegar al equilibrio entre el cobre disuelto que encierran los fangos i el cobre contenido en el agua de lavado empleada. Para mejor comprension del método de lavado, véase el esquema de operaciones. Cuando el estanque 9 se ha drenado completamente, se vierte sobre la carga, hasta cubrirla, agua de lavado proveniente del estanque 1, se la hace circular en seguida i despues se deja correr a los estanques para almacenar solucion. Queda realizado el primer lavado. Ahora se llena el estanque, hasta cubrir la carga, con agua de lavado proveniente del estanque 2 i se la hace circular como anteriormente i despues se la conduce al estanque 1. De un modo análogo se procede con el estanque 3. El agua del cuarto i último lavado, que es agua fresca, se bombea, i hace circular para hacerla pasar finalmente al estanque 3.

De este modo el agua del cuarto lavado de una carga se emplea como agua de tercer lavado para la carga siguiente; la tercera se usa como segunda i la segunda como primera. Con otras palabras, toda agua de lavado sirve cuatro veces, i su contenido de cobre aumenta progresivamente desde el momento en que se la introduce en el tratamiento para compensar las contínuas pérdidas de solucion. Estas pérdidas se deben a la evaporacion. Hai que considerar tambien la parte de solucion que se elimina del proceso i la que arrastran los fangos.

En la tabla 4 se dan los análisis medios de aguas de lavado, correspondientes a Marzo de 1918:

	Solucion final	Primer lavado	Segundo lavado	Tercer lavado	Cuarto lavado
Por ciento de H^2SO^4 libre.....	2.56	1.02	0.68	0.48	0.10
Por ciento de cobre.....	2.40	1.61	1.15	0.74	0.38
Por ciento de fierro que se halla en forma de compuestos ferrosos.....	1.58	1.06	0.70	0.47	0.04
Por ciento de fierro que se halla en forma de compuestos férricos.....	0.72	0.48	0.31	0.17	0.26
Peso específico.....	1.30	1.20	1.13	1.08	1.05

Para realizar el lavado mas completo de una carga conviene drenar perfectamente el estanque despues de cada lavado i la circulacion debe limitarse sólo al tiempo necesario para alcanzar el punto de equilibrio anteriormente mencionado. Como cada 0.1% de cobre contenido en el agua del último lavado representa una pérdida de mas de 1 000 lb. de cobre disuelto por dia, es claro que no se puede decir que se practique un lavado qui perfecto. La limitacion en el almacenaje de la solucion i la instalacion

de canaletas que se ha estado ejecutando durante el primer año de operaciones, no han permitido aumentar a cinco el número de lavados. Respecto del empleo de una quinta agua de lavado lo que se insinuaba talvez como mas recomendable era la precipitacion del cobre por fierro viejo, simultáneamente con su empleo, usando la misma agua varias veces hasta llegar a un punto en que ya no dé resultados. Actualmente se están confeccionando los planos para esta instalacion. Las pérdidas que se compensan por la incorporacion de las aguas de lavado se pueden ver en la tabla 5. La pérdida total de solucion equivale aproximadamente al volúmen de agua de un lavado. El promedio de humedad de las colas correspondiente al primer año de marcha del establecimiento fué de 11,12%.

TABLA 5.—PÉRDIDAS DE SOLUCION

	Galones por toneladas de mineral	Galones por día
Evaporacion.....	5 a 10	25 000—50 000
Solucion eliminada.....	28 a 30	140 000—150 000
Solucion arrastrada por las colas.....	24 a 26	120 000—130 000
TOTAL.....	57 a 66	285 000—330 000

DESCARGA DE LOS RIPIOS

Despues de lavada i drenada la carga se sacan los desechos o fangos del estanque mediante un descargador Hulett. Este aparato fué construído por la Wellman-Seaver-Morgan Co., i es semejante a los descargadores empleados en los grandes lagos para descargar el mineral de fierro de las lanchas. Un pesado puente rodante de acero cruza los estanques i puede recorrerlos en toda su longitud. Sobre este puente se mueve un carro que soporta una viga de acero de uno de cuyos extremos va suspendida la cuba de 12 T. de capacidad. El descargador está calculado para una capacidad de 500 T. por hora i descarga los relaves de un estanque en 10 a 11 horas. Para el manejo de esta máquina se necesitan un ingeniero i un aceitador. Franklin Moeller, ingeniero de la Wellman-Seaver-Morgan Co, (1) ha hecho una descripcion de dicha escavadora. A las 4.30 P. M. se retiran del servicio de la mina dos trenes de 8 carros para emplearlos en el acarreo de los fangos o ripios. Un estanque se descarga en veinticinco o veintitres viajes. Los ripios se conducen a un desmonte situado a una milla del plantel mas

(1) Boletin del American Institute of M. E. N.º 140 (Agosto de 1918) 1229.

o ménos. Este desmonte se halla depositado sobre un terreno de pendiente suave i uniforme de 1% i su estremo se eleva ahora a mas o ménos 24.3 m. sobre el suelo orijinal.

SOLUCION

La circulacion de solucion ácida («acid advance») ha fluctuado durante el primer año entre 869 i 1324 galones (3289 i 5011 litros) por minuto. Se ha encontrado que el empleo de soluciones ácidas mas rápidas parece dar mejores resultados en cuanto a la estraccion, pero por otro lado el consumo de ácido crece considerablemente. Es interesante observar que el por ciento de ácido libre contenido en el líquido que sale del estanque mas nuevo (última carga) ha resultado, en término medio, igual para un «acid advance» de 869 gal. por min. que para uno de 1324 galones por min. El cuadro siguiente contiene los promedios de análisis de la solucion circulante despues de un recorrido por los estanques de lixiviacion i muestran dichos análisis el decrecimiento normal del contenido de ácido i el aumento del contenido de cobre i otros constituyentes.

CUADRO 6.—ANÁLISIS DE SOLUCION (Marzo de 1918).

