

BOLETIN MINERO



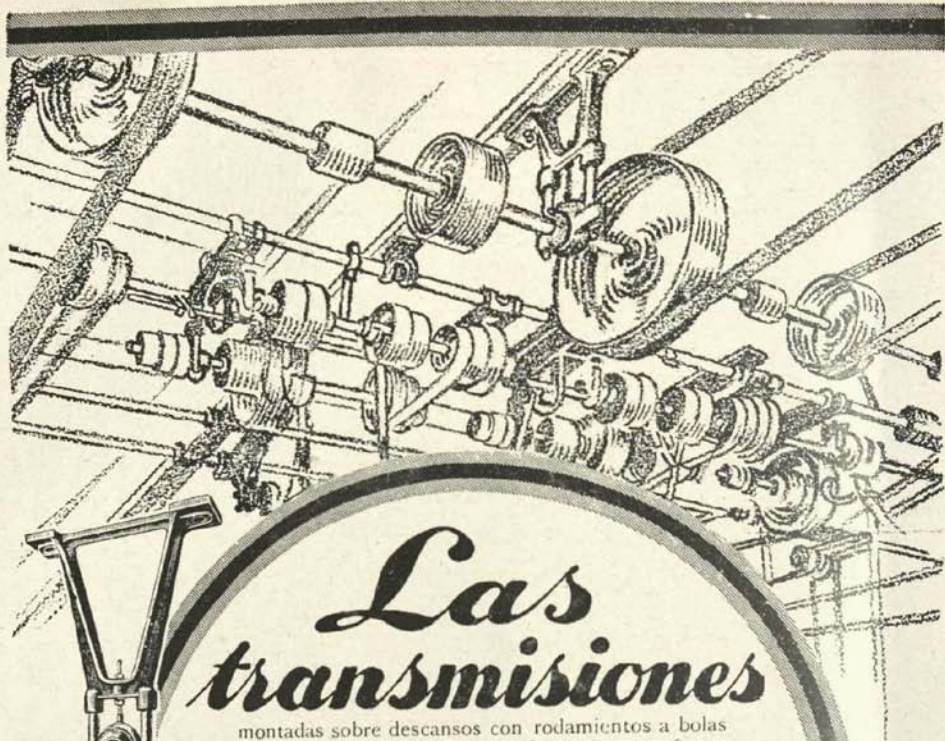
DE LA SOCIEDAD NACIONAL DE MINERIA

Año XLI | Santiago de Chile.—Septiembre de 1925 | Vol. XXXVII—Núm. 317



GENERAL VIEW OF BENCH "G"

Mina "El Tofo" Vista General del banco "C"



Las transmisiones

montadas sobre descansos con rodamientos a bolas **SKF**, desempeñan sus funciones en forma **EFICIENTE, ECONÓMICA Y SEGURA.**

Fuera de su alta calidad y esmerada fabricación los cojinetes **SKF** poseen grandes ventajas por su **OSCILACION** y **AJUSTE AUTOMÁTICO.**

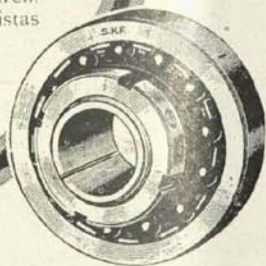
Por consiguiente

no importa que los ejes se tuerzan—que los soportes se aflojen,—que los pilares se doblen—que las máquinas se asienten—que las correas se estiren— si las transmisiones y las máquinas están provistas con

Cojinetes Oscilantes.

SKF

Nos ofrecemos a la disposición de todo interesado para consultas, sobre cualquier informe para instalaciones nuevas o reformas de las existentes, con **Cojinetes SKF.**



Compañía Sud-Americana S K F

— SANTIAGO —

Estado 50 — Casilla 207

Dirección Telegráfica "ROLUEMEMT"

Al dirigirse a nuestros anunciadores sírvase citar al "BOLETIN MINERO"

BOLETIN MINERO

DE LA

Sociedad Nacional de Minería

SANTIAGO DE CHILE

SUMARIO

	Págs.
El estaño de la Malaya	575
The Ore Magmas.....	577
La cianuración de los minerales de oro y plata, por O. M. Brown, A. R. S. M.	579
Los magmas metalíferos, por J. E. Spurr.....	605
Monografía Minera de la provincia de Coquimbo, por J. Kuntz.....	608
La vuelta a la normalidad de la industria del cobre, por Arthur Notman.....	620
SECCIÓN SALITRERA: Investigaciones sobre el nitrógeno, por H. Foster Bain y H. S. Mulliken (continuación).....	627
Sección consultas.....	642
Estadística de metales.....	643
Cotizaciones.....	646

EL ESTAÑO DE LA MALAYA

A despecho de los vaticinios de los pesimistas, los Estados de la Malaya lograron mantener en 1924, su producción de años anteriores y, como respuesta categórica y concluyente a los expertos, la aumentaron en 6,394 toneladas, con las que la producción total de la península alcanzó el año pasado, a 44,000 toneladas de estaño fino, o sea un tercio de la producción mundial. Bolivia, por el contrario, sólo pudo aumentar su exportación en unas 1,500 toneladas, muy poca cosa si se la compara con los augurios que se hicieron para 1924. Y la razón de ser de

esta diferencia, tan notable en el aumento de la producción en los dos países mencionados, no es difícil de hallar. La producción de Malaya proviene en su mayoría de depósitos superficiales que se explotan a cielo abierto y de lavaderos. En Bolivia el estaño se extrae de vetas, y ninguna de las halladas hasta la fecha, ha tenido las leyes sumamente ricas de Lla-llagua, a pesar de las seguridades que con repetida frecuencia nos dan los prospectos de las Compañías que los promotores lanzan al mercado. Además, las partes superficiales y ricas de la inmensa

mayoría de las vetas bolivianas han sido ya explotadas y con mayor profundidad los minerales de estaño se empobrecen, siguiendo una ley general ya bien establecida por la Geología en la deposición de los minerales; a excepción de rarísimos casos que se pueden contar con los dedos de una mano: Morro Velho en el Brasil; The Blanket Beds del Witwatersrand, Sud Africa; los yacimientos de oro de Kolar, en la India; algunas de las vetas estañíferas de Cornwall y los conglomerados con cobre nativo de Michigan. También, algunas de las vetas bolivianas pierden su simplicidad mineralógica al profundizar y, además del estaño, aparece el plomo, el zinc, la pirita y otros minerales que complican los procedimientos de beneficio.

Según el último informe oficial del Servicio Geológico de Malaya, las exploraciones llevadas a cabo últimamente en terrenos que se consideraban agotados, han dado espléndidos resultados, como por ejemplo, cerca de Ipah en una veta en calizas cerca del granito y que el año pasado produjo 1,050 toneladas de estaño fino dejando una ganancia de 500,000 dólares, a un capital de sólo 4,000. De diversos otros lugares de la península llegan noticias con descubrimientos de nuevos yacimientos en mayor número y calidad que los hechos hace ya muchos años. Estas noticias han sido confirmadas oficialmente por los ingenieros del gobierno; así que no se trata de noticias tendenciosas con propósitos bursátiles. La gran afluencia de coolíes, o sea, peones chinos, ha

sido una de las causas que más ha contribuido a una mayor producción, pues en otros años la escasez de la mano de obra ha hecho sentir su peso en el tonelaje explotado en este distrito estañífero.

La explotación de los lavaderos estañíferos también ha contribuido su cuota a la producción de los Estados Federados de la Malaya. El año pasado las dragas produjeron 9,600 toneladas de estaño fino, o sea 1,300 más que en 1923. El porcentaje total debido a las dragas fué de 21.8% en 1923, lo que indica, que a pesar de que el estaño de dragado aumentó en 1,300 toneladas, la producción ha permanecido estacionaria con relación al resto de lo explotado.

Una de las innovaciones de mayor importancia en la maquinaria en uso, ha sido la adopción general por los chinos, de la bomba para grava (gravel pump), máquina que los chinos empezaron a adoptar cuando los costos de la explotación eran altos, y bajo el precio del estaño, y en la actualidad este sistema se emplea en unas 42 minas.

Con respecto al sistema de dragado en boga, el año pasado se introdujeron por primera vez en la Malaya las dragas de succión, de las que hay 4 en trabajo contra 38 con baldes; pero, según la opinión de los técnicos en la materia será necesario introducir muchas reformas e innovaciones en esta clase de dragas antes de obtener un tipo del todo satisfactorio. Por lo que se refiere a la draga común o de baldes, la tendencia que se nota en este distrito es a aumentar la capacidad de las dragas y las úl-

timas puestas en trabajo, son capaces de beneficiar 200,000 yardas cúbicas por mes y cuestan £ 50,000; mientras que las dragas de succión, con 150,000 yardas cúbicas de capacidad mensuales, demandan un desembolso de £ 35,000 a 45,000. Hoy día hay 4 dragas de succión más en construcción, 9 de baldes y 10 proyectadas. En términos generales se puede decir que el sistema de canaletas sigue siendo el método favorito para la concentración de la casiterita, aunque con este sistema se pierde de un 10 a un 15% de Sn. Aunque todos reconocen en el Oriente que los clasificadores y maritatas son más eficientes para recuperar el estaño que las canaletas, el costo de la construcción y amortización de la planta, y el pago de regalías para el uso de las máquinas ya citadas, absorbe el mayor producido obtenido por este último sistema.

En vista de lo expuesto nadie

arriesgaría su reputación de profeta, en vaticinar que los Estados Federales de la Malaya continuarán siendo, por muchos años todavía, los mayores productores de estaño del orbe. Bolivia seguirá ocupando el segundo lugar, a pesar de los repetidos anuncios de que muchas compañías van a comenzar a producir "el próximo mes"; de la inminente marcha de nuevos ingenios que están por terminarse y del diluvio de prospectos de nuevas compañías en formación. Mientras muchas de las Compañías estañíferas continúen como hasta ahora con los ojos fijos en la calle Bandera, en lugar de dedicar toda su atención a la exploración, cubicación y explotación de sus yacimientos y a mejorar el sistema de beneficio en sus ingenios, mucho nos tememos que la producción boliviana no alcanzará por muchos años, todavía, el lugar que le corresponde.