% de ácido sulfúrico libre.....	3.00	0.48
% de cobre.....	2.38	3.04
% de fierro en estado ferroso.....	1.57	1.61
% de fierro en estado férrico.....	0.69	0.72
% de Alúmina... ..	2.53	2.60
Peso específico.....	1.290	1.305

Habria al principio una existencia de 13 000 000 T. de mineral completamente oxidado que consistia de malaquita principalmente, junto con pequeñas cantidades de cupirita i crisocol, diseminada en monzonita-porfírica. De ese tonelaje se ha tratado ya mas de 10 por ciento. Provenia ese mineral, por partes mas o ménos iguales de tres puntos del yacimiento bastante separados. Por los resultados obtenidos con el mencionado mineral, es lójico pensar que el resto puede dar resultados igualmente satisfactorios o mejores. El mineral arrancado hasta ahora ha dado leyes mejores que las que arrojaron los muestreos primitivos, alcanzando un promedio de 1.631% de cobre contra 1.54%, que es la cifra estampada en los informes. Se suelen encontrar pequeñas cantidades de sulfuros; pero no son tan considerables que exijan un tratamiento especial. Se determina la lei de cobre total i la de cobre soluble que contiene cada carga. La diferencia entre estas dos leyes da una indicacion de la cantidad de cobre que se halla presen-

te en forma de sulfuros; para el primer año de operaciones se ha obtenido la cifra de 0.054%.

Comparando los resultados de análisis i ensayos de muestras correspondientes a una misma carga i tomadas ántes i despues de la lixiviacion, se encuentra que se han disuelto cantidades apreciables de fierro, alúmina i magnesia. El cuadro 7 da resultados de análisis de mineral para ántes i despues del tratamiento i correspondientes a Febrero de 1918. Del estudio de dicho cuadro se deducirán las solubilidades relativas de los diversos constituyentes del mineral en nuestra actual solucion lixivadora. Fueron

CUADRO 7.—ANÁLISIS DE MINERAL ÁNTES I DESPUES DE LA LIXIVIACION
(FEBRERO DE 1918).

SiO ₂	67.04	69.28
Fe, total.....	5.05	4.33
Al ₂ O ₃	12.30	11.50
CaO.....	0.63	0.60
MgO.....	1.52	1.24
Mn.....	0.025	0.02
S.....	0.05	0.26
S (soluble en H ₂ O ₅).....		0.16
Cu, total.....	1.57	0.28
Cu, (soluble en H ₂ SO ₄).....	1.51	
Cu, en rípios lavados en el laboratorio.....		0.22
P ₂ O ₅	0.13	0.110
Na ₂ O.....	1.73	1.60
K ₂ O.....	3.34	3.31
Ti O ₂	0.44	0.48
CaO en estado de Ca SO ₄		0.27
Fe en estado ferroso.....	3.57	2.05
Fe en estado férrico.....	1.48	2.28
H ₂ O.....	0.95	0.93
Au, onzas por ton.....	0.014	0.014
Ag, onzas por ton.....	0.161	0.157

estos uno de los primeros datos que se determinaron para el desarrollo del procedimiento. Mr. Croasdale demostró que la cantidad de otras materias solubles, fuera del cobre, es relativamente pequeña. Además, de la comparación de los ensayos realizados con mineral triturado a diversos tamaños, ántes i despues del tratamiento, no se desprende que se operen cambios físicos apreciables debidos a la disolución de dichos constituyentes. Entra en las tareas diarias regulares del laboratorio la ejecucion de análisis de

muestras de soluciones que entran i salen de todos los estanques tomadas a intervalos de una hora. La tabla 8 muestra el promedio de análisis de 18 cargas consecutivas. Los resultados probaron ser tan interesantes que 94 cargas dieron un promedio mui semejante contando algunas cargas, que, por diversas razones se dejaron lixiviar durante diez dias. Los resultados correspondientes a los ocho primeros dias para esas 94 cargas casi coincidieron con los que dieron las 18 cargas ya citadas, sometidas a tratamiento de 8 dias; por lo tanto, han de compararse solamente los resultados de los últimos cuatro dias del periodo de lixiviacion.

TABLA 8.—ANÁLISIS DE SOLUCIONES QUE ENTRAN I SALEN DE LOS ESTANQUES

	Aumento de la concentracion en cobre %	Disminucion de la concentracion en ácido %	POR TONELADA DE MINERAL TRATADO	
			Libras de cobre disuelto	Libras de H ₂ SO ₄ de 60°B consumido
1.er dia.....	0.094	0.194	3.66	9.74
2.º »	0.138	0.288	5.37	14.45
3.er »	0.111	0.318	4.32	15.90
4.º »	0.108	0.388	4.58	19.40
5.º »	0.098	0.278	3.81	13.85
6.º »	0.063	0.350	2.45	17.55
7.º »	0.015	0.394	0.58	19.60
8.º »	0.032	0.394	1.24	19.60
TOTAL.....	0.659	2.604	26.01	130.09

Esto hace ver claramente que la cantidad de 0.7 lbs. de cobre disuelto en los últimos dos dias de lixiviacion, por tonelada de mineral, importan un gasto de mas o ménos 43 lbs. de ácido (19.5 Kg.) de 60°B, i que hai un límite definido pasado el cual una mayor extraccion no es rentable, si se la consigue prolongando el tiempo que se mantiene en contacto el mineral con el ácido.

TABLA 9.—COBRE DISUELTO I CONSUMO DE ÁCIDO POR TONELADA DE MINERAL TRATADO

DURACION DE LA LIXIVIACION	LIBRAS DE COBRE DISUELTO		LIBRAS DE ÁCIDO DE 60°B CONSUMIDO	
	Promedio de 94 cargas	Promedio de 18 cargas	Promedio de 94 cargas	Promedio de 18 cargas
7 días.....	25.7	24.8	109.2	112.7
8 días.....	26.9	26.0	129.6	130.0
9 días.....	27.3		150.9	
10 días.....	27.4		172.2	

La tabla 10 muestra las cantidades de diferentes materias disueltas por tonelada de mineral tratado i el consumo de ácido correspondiente.

TABLA 10.—MATERIAL DISUELTO I CONSUMO DE ÁCIDO

MATERIAS	DÍAS DURANTE LOS CUALES SE HA LIXIVIADO EL MINERAL									
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
Cu, lbs. por ton. de mineral li- xiviado.....	3.60	8.75	14.50	19.11	22.47	25.00	26.72	27.93	28.26	28.65
Fe, lbs. por ton. de mineral li- xiviado.....	0.00	0.00	0.00	0.98	2.28	4.62	5.70	6.80	8.42	9.00
Al ₂ O ₃ , lbs. por ton. de mineral lixiviado.....	0.00	0.17	1.69	1.40	2.29	2.76	4.61	7.33	0.22	13.65
MgO lbs. por ton. de mineral li- xiviado.....	0.00	0.08	0.58	0.63	1.03	1.24	2.08	3.31	4.60	6.15
Libras de ácido de 100 % con- sumido.....	8.1	19.1	32.40	47.2	59.4	71.70	84.80	100.60	117.20	133.80

Ensayos o pruebas de lixiviacion practicadas en un estanque de plomo de Pachuca para 200 lbs. de mineral mas o menos (90 Kg.), empleando material triturado a diferentes tamaños, condujeron a establecer las relaciones de solubilidad de las diversas impurezas con relacion a la del cobre. El mineral sometido al ensayo se tamizó cuidadosamente, se secó i pesó

despues. Se pesó tambien el ácido i se midió la solucion. La concentracion en ácido se mantuvo en lo posible igual a la que se tenia en el plantel de 5 000 toneladas en el dia correspondiente. Hasta ahora se han realizado pruebas con material de tres tamaños: menor que 0.525 pulgadas i mayor que 0.371 pulgadas, material que pasa por tamiz de 3 «mesh» i queda retenido en uno de 4 «mesh» i material que pasa a través de tamiz de 6 «mesh» i queda retenido en uno de 8 «mesh». Los cuadros siguientes muestran las cantidades, en libras, de materias disueltas por tonelada de mineral lixiviado. Las cifras son acumulativas.

ENSAYO 1.—MATERIAL MAYOR QUE 0.525 I MENOR QUE 0.371 «MESH»

	HORAS QUE HA ESTADO LIXIVIÁNDOSE EL MINERAL					
	24	48	72	96	120	144
Cu.....	10.34	14.36	16.97	18.82	21.22	22.14
Fe.....	0.43	0.79	1.21	1.64	2.03	2.57
Al ₂ O ₃	1.04	1.71	2.19	2.64	3.26	3.36
MgO.....	0.23	0.31	0.35	0.40	0.70	0.80
Ca O.....	1.19	1.36	1.18	1.22	1.19	0.98
P ₂ O ₅	0.25	0.35	0.44	0.47	0.63	0.64

ENSAYO 2.—MATERIAL QUE PASA POR TAMIZ DE 3 «MESH» I QUEDA SOBRE TAMIZ DE 4 «MESH»

	HORAS QUE HA ESTADO LIXIVIÁNDOSE EL MINERAL						
	13	30	48	72	97	125	144
Cu.....	14.80	18.30	21.10	22.30	24.10	25.60	26.60
Fe.....	0.65	0.89	1.29	1.74	2.16	2.96	3.96
Al ₂ O ₃	1.18	1.99	2.47	2.46	2.79	3.71	4.08
MgO.....	0.25	0.32	0.34	0.39	0.49	0.73	0.90
CaO.....	1.52	1.15	1.08	1.01	0.92	1.05	1.08
P ₂ O ₅	0.34	0.47	0.58	0.66	0.85	1.05	1.03

ENSAYO 3.—MATERIAL QUE PASA POR TAMIZ DE 6 «MESH» I QUEDA RETENIDO SOBRE TAMIZ DE 8 «MESH»

	HORAS QUE EL MINERAL HA ESTADO LIXIVIÁNDOSE					
	12	24	36	60	72	
Cu.....	18.20	21.10	22.50	22.60	23.40	
Fe.....	0.70	1.00	1.15	1.55	1.85	
Al ₂ O ₃	1.69	2.28	2.59	2.88	3.01	
MgO.....	0.26	0.34	0.37	0.31	0.42	
Ca O.....	1.27	1.18	1.08	1.08	1.08	
P ₂ O ₅	0.25	0.37	0.43	0.76	0.83	

De las cifras dadas en los cuadros anteriores puede calcular la solubilidad de las impurezas espesadas en libras por libra de cobre disuelto. Es lo que se ha hecho en la tabla II. Estos resultados nos llevan a la conclusion de que con material de tamaño fino se obtiene la mas alta extraccion en el menor tiempo i con el consumo mínimo de ácido.

TABLA II.—IMPUREZAS DISUELTAS POR CADA LIBRA DE COBRE QUE SE DISUELVE

	24 horas de lixiviacion			72 horas de lixiviacion			144 horas. de lixiviacion	
	1	2	3	1	2	3	1	2
Fe.....	0.042	0.043	0.044	0.71.	0.078	0.079	0.116	0.162
Al ₂ O ₃	0.109	0.080	0.108	0.129	0.110	0.129	0.152	0.166
Mg O.....	0.021	0.016	0.016	0.021	0.017	0.018	0.036	0.037
Ca O.....	0.115	0.102	0.060	0.069	0.045	0.046	0.044	0.044
P ₂ O ₅	0.024	0.023	0.017	0.026	0.029	0.035	0.029	0.042
% total de cobre disuelto	31.6	55.6	80.0	51.90	74.90	91.5	67.70	89.2
Libras de ácido consumido por libra de cobre disuelto..	2.0	2.0	2.4	2.3	2.2	2.7	2.4	2.6

CONSUMO DE ÁCIDO

Del gasto de ácido por libra de cobre dependerá en gran parte la ganancia que produzca el mineral. En la planta de 40 toneladas el consumo de ácido, tomando el promedio para unas 300 cargas, fué de 2,8 lb. (1.3 Kg) de ácido de 100 % por libra de cobre disuelto. En esta cifra no se incluye la porcion del ácido que se rejenera mediante la precipitacion electrolítica del cobre, ni la que se obtiene por oxidacion del SO₂ producida por las sales férricas. Los esperimentos de Mr. Croasdale dieron un consumo probable de mas o ménos 3.15 lb (1.4 Kg.) de H₂SO₄ de 100 % por libra de cobre disuelto. En este caso la cifra obtenida representa el consumo neto, como es natural, ya que en dichos esperimentos no habia formacion o rejeneracion de ácido.

La cantidad de ácido fresco introducida o incorporada al proceso ha variado de un mes a otro durante el año. Se entiendo por ácido fresco aquella porcion de ácido que hai que introducir del exterior; esta parte equivale al 60% del ácido que realmente se consume para disolver el cobre del mineral; del 40% restante, 32% corresponde a la cantidad de ácido que se produce por oxidacion del SO₂ en las torres i 8% a la cantidad de ácido rejenerada en la precipitacion electrolítica. En el último informe sobre el trabajo

dejamos establecido que el consumo de ácido en el plantel de 5 000 toneladas no excedería 3 lb. de ácido puro (100% H_2SO_4) por tonelada de mineral lixiviado.