THE ORE MAGMAS

Con este título J. E. Spurr, acaba de publicar una obra sobre el origen de los yacimientos metalíferos, que con el tiempo llegará a ser clásica en la literatura geológica. ¿Quién, que haya tenido o tenga un poco de interés en geología económica, no conoce a Spurr? Spurr, como tantos otros distinguidos geólogos norteamericanos, hoy los mejores del mundo, hizo sus primeras armas en el admira-

ble Geological Survey de los Estados Unidos. Sus monografías sobre los asientos mineros que visitó y estudió, son un modelo de investigación paciente, precisa y detallada, de exposición clara y concisa y de deducciones lógicas y justas. Spurr tiene, además, imaginación y valentía, cualidades poco comunes en la mayoría de los investigadores. No se contenta con seguir la ruta trazada por sus predeceso-

res, sino que busca nuevos rumbos, nuevas orientaciones, nuevas teorías, cuando la realidad, la dura realidad de los hechos, lo demanda. De ese deseo imperioso de acercarse a la verdad, deseo innato en todos los verdaderos hombres de ciencia, nació ese tratado especialísimo que con razón justísima ha llamado "*The Ore Magmas*". Pero, Spurr, no es un simple teorista; es más, muchísimo más que eso. En "*The Ore Magmas*", está condensada la experiencia de toda una vida de asiduo trabajo en el terreno, en la superficie y bajo tierra; de investigación con el microscopio en el laboratorio y de hondo cavilar en los ratos de descanso. Como él dice muy bien, en su corto prólogo, "mi libro difiere de los demás tratados sobre yacimientos metalíferos en que consiste de mi experiencia personal". Poder escribir dos volúmenes de cuatrocientas páginas cada uno, con la experiencia personal de un solo hombre, joven todavía, es haber aprovechado la vida y las oportunidades. Y no se crea que en el libro se hace literatura, nó. El tratado está escrito con esa claridad y concisión rotunda y científica a que nos tienen acostumbrados los hombres de ciencia anglo-sajones y para la que su idioma se presta cual ninguno.

El tratado consiste de 20 capítulos:

- 1.—El Origen de los Magmas Metalíferos o Soluciones; Vetas-Diques;
- 2.—La Manera cómo se Inyectaron las Vetas Metalíferas y la Naturaleza de los Magmas Metalíferos o Soluciones;
- 3.—El Secreto de las Intrusiones Igneas;

- 4.—El Solevantamiento producido por los Magmas en escala Local, Regional o Continental;
- 5.—La Secuencia de los Magmas Metalíferos;
- 6.—Los Yacimientos Metalíferos cerca de la Superficie;
- 7.—Las Rocas Aplíticas, Pegmatíticas y Superpegmatíticas y los Magmas Metalíferos;
- 8.—La Relación en Tiempo entre las Intrusiones de las Rocas y las Intrusiones de Minerales;
- 9.—Epocas de Deposición Metalífera;
- 10.—Acerca de las Provincias Metalográficas;
- 11.—Otros Flúidos que Depositán Minerales además de los Magmas Metalíferos;
- 12.—La Derivación de ciertas Menas (Ores) de ciertas clases de Magmas Igneos;
- 13.—Las tres principales líneas de descenso para los Yacimientos Metalíferos;
- 14.—Las Soluciones Cálceas que causan Metamorfismo sobre los Contactos de las Rocas Intermediarias;
- 15.—La Precipitación de los Magmas Metalíferos;
- 16.—El Origen de las Vetas de Fisura;
- 17.—La Influencia de la Textura y Estructura de las Rocas sobre las Vetas;
- 18.—La Sucesión de las Vetas con Minerales Terrosos (Estériles).
- 19.—El Dique de Arena o Brecha; y
- 20.—El Origen de ciertas Chimeneas Metalíferas.

Además, para hacer más fácil la lectura al estudiante, Spurr ha hecho una sinopsis de los capítulos que se han publicado al principio del libro. Estas sinopsis las publicará traducidas al castellano el "BOLETÍN MINERO", a partir del presente número para que nuestros lectores se den cuenta de la importancia de la obra de Spurr. Después de leerlas, creemos que ningún estudiante del Origen de los Yacimientos Metalíferos se quedará sin leer la obra entera. La sinopsis desempeña el papel de aperitivo: Abre el apetito para las grandes comidas.



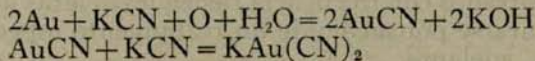
LA CIANURACION DE LOS MINERALES DE ORO Y PLATA (1)

POR

O. M. BROWN, A. R. S. M.

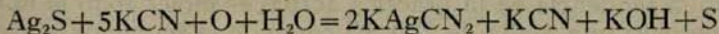
El procedimiento de la cianuración es quizás el más importante de los descubrimientos que se han hecho en la metalurgia húmeda, y ha permitido beneficiar minerales que de lo contrario hubieran permanecido en las minas por un tiempo indefinido. En 1887 Mac Arthur Forrest sacó una patente para beneficiar minerales de oro y plata, disolviendo los metales preciosos en una solución de cianuro de potasa y precipitándolos con zinc. Antes de esta fecha se habían sacado otras patentes, pero todas fracasaron desde el punto de vista económico debido al hecho de que se empleaban soluciones concentradas. La primera planta se construyó en Nueva Zelandia en 1889. Los resultados fueron tan satisfactorios que el éxito del procedimiento quedó casi asegurado y en 1890 se construyó la primera planta en las minas de oro del Witwatersrand, en Sud Africa. A pesar del gran escepticismo que reinaba y de grandes dificultades, los inventores lograron convencer al mundo de que el problema había sido resuelto y se procedió con rapidez en la construcción de nuevas plantas hasta que en 1896 casi la totalidad de las minas de oro del Africa del Sur estaban empleando este procedimiento.

La Química.—El procedimiento está basado en la propiedad que tiene el cianuro de sodio y de potasio en solución, de disolver el oro y la plata, lo mismo que la mayoría de los otros metales, y formar cianuros simples o compuestos.



En ésta y en todas las demás ecuaciones la plata puede reemplazar el oro y el sodio reemplazar el potasio.

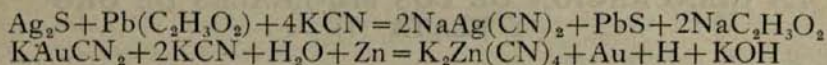
Con los sulfuros de plata la reacción es la siguiente:



La solución de cianuro de oro o plata al pasar sobre zinc metálico, deposita los metales preciosos con la evolución de hidrógeno.

(1) Traducido del original por F. Benítez.

En el beneficio de los metales preciosos, el acetato de plomo ayuda al cianuro a atacar el mineral, de acuerdo con la siguiente ecuación:



Interferencias.—Como casi todos los metales son atacables por el cianuro, la presencia de alguno de éstos en los minerales de oro y plata es causa de un gran consumo de cianuro y de mala extracción del oro y de la plata.

Los siguientes minerales también son perjudiciales, bien sea porque se combinan con el cianuro o porque se llevan los metales preciosos en combinación mecánica, en cuyo caso sólo pueden separarse gracias a una molienda muy fina.

1. Óxidos de cobre, carbonatos e hidratos (consumen cianuro).
2. Sulfuros de Cu, Ni, CO, Pb, Zn, Fe. (interferencia mecánica).
3. Sulfuros alcalinos solubles (consumen cianuro).
4. Los minerales arsenicales y antimoniables y el manganeso, exceptuando si está en la forma de silicato, también consumen cianuro.

5. El mercurio ocasiona pérdida de zinc.

6. Substancias carboníferas consumen cianuro y precipitan el oro y la plata.

7. Los sulfatos solubles consumen cianuro y el ácido libre hace que se desprenda HCN.

Estas dificultades pueden vencerse de varias maneras. El ácido libre puede neutralizarse con cal.

Las sales solubles pueden disolverse del mineral antes de beneficiarse por medio de un lavado preliminar con agua antes de introducir la solución de cianuro. Las otras substancias que interfieren pueden eliminarse por medio de la tuesta, de la concentración o de la flotación, empleando estos sistemas como tratamiento preliminar.

Los concentrados con frecuencia tienen leyes altas de oro y plata y pueden cianurarse por medio de un tratamiento especial, como se explicará más adelante.

El tratamiento.—El primer paso es, por supuesto, la reducción de un mineral a un tamaño conveniente para que sea fácilmente atacable por la solución de cianuro. El tamaño a que debe molerse el mineral sólo debe determinarse para cada mineral por medio de pruebas, pero la tendencia en la práctica actual es moler todo el mineral hasta que pase una malla de 200. El costo de la molienda aumenta, por supuesto, con una molienda tan fina y el interés sobre la planta es también mayor, pero la recuperación es también mejor y además se reduce la duración del tratamiento. Las etapas sucesivas en la reducción del mineral son las siguientes:

1. Quebrantación en chancadoras (Blake o Giratorias).
2. Molienda gruesa en molinos de bolas, molinos chilenos o pisones.
3. Molienda fina en molinos de bolas, molinos de barras o de piedras.

En muchas plantas el cianuro se introduce al circuito durante la molienda gruesa en forma de una solución diluída, en lugar de moler sólo con agua y donde no hay gran cantidad de ácido en el agua o substancias que interfieran con el mineral esta práctica es beneficiosa, puesto que se pone al oro y a la plata en contacto con el cianuro en los comienzos del tratamiento y se reduce la duración del beneficio.

Sin embargo, cuando se practica la amalgamación de un mineral con oro libre, es dudoso si esta práctica es conveniente, puesto que el cianuro tiende a destruir las planchas.

La práctica de efectuar la molienda en la solución de cianuro se dice que consume cianuro debido al calor que se genera durante la operación de la molienda.

Cuando la molienda se lleva a cabo en agua, hay que asentar o espesar la pulpa antes de cianurarla y esta operación, en el caso de que el mineral contuviera sulfatos solubles, sirve para disolver éstos, quedando la pulpa en un estado apropiado para cianurarla.

Sin embargo, en el caso de un mineral simple que no contenga ninguna substancia perjudicial, es, por regla general, preferible moler en cianuro.

La próxima etapa en el tratamiento es la cianuración y esta operación puede llevarse a cabo de varias maneras.