En los primeros 5 meses del año no fué posible explotar 5 000 toneladas de mineral por día debido al desarrollo de la mina i a los entorpecimientos que comunmente ocurren en los primeros días de funcionamiento de un plantel. Debido a esta circunstancia, muchas de las cargas estuvieron sometidas a tratamiento durante 10 a 16 días, tiempo durante el cual se estrajo una pequeña cantidad de cobre con gran consumo de ácido. En los últimos 7 meses estas condiciones se han mejorado continuamente i el consumo medio de ácido para el primer año de marcha del plantel es de 2.76 lb. (1.25 Kg) de H_2SO_4 de 100% por lb. de cobre disuelto, o sea, 3.36 lb. (1.5 Kg) de ácido de 60°B. El consumo medio correspondiente a los últimos 4 meses es 2.75 lb. (1.24 Kg.) de ácido de 60°B o sea 2.14 lb. (0.96 Kg.) de ácido puro, de 100%.

Durante el primer año de funcionamiento del plantel se gastaron en el proceso de lixiviación 60 000 toneladas de ácido sulfúrico de 60°B, aproximadamente, o sea, un promedio de 164.4 ton. por día. Durante este período se han tratado unas 1 345 000 toneladas de mineral, con un consumo medio de ácido de 89.6 lb. (40.5 Kg.) de ácido de 60°B por ton. de mineral. El ácido empleado se compra a la fábrica de ácido de la Calumet & Arizona Mining Co., en Douglas, Ariz., i se lleva a Ajo, que se halla a 300 millas de distancia, en carros estanque de fierro de 50 ton. Se llevan a Ajo unos tres carros por día. Se han construido cuatro estanques de acero de 1 000 tons. de capacidad, que permitirán mantener un «stock» de 3 500 a 4 000 toneladas de ácido. Una cañería de 6 pulgadas conduce por gravitación el ácido hasta la casa de electrolisis i al depósito de solución.

Puesto que los minerales de Ajo no contienen ni arsénico ni antimonio, que constituyen impurezas muy deletéreas en el cobre de cátodo, la única fuente de tales impurezas sería el ácido sulfúrico. Pero el mineral que se emplea en Douglas para la fabricación del ácido contiene sólo pequeñas cantidades de los citados cuerpos, por lo tanto, el ácido obtenido es de buena calidad i no introduce impurezas en el cobre.

TABLA 12.—ANÁLISIS DE ÁCIDO SULFÚRICO. (1.º Oct. de 1917 a 1.º de Enero de 1918).

	%		%		%
H_2SO_4	80.86	Cu.....	0.0618	Fe.....	0.0219
(Equivale a		Pb.....	0.0032	Zn.....	0.0161
61.5°B)		Sb.....	0.0063	Bi.....	No hai
N_2O_3	0.0064	As.....	0.0058	Cl.....	No hai
HNO_3	No hai				

La tabla 12 da un análisis de una muestra compuesta de ácido de tres meses. El ácido suele tener un tinte rosado i despues de una investigacion se encontró que dicho color, era debido a trozos de selenio. Despues de varios meses de funcionamiento apareció en el aceite de la superficie del electrolito en diversos puntos una espuma de color rojo de sangre. Los ánodos retirados en aquel tiempo presentaban tambien en los aisladores de porcelana una capa parecida. Esta espuma o depósito se ensayó i resultó ser selenio.

Para mostrar en qué forma se consume el ácido se presenta en la tabla 13 un análisis de una solucion. Es el análisis de una muestra compuesta que representa todas las soluciones de un ciclo completo de lixiviacion i electrolisis realizado el 27 de Diciembre de 1917. El peso específico es 1.310. En todo tiempo se encuentran repartidos en el establecimiento alrededor de 6 000 000 galones (22 710 000 litros) o aproximadamente 30 000 a 35 000 toneladas de dicha solucion, en la cual se hallan unidos o ligados 900 toneladas de cobre i 500 toneladas de ácido de 100% por término medio. Por

TABLA 13.—ANÁLISIS DE LA SOLUCION TÍPICA

	%		%		%
Cu.....	2.736	P ₂ O ₅	0.192	H ₂ SO ₄ , lib.	1.500
Al ₂ O ₃	2.758	CaO.....	0.055	As.....	0.003
Fe, total.....	2.456	MnO.....	0.038	Sb.....	0.002
Fe, ferroso.....	1.511	Cl.....	0.012	Zn.....	0.033
Fe, férrico.....	0.945	SO ₃	17.004	Se.....	Indicios
Mg O.....	1.420				

grande que parezca tal cantidad se cree que no iguala a la cantidad de cobre que permanece ligada (tied up) en la fundicion ordinaria para igual produccion.

La proporcion de ácido libre de la solucion que atraviesa el mineral se ha mantenido prácticamente constante durante el primer año; pero comparando la lei de cobre de los rípios provenientes de cargas iguales i que han permanecido igual período de tiempo en contacto con la solucion, se han encontrado grandes variaciones. No se ha descubierto la causa de muchas de dichas variaciones.

Para determinar si el contenido de cobre de los rípios en las diferentes partes de un estanque era o nó uniforme, se tomaron muestras de varios estanques. A continuacion se dan los resultados obtenidos para dos de dichos estanques. Se muestreó por separado la carga de cada tren. Los rípios se muestrearon tomando 8 cucharadas llenas de 8 onzas (178 gr.) de la parte superior de cada carro i en puntos predeterminados. Se hizo un es-

quema de la seccion del estanque mostrando la ubicacion de los puntos a los cuales correspondian las diferentes muestras. Puesto que habia una diferencia entre el por ciento de material grueso i los finos en las diferentes partes del estanque se determinó la cantidad de cobre solamente para los rípios de grano comprendido entre 3 i 4 mallas. Las cifras en paréntesis indican el número de la muestra i las otras dan la lei de cobre correspondiente.

Carga 61, Estanque 6.—Este estanque se cargó llevando primero un costado hasta el borde i avanzando despues desde el costado sur hácia el costado norte.

	0.20 (1)	0.23 (4)	0.20 (7)	0.20 (10)		
	0.21 (2)	0.19 (5)	0.19 (8)	0.21 (11)	0.28 (13)	
Norte	0.21 (3)	0.19 (6)	0.18 (9)	0.20 (12)	0.34 (14)	Sur
		0.19 (16)	0.25 (17)			
	0.23 (15)		0.23 (18)	0.23 (19)	0.33 (20)	

Estanque cargado el 10 de Marzo a las 2.10 P. M. Se echó solución el 10 de Marzo a las 6.30 P. M. Se retiró solución el 17 de Marzo a las 4 A. M. Duración de la lixiviación 6 días, 9 horas i 30 minutos. Se empezó a desrripiar a las 5 P. M. i se terminó a las 4 A. M. Tiempo de limpia: 11 horas. El último tren se cargó con material proveniente de una limpia jeneral de todo el piso. Este material dió 0.20 % de cobre.