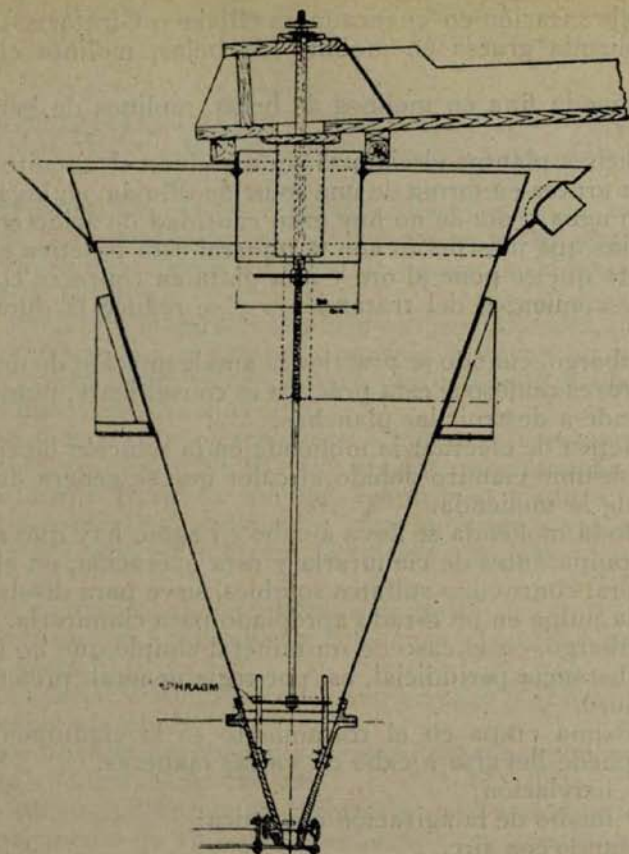
1. Por lixiviación;
2. Por medio de la agitación mecánica;
3. Agitando con aire.
4. Por decantación continua en contracorriente.
5. Por un filtrado en vacío y en series.

En todos estos sistemas la concentración de la solución es la misma y para los minerales de oro varía entre 0.05% y 0.25%, mientras que para los de plata es de 0.25% a 0.5% KCN.

(1) POR LIXIVIACIÓN.—Este método sólo puede aplicarse a arenas relativamente gruesas, y por consiguiente, después de la molienda gruesa, hay que separar las arenas gruesas de los lodos por medio de una clasificación; lo que puede hacerse con clasificadores hidráulicos o mecánicos. Como tipo de la primera clase, se puede citar al de Callow y el de Dorr es el más conocido entre los clasificadores mecánicos.

El clasificador mecánico tiene un costo inicial más alto que los otros, pero requiere menos atención y está más libre de inconvenientes.

Habiéndose separado las arenas de los lodos, éstas se conducen



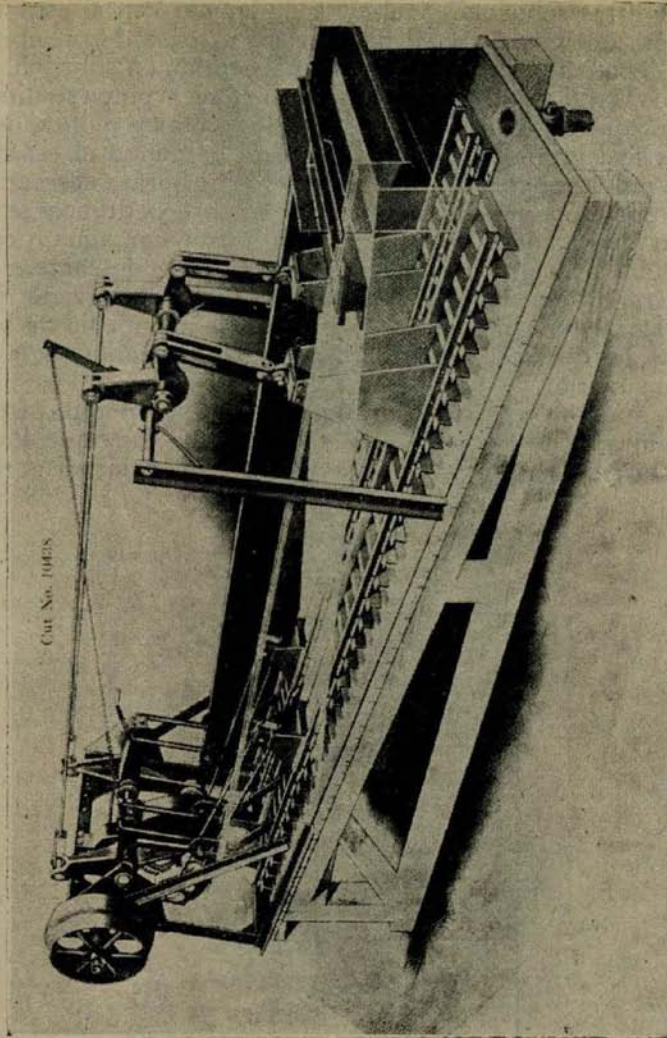
Clasificador Hidráulico. Cono Caldecott con Diagrama (Patentado)

a grandes estanques circulares, en los que se distribuyen de una manera uniforme, por medio de un aparato especial giratorio.

Estos estanques tienen capacidad para 50 a 200 toneladas de arenas secas y, por regla general, su diámetro es cuatro veces mayor que su altura.

El fondo está cubierto de un emparrillado de madera, sobre el cual descansa un felpudo de fibras de coco y de género que sirve de soporte. El fondo está provisto de compuertas para descargar la arena a través de las cuales se botan las arenas o se descargan por medio de agua.

Cuando un estanque está lleno, el agua o la solución se decanta a través del fondo de filtro. La primera se bota y la segunda pasa a los estanques de clarificación.



Cut No. 10428

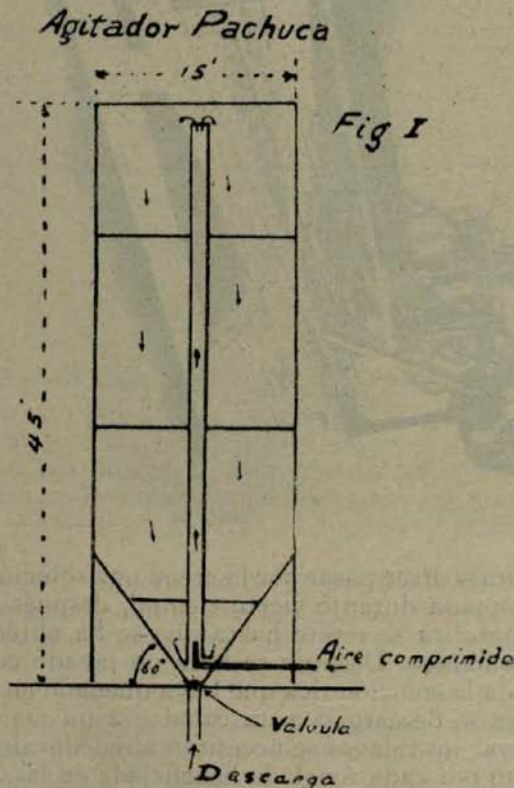
Clasificador mecánico Dorr Duplex, modelo "C"

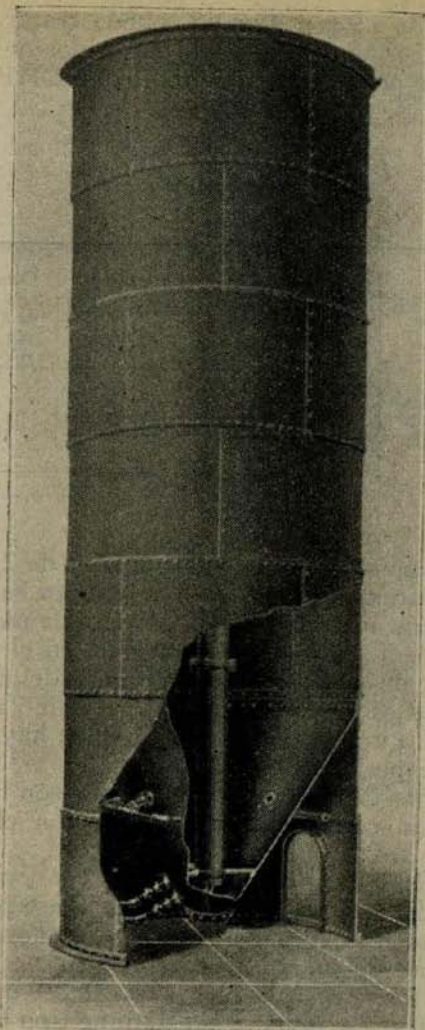
A esta altura se hace pasar por la arena una solución de una concentración apropiada durante cierto tiempo, después de lo cual se extrae y esta práctica se repite hasta que se ha obtenido el rendimiento más económico. Después se hace un lavado con agua clara para extraer toda la solución rica que haya quedado en el estanque y luego las arenas se descargan a un canal o a un transportador de correa. Para lavar los relaves se necesitan alrededor de 100 litros de agua por minuto por cada tonelada beneficiada en las 24 horas.

Todas estas soluciones y el agua de lavado van al estanque de clasificación, después del cual pasan a los cajones de precipitación en donde depositan el oro y la plata que estaban en solución.

2. AGITACIÓN MECÁNICA.—Con este sistema la pulpa se alimenta a un estanque que tiene una serie de rastrillos o brazos montados sobre un eje vertical giratorio. Mientras se está cargando el estanque y después la pulpa se agita durante el número de horas necesario, después de lo cual se permite que la pulpa se asiente y entonces se separa la solución clarificada. Luego se hace un lavado con agua o con una solución débil y la agitación se repite hasta que se descarga el estanque sin parar la agitación y dándole a la pulpa un lavado final de agua. La agitación también puede producirse por medio de bombas centrífugas, las que sacan la pulpa del fondo del estanque y la elevan a su parte superior.

3. LA AGITACIÓN POR MEDIO DEL AIRE.—Este método se emplea en el tratamiento de los lados y se efectúa en un estanque Pachuca, (Fig. 1) o en una forma modificada de éste, conocida por el nombre





Agitador Pachuca

de estanque de Parral. Los estanques de Pachuca se construyen generalmente de planchas de hierro y su altura es tres veces el diámetro. El fondo tiene la forma de un cono invertido con los lados a un ángulo de 60° . A corta distancia sobre el cono parte un cañón que se extiende casi hasta la parte superior del estanque.