Promedio de los 21 trenes anteriores, 4 mallas...	0.223% Cu.
Muestra de rípios regulares, 4 mallas.....	0.24
Muestra de rípios regulares, todo tamaño.....	0.24

Ensayes de cernido Mallas	3	4	6	8	10	14	+20	-20
Rípios								
Resíduo, %.....	23.80	21.90	13.30	9.10	7.50	4.50	3.80	16.10
Cobre, %.....	0.44	0.24	0.15	0.14	0.14	0.15	0.14	0.22

Muestra regular inicial.....	1.51% Cu.
Porciento de cobre disuelto.....	84.1

Carga 127, Estanque 6.—Se llenaron primero los dos costados hasta el borde i despues se avanzó con la carga desde el costado sur hácia el costado norte, como lo demuestra el esquema siguiente:

	0.27 (1)	0.23 (4)	0.31 (7)	0.24 (10)	0.29 (13)	
	0.28 (2)	0.22 (5)	0.27 (8)	0.25 (11)	0.37 (14)	
	0.27 (3)	0.23 (6)	0.24 (9)	0.23 (12)	0.31 (15)	
Norte	0.21 (22)	0.22 (20)	0.23 (18)	0.25 (16)		Sur
	0.22 (25)	0.21 (23)	0.20 (21)			
	0.20 (24)		0.25 (19)	0.28 (17)		

Estanque cargado el 14 de Mayo a las 8.10 A. M. Se introdujo solución el 14 de Mayo a las 11 P. M. Se retiró solución el 21 de Mayo a las 3.30 P. M. Duración total de la lixiviación 6 días, 4 horas i 30 minutos. Se empezó a desripiar a las 5.20 P. M. i se terminó a las 3.30 A. M. Tardó 10 horas, 10 minutos.

Promedio de 25 trenes, material de tamaño 4 mallas....	0.25% Cu
Muestra de rípios regulares.....	0.25
Ensaye de cernido de la muestra regular, 4 mallas.....	0.27
Total de cobre calculado del ensaye de cernido.....	0.25

Ensaye de cernido Mallas	3	4	6	8	10	14	+20	—20
<i>Mineral</i>								
Residuo, %.....	19.60	17.30	15.00	10.40	7.60	5.50	4.20	20.40
Cu, %.....	1.20	1.30	1.24	1.27	1.34	1.43	1.44	1.86
<i>Rípios</i>								
Residuo, %.....	14.70	20.40	14.60	10.00	8.40	5.40	4.40	22.10
Cu, %.....	0.38	0.27	0.21	0.18	0.19	0.19	0.18	0.27

Muestra de carga regular.....	1.36 % Cu
Cobre calculado segun ensaye de cernido.....	1.42
Cobre disuelto.....	81.60

El espacio encerrado por las líneas de segmentos representa la zona de mayor circulación i por lo tanto, la de mas intensa lixiviación. La estre-

cha concordancia que se advierte entre el promedio que dan los ensayos de todas las porciones segregadas por los diversos tamices i el resultado del ensayo de cernido de rípios regulares provenientes de material del mismo tamaño, son una indicacion de la buena ejecucion del muestreo. Esto se halla ademas comprobado por la comparacion del ensayo de cernido de la carga (muestreo automático) con el ensayo de los rípios (muestreo a mano).

EFEECTO DE LAS VARIACIONES EN LA CIRCULACION

Se lixiviaron cargas tomando diferentes velocidades de circulacion; pero no se pudo observar una influencia definida. Muestras tomadas de la parte superior de la carga i a intervalos regulares hicieron ver que en aquellas partes en que la solucion tenia libre acceso al mineral, se requerian solamente 3 dias para disolver 80% del cobre contenido, contra seis dias que se necesitaban para el total de la carga. Estos i otros resultados hicieron pensar en que la trituracion i disposicion de las capas de una carga que permitieran la mejor circulacion, debian ser condiciones de capital importancia. En otros términos, se debe gastar el mayor cuidado en la colocacion de las capas de mineral i en la regulacion de la circulacion en órden a evitar que se formen canales en la carga. Se prefirió la circulacion ascendente porque su empleo reduce la tendencia a formar canales i ademas la lixiviacion del cobre anda mas lijero.

Los resultados obtenidos muestran que, pequeñas variaciones en la densidad no ejercen influencia sobre la solubilidad del cobre en la solucion. A pesar de la indiscutible evidencia del hecho de que una solucion liviana ejerce una accion disolvente mas activa que una solucion pesada, hai que mantener una cierta densidad a fin de mantener el resto del procedimiento en equilibrio.

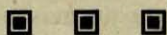
En el comienzo de las operaciones el forro de plomo de los estanques de lixiviacion estaba espuesto al roce del mineral debido a la canalizacion de la carga i se observó, en efecto, un fuerte desgaste. El mineral mantenido a flote por la solucion pesada que circulaba con gran velocidad habia corroido completamente el plomo en algunas partes. Este inconveniente se subsanó revistiendo los estanques con tablones de 2×12 pulgadas (5×30 cm.) i no se han vuelto a experimentar molestias por esta causa. Se evitó que la solucion pasara entre los tablones i el forro de plomo calafateando con estopa i asfalto. El fondo de los estanques de lixiviacion se reviste con plomo antimonial de 4%, mientras que para dos costados se emplea plomo puro. Al principio se espermentaron algunas perturbaciones debido al agrietamiento de las juntas entre las dos clases de forro de plomo. La causa estaba en la dilatacion, contraccion i calentamiento imperfecto. Se practicaron las reparaciones de las juntas o costuras i no se volvieron a su-

frir tales molestias. No se han realizado cambios ni en el equipo ni en la marcha de la sección de lixiviación. La única modificación introducida consiste en la reducción del tiempo de lixiviación del período primitivo de 8 días hasta un período de 6 a 7 días.

PROVISION DE AGUA

En la época en que se constituyó la propiedad, la fuente más próxima conocida para el abastecimiento de agua en cantidad suficiente para nuestros fines era el Río Gila, que pasa a 45 millas al norte (72.5 Km.). Por lo tanto, era uno de los problemas más importantes por resolver el buscar o establecer una fuente de captación de agua más cercana. Se eligió un gran valle que queda a unas 8 millas (casi 13 Km.) al noreste de Ajo, como el lugar apto para tal objeto y se practicaron dos perforaciones. En ambos se encontró el agua a una hondura de 600 pies (182 m.) con una temperatura de 104°F. En uno de tales puntos de sondaje se profundizó un pozo de dos compartimientos y se instaló una planta moderna de bombas. Este pozo da actualmente 800 000 a 1 000 000 de galones (3 028 a 3 785 m³) por día. La planta de bombas consiste de una bomba duplex de alta presión accionada directamente por un motor sincrónico. El agua se bombea a distancia de 6.7 millas (10.7 Km.) a través de una cañería de hierro de 10 pulgadas (25 cm.). La altura de impulsión, incluyendo rozamientos, es de 1375 pies (419 metros).

(Continuará).



La cooperación en la industria salitrera

Parecería discordante y fuera de ocasión, ocuparse en los momentos actuales, de llamar la atención de los poderes públicos hacia los grandes problemas nacionales, cuando se ve que los círculos políticos y parlamentarios tienen dedicados todos sus esfuerzos desde hace ya largo tiempo, al predominio de sus intereses de partido en el Gobierno del país y que esta lucha promete prolongarse indefinidamente en un descónocimiento lamentable. Pero arrojando las consideraciones de inoportunas con que pudieran calificarse y aún la indiferencia con que fueran acogidas estas líneas, no podemos menos de llamar la atención hacia el objetivo que envuelve

el título de este artículo, para que la opinion pública una vez formada, pueda imponerse al fin i ejerza su provechosa influencia ante los que dirijen los destinos de esta tierra.

Es ya vulgar repetir lo que todos saben, que la economía nacional está, por desgracia, estrechamente unida a la prosperidad de la industria del salitre. La agricultura, el comercio, la navegacion de cabotaje, la baratura de los fletes marítimos con carga de retorno asegurada i las entradas fiscales de todo jénero, están tan íntimamente ligados con la prosperidad de las pampas salitreras, que no se comprende cómo no se levante el pais entero, pidiendo una proteccion inmediata para asegurar en lo posible la vida de aquella rejion, mientras exista un quintal de salitre disponible en el suelo.

Por mas que se repita que el salitre chileno es irremplazable como abono agrícola, por mas que se asegure que el salitre sintético no podrá producirse a precios de competencia con nuestro salitre natural, consideramos que todo esto es una ficcion, que produce desgraciadamente el efecto de una adormidera, que nos deja inactivos i soñolientos, sin entrar a afrontar el problema ineludible de la tal competencia, así como lo están haciendo las grandes potencias que buscan afanosas el momento de desprenderse del que llaman «monopolio chileno del nitrato».

Estas no son palabras i temores vanos.

Desgraciadamente no hemos aprovechado de las facilidades i recursos que ha proporcionado esta industria para fomentar el desarrollo de nuestras fuentes de produccion que hubieran independizado al Estado del yugo financiero a que está sometido, con la decadencia, aunque sea momentánea, de la esportacion de esa preciosa sal.

Mientras esa deseada i necesaria situacion llega a producirse, i llegará si se desea conseguirlo, es indispensable, absolutamente indispensable que el Gobierno se interese positivamente en conservar una riqueza cuya mitad se pierde i en que la que se utiliza, sea producida al menor costo.

En una interesante publicacion hecha en «The Journal of Ind. and Eng. Chem.», Tomo II N.º 9, Setbre. 1.º 1919, páginas 837-841, del teniente de la Armada de los Estados Unidos, Robert Mac-Connell, sobre «La Produccion de Compuestos Sintéticos Nitrogenados en Estados Unidos i Alemania», i reproducida en el Boletin de Octubre 19 de la Revista «Caliche», órgano del Instituto Científico e Industrial del Salitre, se dan datos interesantes de última hora que confirman lo que estamos sosteniendo. En esos países han sido sus gobiernos los que han empujado los estudios científicos seguidos de instalaciones monumentales i prácticas, para conseguir la produccion económica de sustancias nitrogenadas que sustituyan al salitre de Chile, invirtiendo cientos de millones de dólares con una fé i una constancia digna del propósito perseguido.

Lo que han obtenido hasta hoi, es precursor necesario de lo que se

puede obtener mañana. La ciencia, ayudada de recursos a discrecion, no buscando una utopía sino el perfeccionamiento de los métodos para verificar un problema ya resuelto con bases científicas inamovibles, llegará poco a poco, no cabe duda, a conseguir lo que busca: Producir una sustancia nitrogenada que, teniendo todas las condiciones requeridas para su empleo, sea tan barata que compita ventajosamente con todo otro producto importado al país donde aquella se fabrica.

Llamaré la atención a varios párrafos del estudio del teniente Mac-Connell:

Respecto a la cantidad de los productos nitrogenados dice:

«Es interesante tomar nota de la esposicion hecha en el Reichstag, por el Ministro del Interior de Alemania, respecto a que los productos del nitrógeno elaborados en Alemania en el año 1916, contenian 400,000 toneladas de nitrógeno combinado, suma que es equivalente a 2.500,000 toneladas de nitrato de sodio, lo que es prácticamente equivalente al tonelaje total estraido de Chile anualmente para los mercados del mundo entero. Alemania está ahora en situación de esportar productos nitrogenados en cantidades que se aproximan a su consumo normal de $\frac{3}{4}$ de millon de toneladas al año.»

Refiriéndose al costo *de produccion*, lo calcula en 10,55 centavos de dolar por libra de nitrógeno combinado, equivalente a 1.74 centavos por libra de nitrato de sodio.

I por lo que hace a las consecuencias para Chile, agrega: «Considérense las consecuencias! El agricultor aleman podrá proporcionarse el fertilizante elaborado con nitrato sintético por la mitad que el agricultor americano. Las ventajas para Alemania son estupendas. Si Alemania consigue monopolizar esta industria, puede esportar nitrato a un precio que la habilitará para proveer a sus agricultores con fertilizantes de un costo prácticamente casi nulo, i podria abatir tanto el precio de los productos nitrogenados, que ya no seria ventajoso para Chile explotar sus minas de nitrato. Si estas minas llegan abandonarse alguna vez, se necesitaría muchos años para restablecer la produccion normal.»

No son halagadoras para nuestro porvenir, i tampoco lo son para nuestra prevision, estas opiniones formadas con motivo de la visita que, para estudiar este problema, hizo el teniente Mac-Connell con autorizacion del Ministro de la Guerra en Francia, a las grandes fábricas de nitrato sintético de Oppau, en el Rhin, en este año.

No han faltado, sin embargo, por nuestra parte, iniciativas bien encaminadas para salir al encuentro de la aparente agresion que en defensa de sus intereses hacen los países consumidores de sustancias nitrogenadas, tratando de producir lo que no tienen i necesitan, a precios convenientes.