Un estanque de 15 pies por 45, puede tratar 50 toneladas de pulpa seca en las 24 horas y necesita alrededor de 100 pies cúbicos de aire comprimido por minuto, que requieren 6 HP.

AGITADORES

Diámetro por altura	Peso libras	Capacidad en pies cúbicos	Capacidad nominal en ton. por 24 horas	Consumo de aire en pies ³ de aire libre por minuto	Presión en libras
10'×30'	16,000	1,800	15—20	50	20—30
12'×36'	20,000	3,000	35—40	75	20—30
15'×45'	30,000	5,500	50—60	100	30—40

La razón de agua a sólidos en la pulpa es de $2\frac{1}{2} \times 1$. Cuando se ha terminado el tratamiento se deja que la pulpa se asiente, se extrae la solución, se añade agua de lavado, se agita de nuevo y el estanque se descarga por medio de una llave situada en el fondo. El tiempo que dura la agitación varía con la naturaleza del mineral, pero para minerales auríferos es de 12 horas como término medio y para los de plata, 36 horas. La duración de la agitación hay que determinarla en cada caso por experimentación.

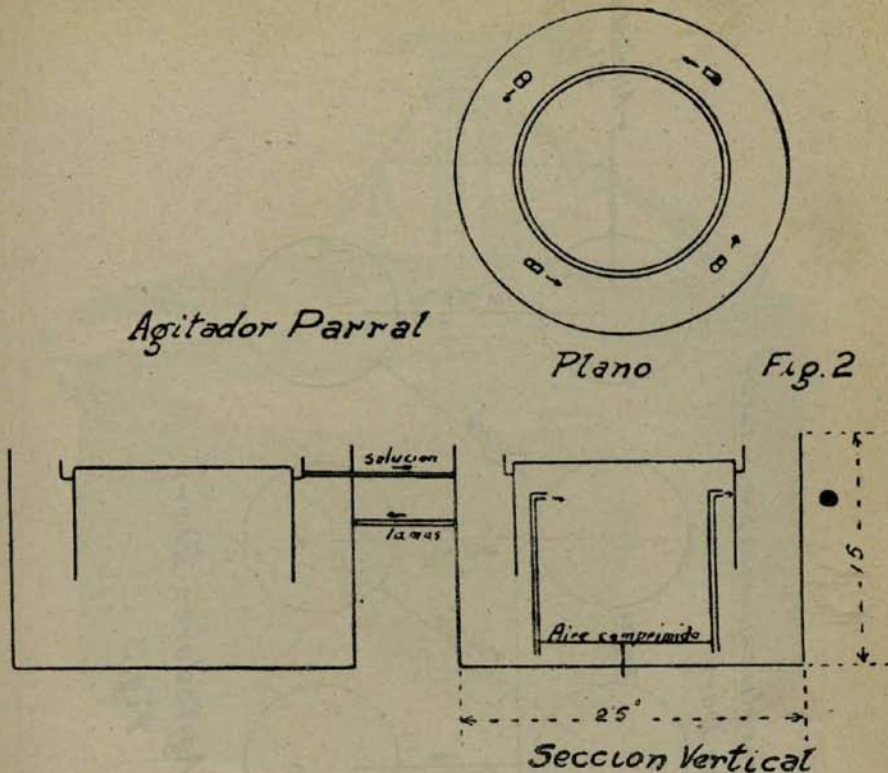
Las desventajas de este tipo de estanque son las siguientes:

1. Su reducida capacidad comparada con el acero empleado en su construcción;
2. El costo de elevar la pulpa;
3. El cañón del aire puede taparse cuando se para el aire al final de la agitación y se hace difícil el empezar de nuevo;
4. La cantidad de fuerza necesaria; y
5. La pulpa no se mezcla bien.

Por estos motivos se inventó el estanque tipo PARRAL (Fig. 2), del que se dice que no tiene estas desventajas. El estanque Parral tiene alrededor de 15 pies de altura por 25 pies de diámetro y en lugar de tener un fondo cónico y un cañón central, el fondo es plano y tiene cuatro cañones, con la punta de cada uno terminando en codo, y a través del cual la pulpa descarga horizontalmente, lo que produce un movimiento circular y una mezcla más perfecta.

Debido a la disminución en la altura del estanque se requiere menos fuerza para elevar la pulpa y agitarla.

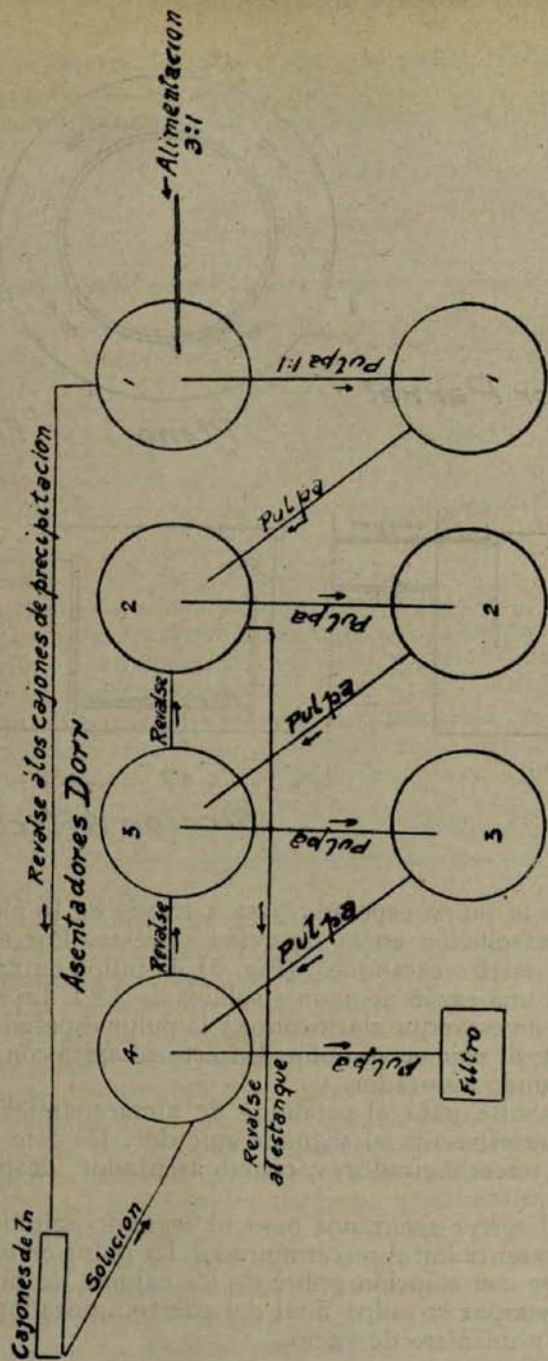
DECANTACIÓN CONTINUA POR CONTRA-CORRIENTE.—Este sistema funciona en asentadores y agitadores Dorr colocados en series,



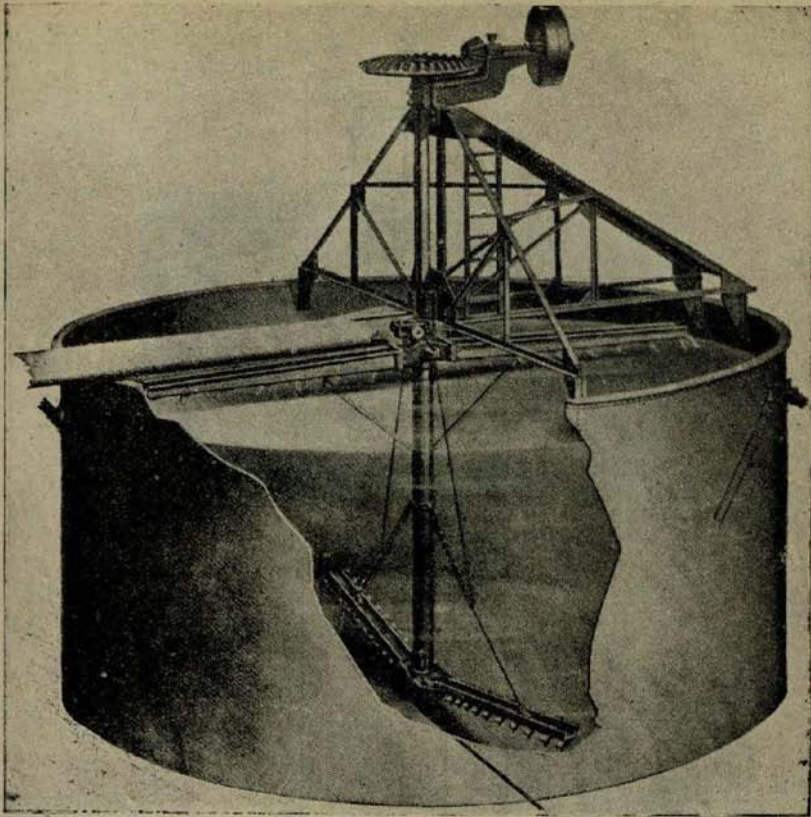
de tal manera que la pulpa espesada pasa a través de la planta en una dirección y la solución en la dirección opuesta. Por ejemplo, en una planta con cuatro estanques, (Fig. 3), la pulpa entra al primer asentador con una razón de agua a sólidos de 3×1 . La solución que rebalsa pasa a un estanque clarificador y la pulpa espesada, hasta una razón de 1×1 , al primer agitador. En éste se agita con la solución y pasa al segundo asentador.

De aquí el rebalse pasa al estanque de almacenamiento de la solución y la pulpa espesada al segundo agitador. De éste pasa al tercer asentador, tercer agitador y cuarto asentador, después del cual se bota.

El rebalse del tercer asentador pasa al segundo agitador, y el rebalse del cuarto asentador al tercer agitador. La pulpa en el cuarto asentador se diluye con solución pobre de los cajones de precipitación. Antes de descargar la pulpa final del cuarto asentador, puede diluírsela y pasar a un filtro de vacío.



Agitadores Dorr
Fig. 3



Agitador Dorr

FILTRADO EN SERIES.—(Fig. 4).—Este método se está empleando en ciertas plantas y está dando buenos resultados. Como su nombre indica, la pulpa pasa ya agitada a un filtro de vacío, en el que se extrae la solución, y la pulpa, más o menos asentada, se descarga. Esta se agita de nuevo con más solución y pasa a otro filtro. El proceso se repite hasta que se llega al límite económico de recuperación.