Todo ha quedado aquí en tentativas i en proyectos. Los planes de la política salitrera formulados por el Consejo Salitrero, que el Gobierno hizo

suyos el año 1912, las conclusiones del Congreso Minero de 1916, los proyectos de la Cámara de Diputados, mas o ménos de igual fecha, i el del Ministro de Hacienda, de 1918, discutido en el Consejo de Defensa del Salitre, todos, unos tras de otros, han sido relegados al olvido.

En todos ellos estaba contemplada la idea contenida en el decreto que creó este último Consejo, el cual debia informar, entre otros, lo que dice el artículo 2.º: «*Plan de política salitrera del Estado*, en el que se determinarán las relaciones futuras de éste con la industria i comercio del salitre en sus diversas fases i dentro del propósito de fomentar su *progreso técnico* i su *desarrollo económico*, con arreglo a las normas de modernización de las industrias, hoi vijentes en los países mas adelantados.»

Entre los múltiples elementos que contribuyen al desarrollo económico de la industria, hoi entregados todos a su propia suerte, hemos señalado en un memorándum presentado a la Comisión de Defensa del Salitre, en Julio de 1918, publicado en el Boletín de la Sociedad Nacional de Minería, número 239, de Enero del presente año, los siguientes:

a) Precios de los artículos de consumo, como ser: la alimentación para la población industrial i para los animales de trabajo.

b) Precio de materiales diversos: combustible, maderas, fierros, herramientas i maquinarias diversas, sacos i demas artículos indispensables que requieren las instalaciones i mantener el funcionamiento de ellas.

c) Valor de los transportes terrestres i fletes marítimos adecuados.

d) Elementos de movilización i embarque mas o ménos costosos.

e) *Ahorro que importaría* la supresión, en cuanto sea posible, de agentes intermediarios, tanto en la compra de artículos necesarios, como en la venta del salitre, hecha por una sola mano.

f) Fijación de precios estables al salitre en cuanto se pueda, para suprimir la especulación i que el consumidor pueda obtenerlo con el menor recargo para aumentar el consumo.

g) Tratados comerciales con los países consumidores de salitre, para conseguir la liberación de impuestos de introducción que pudieran intentar imponer para proteger los productos similares artificiales;

h) Precio de la obra de mano o elemento obrero, condiciones que encarecen el trabajo i que pudieran subsanarse;

i) Estudio i determinación de un impuesto de exportación equitativo, relacionado con las condiciones en que pueda encontrarse la industria.

Por fin, el progreso técnico de la elaboración del cual nos ocuparemos ahora aun cuando sea en sus líneas jenerales.

Decíamos en ese memorándum lo siguiente: «Desde luego está suficientemente comprobado, que la pérdida de materia prima por los defectuosos sistemas en uso para su beneficio, pasa los límites de lo permitido i no puede consentirse que continúe por las desastrosas consecuencias que trae consigo.

«Si es verdad que muchos productores emprendedores han hecho es-

fuerzos considerables para mejorar los métodos, la accion individual aislada, cada uno por su lado, sin obedecer a un propósito común i sin comunicarse los resultados obtenidos, o no ha tenido éxito, o se ha circunscrito a detalles que no han influido en la marcha jeneral de los procedimientos como habria sido de desear».

«Fuera de esto, es bien sabido que cualquiera innovacion que se pretenda realizar, ocasiona gastos de tal consideracion, que importa a veces una verdadera imposibilidad de acometerlos».

«De aquí la positiva urjencia de coordinar los esfuerzos comunes de los salitreros con la cooperacion activa i *jenerosa* del Estado, tan interesado como aquellos en el *progreso técnico* i que se pueda reflejar inmediatamente en los *resultados económicos* del producto, alejando de este modo en lo posible, tener que echar mano del último recurso para abaratarlo, como seria la disminucion del impuesto de esportacion, el que habria que estudiar sin demora para regularizar la equidad en su aplicacion de que hoi carece, dañando con ello el interes mismo fiscal».

Para que se palpe la necesidad imperiosa de que el Estado se interese por colocarse en las primeras filas de la defensa, basta señalar lo que está corroborado ámpliamente, que la pérdida de salitre a que nos referimos en una esplotacion normal de 60 millones de quintales, es de otro tanto; que los productores dejen de percibir la utilidad que deberia reportarles, esta pérdida, aprovechable sin embargo, i que estimada a no mas de \$ 1.50, serian noventa millones; que el Estado por sus derechos, anularía la percepcion futura de 120, en todo mas de 200 millones al año, suma colosal que el Estado es el único llamado a cautelar a toda costa como arma principal de la defensa, pues este mayor aprovechamiento, trae consigo *en el acto*, el menor costo i la duracion *máxima* de la materia prima.

El ingeniero químico señor I. B. Hobsbaum, bien conocido en esta industria, en unos artículos publicados en «El Mercurio» de Valparaiso en Junio del año pasado, confirma la pérdida anotada, diciendo que el término medio de la *eficiencia* de la industria, es sólo como de 50% i que no cabe la menor duda de que existe una posibilidad mui ámplia de *disminuir el costo* invocando la ayuda de la ciencia i agrega: «La verdad es que hoi, la elaboracion se hace tan a la pata la llana que, hablando en términos jenerales, el elaborador no sabe nada de lo que está haciendo i sus resultados satisfactorios (?) se deben mas a la buena suerte, que a la buena direccion».

Urje, pues, buscar *la ayuda de la ciencia* con la cooperacion activa del Estado i de los productores.

El proyecto del Ministerio de Hacienda de fecha 23 de Mayo de 1918, en su artículo 9.º, habla de la *unificacion i coordinacion* de las investigaciones de laboratorio i esperimentacion en grande a que se refiere el artículo 2.º, i en el artículo 10.º destina la suma de *10 centavos oro de 19 d.* por cada quintal de salitre esportado para los fines del proyecto.

El estatuto de la Asociacion de Productores recientemente aprobado, consulta en uno de sus artículos este mismo propósito.

Todo esto importa una *apelacion* a la ciencia para que solucione a nuestro favor la competencia con que se nos amenaza.

Nada mas lógico i natural; pero.. todo ha quedado en el papel hasta ahora.

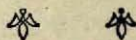
Miéntras tanto, se han propuesto en este último tiempo nuevos aparatos i medios de elaboracion estudiados por ingenieros competentes que merecerian ser amparados por una institucion técnica como la que podria formarse con la *cooperacion* de las *entidades* indicadas, i que sometiéndolos a una experimentacion práctica, indicarán la conveniencia de su instalacion en grande o las modificaciones de que fueran susceptibles dentro de los principios técnicos reconocidos por ella en un *Laboratorio Esperimental* a cargo de químicos i de ingenieros competentes, encargados de estudiar todo lo concerniente al ramo i a cuanta riqueza encierren los desiertos del norte.

Los esfuerzos individuales sin este recurso, quedan desamparados, se esterilizan fuerzas que pudieran ser aprovechadas en beneficio comun, la rutina sigue dirijiendo un grande ejército sin Estado Mayor, ni unidad de comando i la derrota puede aproximarse a corto plazo. El Estado no puede cruzarse de brazos ante una situacion dudosa, ni cerrar los ojos para no divisar desde la altura los movimientos del enemigo.

Son demasiado cuantiosos los valores que hai que cautelar, para no encauzar el movimiento de *progreso científico* tan rápido como se pueda, por medio de una cooperacion bien entendida de elementos hoy dispersos, fáciles de encaminar al objetivo que se desea i que darán con toda seguridad *el triunfo definitivo: disminuir el costo de produccion i aprovechamiento de la materia útil con la ayuda de la ciencia.*

Tienen la palabra el Gobierno i la Asociacion de Productores.

M. A. PRIETO,



Situación de los mercados de minerales, metales i combustibles

Setiembre, 24 de 1919.

COBRE.—Varios factores han influido sobre este metal en la Bolsa de Londres durante la tercera semana del mes actual. El Gobierno inglés dió noticia de haber vendido a plazos una parte de sus existencias de metales. Respecto al cobre no se sabe qué cantidad representa esa venta; pero se supone que es la mitad de lo que tenía, unas 15 000 toneladas. De existencias visibles en almacenes no hai mas que 6 700 toneladas. Por su parte, el Gobierno francés ha revendido a los productores americanos una parte del cobre que posee todavía sin embarcar, i se cree que otros Gobiernos han hecho lo propio. De suerte que si se presentara una fuerte demanda de metal rojo, aquellos productores venderian al precio que quisieran señalar. Pero mientras tanto, ha aparecido la expectativa de una huelga formidable de los obreros siderúrgicos de América, que no puede ménos de influir en todos los Sectores de la industria metalúrgica, i esto ha venido a contrarrestar, sin duda, en el mercado europeo los efectos anteriores, haciendo que la variación sea de poca monta. El dia 19, con mercado flojo i poca demanda, se vendió el *standard* para Octubre, a £ 110.10 i a £ 101, cerrando a dichos precios al contado i de £ 101.5.0 a £ 101.10.0 a tres meses.

ESTAÑO.—Este metal se ha mostrado en Londres mas sensible que el cobre a las influencias adversas de las malas noticias de América.

No es de estrañar, si se tiene en cuenta que al presente los Estados Unidos consumen mas de la mitad de la producción mundial de estaño. En la primera parte de la semana el mercado estuvo firme, haciéndose operaciones al contado a 290 libras, pero al final las cotizaciones fueron de £ 280.10 a £ 281 al contado, i £ 275.10 a £ 276 a tres meses.

PLOMO.—Las transacciones mui activas en el mercado de Londres durante la tercera semana de este mes, especialmente en operaciones a plazos. El dia 15 se vendieron para Enero de 400 a 500 toneladas a £ 26; pero la cotización oficial quedó de £ 25.5.0 a £ 25.15.0. El dia 16 las cotizaciones

oficiales avanzaron 2 chelines i 6 peniques. El dia 17 se estipularon contratos para Octubre a £ 26.12.6; para Diciembre a £ 26.5.0, i para Enero a £ 25.7.6. El 16 quedó el mercado firme i activo, vendiéndose 1 400 toneladas. El metal disponible, de inmediata entrega, se hizo a £ 25.12.6, i a £ 26.7.6 el metal al contado.

ZINC.—El mercado quedó flojo el dia 19 con ventas para Diciembre a £ 42.5.0, i para Noviembre a £ 42. El precio oficial fué algo mas bajo, £ 41.10 a £ 42.5.

El zinc electrolítico de Australia (99.95 por 100) sigue a £ 42 f. a. b. allí. El polvo de zinc de aquel pais (88 a 92 por ciento) está en Inglaterra *c. i. f.* de £ 68 a 70.

PLATA.—Continúa subiendo el metal blanco. El dia 19 quedó en la Bolsa de Lóndres el *standard* a 62 peniques al contado, i 61¼ peniques a plazo.

MERCURIO.—£ 24 a £ 24.10 por frasco.

NÍQUEL.—De 98 a 99 por 100, £ 205 para el consumo ingles i £ 210 para la esportacion.

PLATINO.—442 s. el nuevo por onza; el viejo, 400 s.

PALADIO.—500 s. por onza.

BISMUTO.—12 s. 6 d. por libra.

CADMIO.—5 s. 9 d. a 7 s. por libra.

COBALTO.—12 s. 6 d. por libra.

ANTIMONIO.—£ 45 por tonelada, para el régulo ingles.

ARSÉNICO.—£ 60 a £ 65 por tonelada.

ALUMINIO.—De 98 a 99 por 100, £ 150 por tonelada, para el consumo ingles.

SELENIO.—12 s. a 15 s. por libra.

TELURO.—95 s. por libra.

MANGANESO.—4 s. por libra.

MINERAL DE MANGANESO.—Del Indio, puesto en Europa, 36 peniques por unidad en tonelada.

MOLIBDENITA.—De 85 por 100, 80 chelines por unidad.

TUNGSTENO EN POLVO.—3 chelines i 5 peniques por libra.

FERRO-TUNGSTENO.—De 80 a 85 por 100, 2 chelines i 11 peniques por libra.

WOLFRAM.—De 65 por 100 $WO_{3,32}$ s. 6 d. por unidad, nominal.

ULTIMOS PRECIOS DE LÓNDRES

Telegramas (19 Setiembre), de la Casa *Bonifacio López, Bilbao*:

<i>Cobre</i> .—Cobre standard, al contado.....	£ 100.17.6
— Electrolítico.....	116.10.0
— Best selected.....	109. 0.0
<i>Estaño</i> .— <i>Straits</i> , lingotes, al contado.....	282. 0.0
— <i>Cordero Bandera</i> Ingles, lingotes.....	280. 0.0
— — — barritas.....	281. 0.0
<i>Plomo</i> español.....	25.12.6
<i>Sulfato de cobre</i>	43. 0.0
<i>Régulo de antimonio</i> , en panes.....	45. 0.0
<i>Aluminio</i> en lingotillos dentados.....	150. 0.0
<i>Mercurio</i> , (Frasco de 75 libras).....	23.10.0