Las ventajas de este sistema comparado con el de decantación por contra-corriente son:

1. Poca pérdida de oro y plata en las soluciones;
2. Pocas pérdidas mecánicas de cianuro;
3. Poco consumo químico de cianuro;
4. Mayor flexibilidad;
5. Mejor rendimiento.

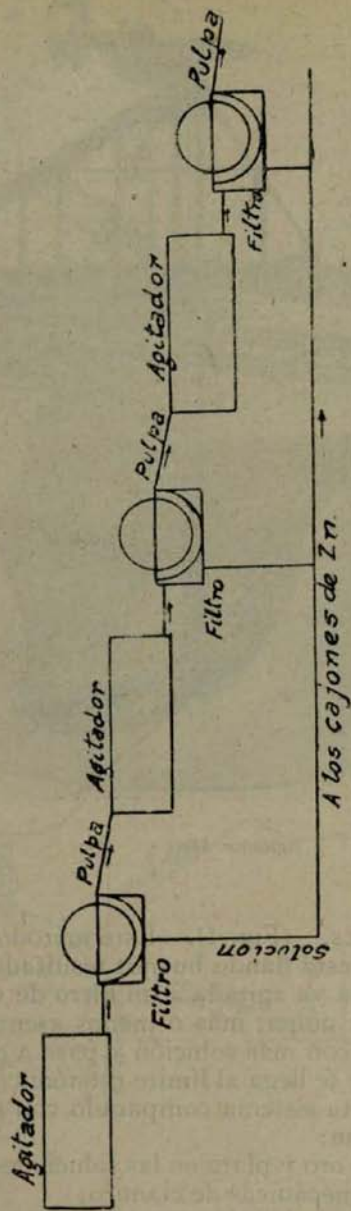


Fig. 4

2.º Tratamiento	}	Primera solución, 0.5% KCN.
		El tratamiento dura 24 horas. La percolación y el drenaje dura 6 horas.—Las soluciones a los cajones de zinc.
3.er Tratamiento	}	Segunda solución, 0.5% KCN.
		La percolación dura 6 días. Lavado con una solución de 0.2% KCN durante 2 días. Lavado con agua durante 18 horas.—Solución a los estanques de almacenamiento.
LODOS	}	Se agitan durante 24 horas en una solución de 0.2% KCN.
		Se asientan y decantan.
		Se agitan durante media hora en una solución de 0.2% KCN
		Se asientan y decantan.
		Se agitan seis veces más en una solución de la misma concentración durante media hora.
		Se lavan con agua.

RENDIMIENTO

CONSUMO DE REACTIVOS

Ag. 87%	KCN. 1.70 Kgms. por tonelada.
Au. 92%	Zn. 0.80 » » »
	Cal 46.00 » » »
	Acetato de plomo 0.17 » » »

El alto consumo de cal se debe a que en el beneficio se emplean las aguas ácidas de la mina.

(3) MINERAL DE ORO: Au. 12 gramos por tonelada.
Ag. 93 » » »

TRATAMIENTO.—Las arenas y los lodos se separan, las arenas se lixivian y los lodos se agitan.

El mineral se muele a 35 mallas en una solución de 0.03% de KCN.

ARENAS.—Se lavan dos veces con una solución de 0.2% de KCN.

Se dejan percolar durante 10 días con una solución de la misma concentración.

RENDIMIENTO

Au. 85%
Ag. 68%.

LODOS.—Se agitan durante 6 horas en una solución de 0.2% KCN. Se lavan cuatro veces con una solución de 0.03% KCN y después se lavan con agua.

RENDIMIENTO

CONSUMO DE REACTIVOS

Au. 95%	KCN. 1.60 Kgm. por tonelada
Ag. 80%	Zn. 0.30 » » »
	Cal 1.50 » » »
	Acetato de plomo 0.12 » » »

(4) MINERAL DE ORO.—Carga 170 toneladas.

	Solución	Tons.de solución	Concentración	Duración del tratamiento.
Primer tratamiento.	Fuerte	27	0.25%	70 horas.
	Mediana	27	0.20%	
	Débil	27	0.15%	
Segundo tratamiento	Mediana	20-25	0.20%	180 horas.
	Débil	75	0.10—0.15%	
	Agua.	20-30	

EL FILTRADO DE LOS LODOS.—En el tratamiento de los lodos hay que separar la totalidad de las soluciones cargadas antes de que la extracción sea completa y esta operación se lleva a cabo por medio del filtro de vacío, del que hay dos tipos, el fijo y el giratorio. El primero es un estanque rectangular en el cual están suspendidos una serie de marcos hechos de cañones y sobre los cuales está extendido el género. Los lodos pasan a un estanque y a una bomba de vacío, conectada con el interior de los marcos.

El vacío hace que la solución pase a través del género dejando una torta de lodo pegada a la superficie de los marcos. Cuando la torta es bastante espesa, el estanque se vacía y se llena de nuevo con solución estéril para lavar los valores que queden en la torta. Esta solución se retira y se le da a la torta un lavado de agua pura, después de lo cual se retira el vacío, la torta cae del género y por medio de agua los lodos se envían a los desmontes.

La acción del tipo giratorio es la misma. Consiste de un marco en forma de tambor sobre el que está estirado el género y revuelve en una dirección horizontal, estando al mismo tiempo sumergido en parte en el estanque, al que se alimentan los lodos. Durante un tercio de la revolución, la torta se riega con agua y durante el resto de la revolución se para el vacío y se le aplica presión desde la parte interior, presión que separa la torta del género. La torta se separa finalmente por medio de un rastrillo y cae a una correa transportadora o a un canal y se envía a los desmontes por medio de una corriente de agua. El filtro giratorio requiere muy poca atención, por ser automático; usa muy poca fuerza, pero el tipo fijo da a la torta un lavado más completo.

LA PRECIPITACIÓN.—Habiendo disuelto los metales preciosos que contenía el mineral y separado la solución rica de las arenas y los lodos, la próxima etapa consiste en recuperar los metales preciosos de la solución.

La solución pasa primero a un estanque clarificador, que es simplemente un estanque con un fondo de arena y género y sirve para separar los sólidos de la solución. La solución se pone después en contacto con el zinc metálico o aluminio, el que precipita el oro y la plata, quedando estéril la solución. El zinc y el aluminio se emplean en forma de virutas o en polvo.

En el caso de emplear virutas el zinc se deposita en bandejas de alambre en el fondo de un cajón rectangular (fig. 5), que está dividido en varios compartimentos de tal manera que se produzca en la solución la mayor cantidad posible de circulación. Se necesita un pie cúbico de viruta para precipitar cada $1\frac{1}{2}$ toneladas de solución que pasa a través del cajón. Cada día, o con mayor frecuencia si es necesario, se sacan las bandejas con las virutas del cajón, se lavan en una tina para separar el precipitado negro del zinc; se añaden más virutas y las bandejas se vuelven a colocar en el cajón. Si se ha forma-

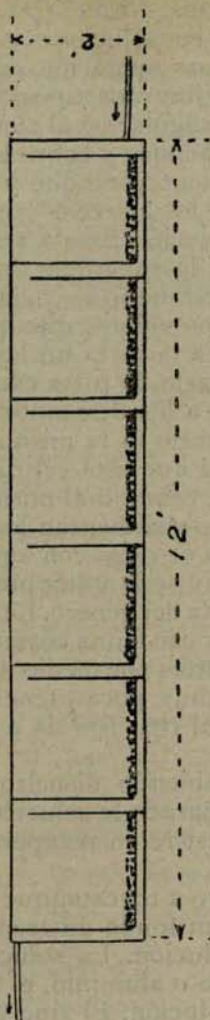
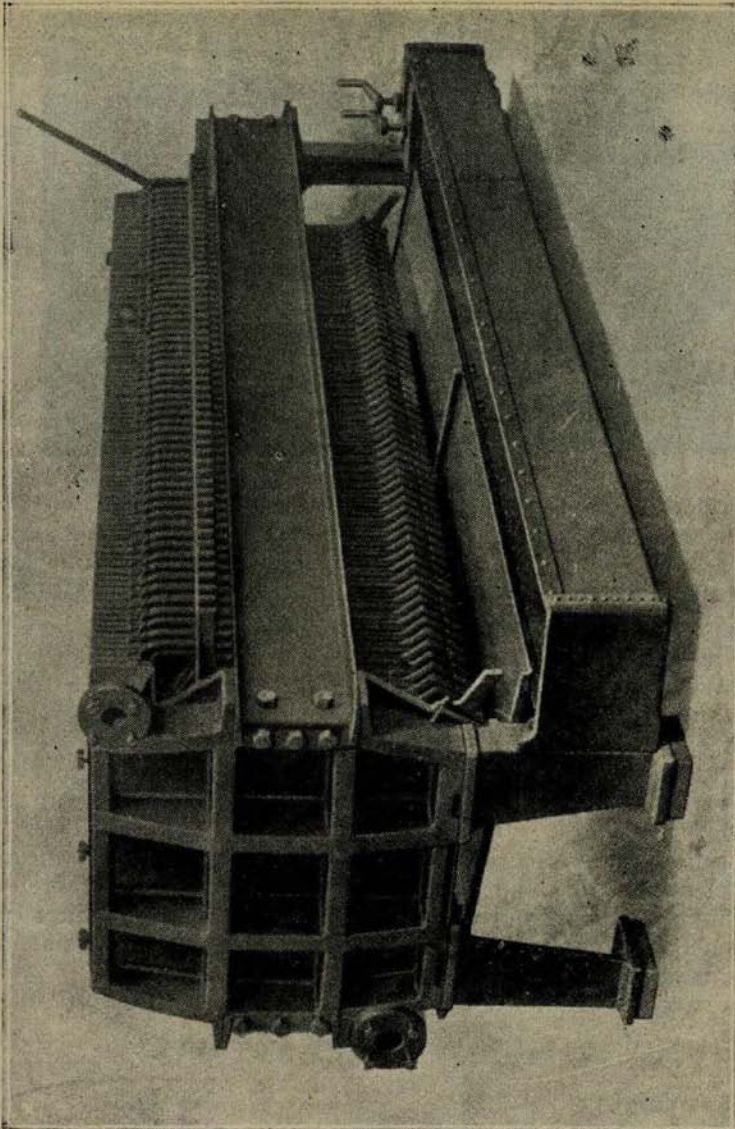


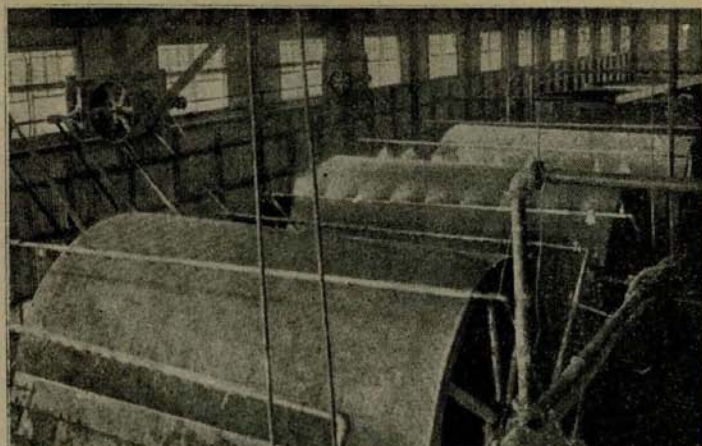
Fig. 5. Cajones de precipitación con Zn.

do precipitado suelto o zinc fino, se añade al resto. Siempre debiera haber por lo menos dos cajones listos, que permitan pasar la solución por uno mientras el otro se está limpiando, pero no debiera exponerse el zinc al aire más tiempo del necesario, porque se oxida rápidamente en cuyo estado no es tan eficiente. Algunas veces el mojar las virutas de zinc en acetato de plomo ayuda en la precipitación.

EL POLVO DE ZINC O DE ALUMINIO.—Cuando se emplea el metal en polvo para la precipitación, éste se alimenta automáticamente a



Filtro Prensa, tipo "Descarga abierta".



Filtro "Oliver" continuo.

la solución bien mezclado, después de lo cual se pasa bajo presión a través del filtro de vacío. Este es simplemente un aparato en el cual están colgados una serie de marcos sobre los cuales está estirado el género. La solución bajo presión es forzada a través del género y el precipitado permanece en el género en forma de torta. La torta se lava forzando agua a través del género en lugar de solución y entonces se la separa.

LA FUNDICIÓN.—El precipitado se trata ahora con HCl o H_2SO_4 para disolver el zinc fino y se seca en bandejas en un horno apropiado.

La fundición se efectúa en un crisol de grafito en un horno de viento calentado con coke, carbón de leña o petróleo. En este caso, es conveniente usar un horno que se dé vuelta (tilting furnace) para evitar la necesidad de sacar el crisol del fuego, lo que puede dar lugar a accidentes.

Una carga conveniente para reducir 20 kilos de precipitado es la siguiente:

NaHCO_3	1.5 kilos
Arena.....	0.5 »
Bórax.....	3.0 »
NaNO_3	0.25 »

Para una cantidad mayor de concentrado es necesario aumentar en proporción la carga de fundentes. Durante la fusión la carga se revuelve con una varilla de hierro al rojo y en el caso de que se pro-

duzca demasiado escoria, se retira el exceso. Es indispensable calentar el crisol y untarlo con grafito, hollín o petróleo. La escoria se reúne y se funde periódicamente.

LA CIANURACIÓN DE LOS CONCENTRADOS.—Es necesario hacer pruebas preliminares para determinar la mejor concentración de la solución, la duración del tratamiento, etc., y hacer un cálculo para ver si el costo y el rendimiento pueden compararse favorablemente con el flete del concentrado a una fundición. Si se viera que se puede obtener un resultado económico cianurando, hay que moler el concentrado hasta que pase una malla de 200 y agitarlo en estanques pequeños con una solución de cianuro, cuya concentración pueda variar entre 0.1 a 1% de cianuro. Debido al peso de la pulpa, hay que tener mucho cuidado que la agitación sea completa y evitar que la pulpa se asiente y hay que mantener la concentración del alcalí protector. Algunas veces es conveniente efectuar una tuesta preliminar, sobre todo, si las cantidades del concentrado son pequeñas.

Tratándose de concentrados, el consumo de cianuro es mayor que en el caso de minerales, pero el rendimiento es mucho mejor en algunos casos que si se cianura todo el mineral, en cuyo caso está justificado el mayor costo de la planta.

LAS PRUEBAS DE CIANURACIÓN.—Antes de decidir el tipo de la planta de cianuración y el sistema de tratamiento, hay que llevar a cabo las pruebas necesarias sobre el mineral para decidir los siguientes puntos:

- 1) Fineza a que hay que moler el mineral;
- 2) Concentración de la solución que se va a emplear;
- 3) Duración del tratamiento;
- 4) Razón de la solución al mineral, (dilución de la pulpa); y
- 5) Si hay necesidad de efectuar una tuesta preliminar, lavado o concentración.

Cuando la planta ya está trabajando, hay que hacer continuamente una serie de pruebas o ensayos para determinar la concentración de las soluciones y la alcalinidad protectora que el mineral requiere.

Las pruebas necesarias son las siguientes:

(1) PARA DETERMINAR EL CIANURO LIBRE

Se toman de 10 a 50 cc. de solución, se añaden unas cuantas gotas de una solución concentrada de KI y se titula con una solución de AgNO_3 , preparada disolviendo 13.04 gramos del nitrato en un litro de agua. Entonces 1 cc. de AgNO_3 equivale a 1 Kmg. de KCN. por tonelada de solución.

(2) PRUEBA PARA DETERMINAR LA ALCALINIDAD PROTECTIVA

En la ausencia de zinc, añádase a la solución bastante AgNO_3 para causar un poco de turbidez. Sin filtrar, añádase unas cuantas gotas de una solución de fenolfthalein en alcohol y titúlese con una solución normal ácida hasta que desaparezca el color rosa. La cantidad de ácido consumido indica el grado de alcalinidad protectiva. EJEMPLO: Una solución de ácido oxálico conteniendo 1.575 gramos de sal cristalizada por litro de agua equivale a 1 cc. de ácido = 0.001 gramos de KOH.

En presencia del zinc, añádase 10 cc. de una solución al 5% de ferrocianuro de potasio antes de titular.

Ensaye de las soluciones

Tómense 300 cc. de solución y añádase 20 a 50 gramos de litargirio. Evapórese hasta la sequedad en una cápsula de porcelana y fúndase el residuo de igual manera que si se tratara de un mineral.

Cuando hay que hacer muchos ensayes, es conveniente verificar las operaciones en cápsulas de papel de plomo, las que después se escorifican y cupelan.

Envenenamiento debido al cianuro

En las plantas de cianuración es absolutamente indispensable tomar las precauciones necesarias para impedir el envenenamiento de los trabajadores y empleados y es conveniente tener los antídotos del caso muy a mano para cuando sea necesario.

Si el envenenamiento se debe a los humos desprendidos del cianuro el mejor medio es hacer aspirar amoníaco al accidentado, pero si el enfermo ha ingerido el veneno, el mejor remedio es hidrato ferroso preparado fresco. Para prepararlo se tienen listas tres botellas; una conteniendo 300 cc. de una solución al 23% de sulfato ferroso; otra conteniendo 30 cc. de una solución al 5% de hidrato de sodio; y la otra conteniendo un paquete con 2 gramos de óxido de magnesia.

Cuando se necesita el antídoto se mezclan los tres ingredientes en un frasco y se le hace beber al paciente. A menos que el antídoto se prepare inmediatamente antes de beberlo, no sirve para nada.

En el caso que el paciente estuviera sin conocimiento es conveniente administrarle una inyección hipodérmica de una solución al 2% de H_2O_2 .

Costo del procedimiento

El costo del procedimiento varía, como es natural, según las condiciones de la localidad, pero como ejemplo se dan los siguientes como término medio de una planta para beneficiar oro durante los últimos 8 años.

El mineral se reducía en etapas hasta que el 92% pasara una malla de 200 y el esquema de tratamiento es el siguiente:

1. Una chancadora Blanke hasta 2".
2. Un molino Marcy.
3. Un clasificador Dorr-Simplex.
4. Un molino de bolas Allis-Chalmers.
5. Un clasificador Dorr-Duplex en circuito cerrado.
6. Un cono Callow.
7. Una bomba Frenier devolviendo las arenas del cono al clasificador Dorr-Duplex.
8. Los lodos a un asentador Dorr.
9. Una planta completa por el sistema de decantación por contra-corriente.
10. Clasificadores.
11. Precipitación en los cajones de zinc.

El costo de cada tratamiento era el siguiente:

Chancado	\$	0.05	U. S. Cy.	por	tonelada.
Molienda gruesa		0.35	»	»	»
Molienda fina.....		0.46	»	»	»
Cianuración		0.52	»	»	»
Clarificación		0.03	»	»	»
Precipitación		0.09	»	»	»
Refina		0.07	»	»	»
TOTAL	\$	1.57	»	»	»

CONSUMO DE REACTIVOS.

KCN 0.33 Kgm. por tonelada.
 Zn. 0.93 » » »
 Cal. 2.20 » » »

Rendimiento: 96.6%.
 Fuerza motriz: 23 KW. Horas por tonelada.

EL COSTO DE LA PLANTA.—El costo varía según el lugar donde haya que construirla, etc., pero un cálculo general es de \$ 1,000 U. S. Cy. por tonelada beneficiada en las 24 horas.

LA CONSTRUCCIÓN DE LA PLANTA.—Siempre que sea posible la planta debiera construirse en un lugar con suficiente desnivel que permita caer el mineral a través de las diferentes máquinas por gravedad. Aún en los casos más favorables será necesario elevar una parte de las soluciones y de los lodos, pero siempre se deben tratar de evitar los elevadores, etc. El piso de la planta debe construirse de cemento, con un poco de desnivel hacia el desagüe para recoger

la pulpa y soluciones que se derramen y conducir las a un estanque para clarificarlas. Los lagos de los relaves deben cercarse siempre para que los animales no puedan beber el agua, y además, es conveniente tomar las precauciones del caso para que no entren a la planta personas sin la debida autorización.

Datos generales para la cianuración (1)

La cantidad de solución que se emplea en cianuración es generalmente la siguiente:

Para la molienda en pisones—6 partes de solución por cada una de sólidos. Esto significa 6 partes en peso y equivale a 9.6 partes en volumen, o sea, un total de 10.6 partes en volumen. Esta cantidad de solución añadida durante la molienda equivale aproximadamente a un galón de solución por minuto por tonelada de mineral beneficiado por día.

La alimentación a los molinos tubulares se espesa generalmente a una razón de 1×1 , que equivale a $1 \frac{1}{6}$ galones por minuto por tonelada por día. La solución que se emplea en los agitadores está en la proporción de $2 \frac{1}{2} \times 1$, lo que equivale a $\frac{5}{12}$ galones por minuto por tonelada por día.

La solución que hay que separar por medio del filtro de vacío, será la cantidad contenida en los agitadores de aire más la solución de lavado, la que se asume sea una cantidad igual, y la solución de agua de lavado de desplazamiento también se asume que sea igual. Esto elevaría el total a $\frac{15}{12}$ ó $1 \frac{1}{4}$ galones por minuto por tonelada por día.

La solución que pasa a través de los cajones de precipitación con zinc sería la cantidad que rebalsaría de los estanques de clarificación o de espesamiento colocados antes de los agitadores de aire y representa la diferencia entre la solución que se añade en las baterías de los pisones y la que queda para la agitación, o sea, $\frac{7}{12}$ galones por minuto por tonelada por día. A esta cantidad hay que añadir la solución de los filtros de vacío, la que consiste de la solución original y de la solución de lavado de agua, en total $\frac{10}{12}$ galones por minuto. Estas dos unidas elevan el total a $\frac{17}{12}$, o sea, $1 \frac{1}{2}$ galón por minuto por tonelada por día, cifra que representa el total de la solución que pasa a través de los cajones de zinc.

La capacidad de las bombas que se emplea generalmente está basada en los siguientes datos:

La capacidad de la bomba para llenar los agitadores de aire dependerá del tiempo necesario para agitar el número de estanques necesarios y el tiempo necesario para llenarlas. Si el número de estanques que se necesita es tal, que uno de ellos se emplea como estanque

(1) Facilitados por la casa Allis Chalmers, edificio Ariztía, piso 10.

de almacenamiento para tomar la corriente de la pulpa continuamente, entonces la capacidad de la bomba puede estar en proporción al número de galones por minuto de pulpa que pasa a través de la planta. Sin embargo, si el período de agitación es corto y el número de los estanques que se necesita puede reducirse, la carga se tomaría entonces de los asentadores y la capacidad de la bomba debiera ser tal, que llenara el agitador lo más rápidamente posible. El tiempo necesario no debiera exceder de una hora, con un agitador de 15 pies por 45 pies y bajo estas condiciones una bomba de 6" llenaría el estanque alrededor de $3/4$ de hora.

La bomba de vacío para el filtro se calcula tomando en cuenta la cantidad de solución desplazada durante el tiempo necesario para formar la torta. Si el filtro se demora 30 minutos en formar la torta, y el tiempo total para beneficiar la carga es de 2 horas, el tiempo necesario para que la bomba de vacío desplace la solución contenida es, por lo tanto, $1/4$ del tiempo total del ciclo y la bomba debe, por lo tanto, tener una capacidad cuatro veces mayor que la cantidad de solución contenida en la pulpa. Esta pulpa es $5/12$ galones por minuto y por consiguiente, la bomba debiera tener una capacidad de $20/12$ o $1\ 2/3$ galones por minuto por tonelada por día. Es conveniente que la bomba tenga dos o tres veces mayor capacidad que la necesaria debido a que hay que tomar en cuenta la eficiencia de la bomba, el aire absorbido y otras contingencias.

La capacidad de la bomba para devolver el exceso de solución y pulpa de los estanques situados debajo del cajón del filtro al estanque de almacenamiento hay que calcularlo para cada caso.

La capacidad de la bomba para devolver la solución desde el sumidero situado debajo de los cajones de zinc hasta el estanque de almacenamiento ubicado en la parte más alta de la planta, será igual a la cantidad de solución que pasa a través de los cajones de zinc, la que es alrededor de $1\ 1/2$ galones por tonelada por minuto por día.

Estas cifras son sólo aproximadas y para cálculos generales. No se ha tomado en cuenta la humedad que se pierde en los relaves.

Proporciones del mineral en la pulpa a la solución o al agua

Cuando se dice que se requiere diez veces más agua que mineral en la cianuración se asume generalmente que se trata de volúmenes, pero cuando se dice que se requiere 6 partes de agua se asume que la proporción es en peso.

El cuadro siguiente da las diferentes proporciones tomando un mineral que pese 100 libras por pie cúbico y el agua $8\ 1/3$ libras por galón.

Unidad de mineral seco	AGUA		Volumen combinado de la pulpa	% de los sólidos en peso	% de los sólidos en volumen.
	En peso	Equivalente en volumen			
1	1	1.6	2.6	50	38.4
1	1 1/2	2.4	3.4	40	29.6
1	2	3.2	2.2	33.3	23.8
1	2 1/2	4.0	5.0	28.6	20.0
1	3	4.8	5.8	25	17.3
1	3 1/2	5.6	6.6	22.2	15.2
1	4	6.4	7.4	20	13.5
1	4 1/2	7.2	8.2	18.2	12.2
1	5	8.0	9.0	16.7	11.1
1	5 1/2	8.8	9.8	15.4	10.2
1	6	9.6	10.6	14.3	9.4
1	6 1/2	10.4	11.4	13.3	8.8
1	7	11.2	12.2	12.5	8.2
1	7 1/2	12.0	13.0	11.8	7.7
1	8	12.8	13.8	11.1	7.25
1	8 1/2	13.6	14.6	10.5	6.85
1	9	14.4	15.4	10	6.5
1	9 1/2	15.2	16.2	9.5	6.2
1	10	16.0	17.6	9.1	5.9

Una práctica común en la cianuración es suponer que la tonelada de mineral requiere 6 toneladas de agua, lo que en volumen es alrededor de 10 partes de agua por una de mineral. El peso combinado de los dos sería 7 toneladas y el volumen combinado 11 partes. La solución o el agua en proporción de 6 partes de agua a 1 de mineral en peso es equivalente a un galón por minuto por tonelada por día de 24 horas; es decir, 150 toneladas por día equivalen a 150 galones de agua que se necesitan por minuto.

AGUA

Peso específico	= 1.
1 galón	= 231" cúbicas = 3.79 litros.
7 1/2 galones	= 1 pie cúbico.
1 galón	= 8. 1/3 libras.
1 pie cúbico	= 62. 1/2 libras.
240 galones	= 1 tonelada, de 2,000 libras.
11. 1/2 galones (1. 1/2 pie cúbico)	= 1" minera.
32 pies cúbicos	= 1 tonelada.
galones por minuto × 1,440	= galones por 24 horas.
galones por minutos × 6	= toneladas por día de 24 horas.
galones por minuto × 694.94	= millones de galones por 24 horas.
toneladas de agua × 240	= galones.
millones de galones por día de 24 horas:	
1,440	= galones por minuto.
toneladas por día : 6	= galones por minuto.

PLANTAS DE CIANURACION

Agua necesaria para lixiviar arenas, con los relaves descargados semi-secos, $1\frac{1}{2}$ a 2 galones por minuto por tonelada beneficiada en las 24 horas.

Lixiviación de arenas, descargando los relaves con agua al lago, 8 a 12 galones por minuto por tonelada beneficiada en las 24 horas.

HP. día por tonelada beneficiada con el procedimiento de moler todo el mineral a lodos (all sliming) 0.85 a 3.8 HP.

HP. día por tonelada beneficiada en el Rand, 0.85 a 1.25 HP.

Costo de diferentes plantas por tonelada de capacidad, o sea el costo completo de construcción de plantas modernas de cianuración.

Tonopah Belmont Mill, Nevada.....	\$	1,060
Nipissing High Grade Ore Mill, Canadá.....		1,220
Tough Oakes Mill, Canadá.....		1,000
Santa Gertrudis Mill, México.....		792
Commonwealth Mill, Arizona.....		1,120
Uwarra Mill, N. Car.....		860

De estos costos el 33% lo absorbe la mano de obra y el 67% los materiales. La maquinaria y el equipo absorben un 50% del costo total y los edificios alrededor de un $12\frac{1}{2}\%$.

DETERMINACIONES DE LOS PESOS ESPECIFICOS

1. Peso específico de la pulpa seca = $\frac{\text{Peso de la pulpa seca colocada en un frasco}}{\text{Peso del frasco lleno de agua} + \text{peso de la pulpa seca en el frasco} - \text{peso del frasco lleno de pulpa y agua.}}$
2. Peso específico de la pulpa húmeda = $\frac{\text{Peso de la pulpa húmeda}}{\text{Peso de un volumen igual de agua.}}$
3. % del lodo seco en la carga = $\frac{100 (\text{P. Sp. de la pulpa seca}) (\text{P. Sp. de la pulpa húmeda} - 1)}{\text{P. Sp. de la pulpa húmeda} (\text{P. Sp. de la pulpa seca} - 1).}$
4. Toneladas de lodos secos en la carga = $\frac{(\text{Pies}^3 \text{ en la carga}) (\text{P. Sp. pulpa seca}) - (\text{P. Sp. pulpa húmeda} - 1)}{32 (\text{P. Sp. de la pulpa seca} - 1)}$
5. Toneladas de solución en la carga = $\frac{(\text{Pies}^3 \text{ en la carga}) (\text{P. Sp. de la pulpa seca}) (\text{P. Sp. pulpa húmeda} - 1)}{32 (\text{P. Sp. de la pulpa seca} - 1)}$

EJEMPLOS:

1. Tómese un frasco de 500 cc.

El frasco lleno de agua pesa	600 Grs
Peso de la pulpa usada	100 >
Introdúzcanse 100 grs. de pulpa en el frasco y llénese con agua .	660 >
El frasco pesa	100 >

$$\text{Peso específico de la pulpa seca} = \frac{100}{600+100-660} = \frac{100}{40} = 2.5$$

2. Peso de la pulpa húmeda = 660—100 = 560 grs.
 Peso de un volumen igual de agua = 500 grs.

$$\text{Peso específico de la pulpa húmeda} = \frac{560}{500} = 1.12$$

$$3. \% \text{ del lodo seco en la carga} = \frac{100 (2.5) (1.12-1)}{(1.12) (2.5-1)} = \frac{30}{1.68} = 17.9\%$$

$$4. \text{ Comprobación: } \frac{100}{56} = .179 = 17.9\%$$

$$4. \text{ Tons. de lodo seco en la carga de 1 pie cúbico} = \frac{1(2.5)(1.12-1)}{32(2.5-1)} = \frac{3}{48} = \frac{1}{160} \text{ Ton.} = 12.5 \text{ lbs.}$$

$$5. \text{ Tons. sol. en la carga de 1 pie cúbico} = \frac{1(2.5-1.12)}{32(2.5-1)} = .0275 \text{ Ton.} = 57.5 \text{ lbs.}$$



LOS MAGMAS METALIFEROS

POR

J. E. SPURR ⁽¹⁾

GLOSARIO

ALASKITA.—

Nombre propuesto por Spurr como término general para todas las rocas que consisten esencialmente de cuarzo y un feldespato alcalino. (Kemp).

APLITA.—

Del griego "simple", nombre que se aplica al granito con muscovita que se encuentra en los diques. Es generalmente de cristalización fina. (Kemp).

DIFERENCIACION MAGMATICA.—

En petrología, el proceso por medio del cual varios tipos de rocas ígneas se derivan de un solo magma madre; o, por medio del cual, partes diferentes de una masa de rocas en fusión asumen diferentes composiciones y texturas cuando se solidifican. (La Forge).

MAGMAS.—

Nombre que se aplica a las masas de rocas ígneas en estado de fusión y antes de que se hayan cristalizado. (Kemp).

PEGMATITAS.—

Originalmente se aplicaba al "granito gráfico", pero en la actualidad se emplea como nombre genérico para los granitos muy gruesos de los diques o vetas, que tienen muy grandes el cuarzo, el feldespato, la muscovita, la biotita, la tourmalina y el berilio y otros minerales característicos, y se le llama generalmente "granito gigante". (Kemp).

CAPITULO I

El origen de los Magmas Metalíferos: Vetas-diques

Lo que quiera que explique la íntima relación, en las vetas, del cuarzo y de los metales, iluminará la deposición de los minerales. En 1908 yo observé, en Alaska, que las vetas cuarcíferas que contenían oro, podían seguirse hasta dar con las pegmatitas y aplitas compuestas de cuarzo y feldespatos. Estas pasaban gradualmente a varios tipos de rocas feldespáticas-hornbléndicas, y todas estas variedades yo las atribuí (y todavía las atribuyo) a lo que se llama *diferenciación magmática*. Asumiendo esta diferenciación magmática para el origen de las vetas y de las rocas, yo comprendí, por vez primera, la asociación del cuarzo y del oro, pues ambos son el resultado de una extrema diferen-

(1) Traducido por F. Benítez.

ciación magmática. Por lo tanto, no existe una línea de demarcación bien clara y definida que separe las soluciones magmáticas que han depositado las alaskitas y aquellas que han depositado las vetas de cuarzo auríferas de idéntico origen. Ambas son soluciones magmáticas.

El agua tiene que estar presente en todos los magmas, los que están en estado de flúidos, más bien debido a la solución que al calor, a pesar de la importancia que este último tiene. Cuando las rocas se solidifican expelen agua. La graduación de los granitos y de las alaskitas a pegmatitas, muestra que el magma pegmatítico contiene más agua y más elementos móviles que el magma granítico. Los minerales raros se encuentran, por lo tanto, en las pegmatitas, como por ejemplo, la apatita, el topacio y el berilio.

Las rocas ígneas contienen metales como el oro y el cobre, distribuídos quizás universalmente como silicatos; los metales también se encuentran en las rocas como óxidos y sulfuros; tales como la magnetita, ilmenita, pirita, probablemente chalcopirita y quizás molibdenita. En las pegmatitas los minerales metálicos también se encuentran presentes con frecuencia, como la pirita, chalcopirita, molibdenita y el oro. Estas pegmatitas pueden mostrar todas las graduaciones desde una roca cuarcífera-feldespática a una roca de cuarzo puro.

Es difícil diferenciar entre las palabras "dique" y "veta", cuando se trata de estos tipos. Por lo tanto yo propongo que se llame a estos tipos indefinidos "vetas-diques". Son intrusivos; pero, el magma intrusivo difiere de aquel que es típico de las rocas ígneas comunes.

Desde 1846 Scheerer llamó la atención a la dependencia de las soluciones de los magmas graníticos en el agua que contienen. En 1884, Lehmann confirmó esta teoría y arguyó que las pegmatitas eran inyecciones, y que las vetas o diques de cuarzo que pasaban gradualmente a pegmatitas debían haber tenido un origen similar. Howitt, en 1887, llegó a la misma conclusión en Australia. En los Estados Unidos, Lane en 1894 y Crosbey y Fuller en 1897, mantuvieron que las "vetas" de cuarzo claramente relacionadas a las pigmatitas eran los productos finales de la diferenciación magmática.

Con mayor dificultad vino la admisión de que aquellas vetas de cuarzo que contenían minerales metálicos, tuvieron este origen de diferenciación magmática. Howitt no admitió que los tipos australianos tuvieran este origen. Yo llegué a esta conclusión y la publiqué en 1894, para el caso de las vetas auríferas en cuarzo del Yukón (que fueron los productos finales de la diferenciación de los magmas graníticos), y un poco más tarde en el mismo año Hussack describió una veta aurífera de cuarzo en el Brasil como un dique granítico ultra-silíceo.

Debemos recordar que todos los magmas, y aún los magmas de las rocas, son soluciones.

La teoría de que la formación de las vetas metalíferas tuvo su origen en emanaciones de otras rocas ígneas, data desde el tiempo de Elie de Beaumont, en 1847; pero, esta no es la teoría de la diferencia-

ción magmática que yo estoy proponiendo ahora. La teoría de la diferenciación magmática para las vetas de cuarzo auríferas fué, en verdad, propuesta antes que yo lo hiciera por Thomas Belt en 1867 y 1871. Belt notó la transición del granito a las vetas de cuarzo, y creyó que este era el origen de las vetas auríferas de cuarzo en general.

En el distrito de Silver Peak, Nevada, yo encontré más pruebas de la transición de la alaskita a las vetas de oro y cuarzo.

La diferenciación de los magmas graníticos o alaskíticos hasta su conversión en vetas de oro y cuarzo como productos finales, debe haber tenido lugar a una profundidad de varias millas; mi impresión es que es de muchas millas en algunos casos. Con respecto a la temperatura, la formación artificial de los minerales que componen el granito y otras pruebas indican que los granitos y los granitos pegmatíticos y las vetas de cuarzo (pegmatíticas) relacionadas cristalizan a partir de 575° C. hasta una temperatura un poco menor.

Los sulfuros metálicos en las pegmatitas no son por regla general de importancia comercial, pero en las vetas de cuarzo de una afiliación pegmática estrecha, los sulfuros metálicos son, con mayor frecuencia, de valor comercial. Las menas o minerales más comunes en esta clase que yo he visto son los de tungsteno; el estaño también se encuentra con frecuencia en vetas o vetas-diques de este tipo.

En estrecha relación con éstos, pero no tan estrechamente relacionados a las pegmatitas, se encuentra un cierto tipo de vetas de cuarzo que contienen oro libre, pirita aurífera y otros sulfuros: tales como las de Alaska y las de Silver Peak que yo describí, y las de California, Canadá, las Appalachians y Australia. Estas son "Free Milling" (se amalgaman fácilmente) y son de leyes medias pobres; encontrándose sólo en regiones que han sufrido una erosión profunda.

Estos yacimientos son con frecuencia verdaderos vetas-diques, abriendo las paredes de las vetas debido a su presión "telúrica" o inherente. Asumen formas lenticulares cuando se forman a grandes profundidades; cuando se forman a menores profundidades tienen la forma más tabular de las vetas, y contienen por regla general más oro.



MONOGRAFIA MINERA DE LA PROVINCIA DE COQUIMBO

POR

J. KUNTZ

del Cuerpo de Ingenieros de Minas.

(Continuación)

Mineral Pajonales

SITUACIÓN. GEOLOGÍA.—A unos 10 kilómetros de distancia de La Serena, río arriba, está situado, en la orilla izquierda del río Elqui, el pueblo de Algarrobito, desde el cual conduce un camino carretero en dirección sur por una quebrada a las minas de Pajonales, que consisten de 18 pertenencias de 5 hectáreas cada una. El terreno minero corresponde a faldas paradas, por las cuales corren cinco vetas cupríferas, más o menos paralelas. El panizo es porfírico y las vetas son filones eruptivos mineralizados, con rumbo N. 70 O. y manteo parado al sur.

LAS VETAS.—La veta principal ha sido explotada por un socavón en un largo de unos 300 metros y parcialmente hasta 86 metros debajo del socavón. Su espesor varía entre 1,5 y 2 metros. Los minerales consisten de minerales de color en las partes superiores, y calcopirita, bornita y pirita de hierro en los planes.

Las vetas Jardín, Desconocida y Nueva tienen afloramientos pobres, en los cuales hay cateos antiguos. Los desmontes contienen poco mineral. En la veta Nueva y en otra, pocos metros más arriba en la falda del cerro, (al sur) hay rajos antiguos de explotación que pueden tener una hondura de 30 a 40 metros. La potencia es de 1 metro más o menos.

LOS MANTOS.—Los yacimientos principales de las minas corresponden a mantos que se extienden entre la veta principal y la veta o grieta Adaro, la última poco mineralizada. Se conocen unos cinco de estos mantos mineralizados que tienen una inclinación de 45° al Norte. Su espesor mide de 2 a 3 metros, en partes más, y la mineralización es lo más rica en los planos de disgregación entre las diferentes capas porfíricas.

La distancia entre las dos vetas mide 70 metros; el largo sobre el cual se han seguido los mantos es 300 metros. La parte superior de los mantos ya está explotada, pero los rajos están llenos de disfrutes aptos para la concentración.

PERSPECTIVAS.—La cantidad de los minerales existentes que se prestan para la concentración parece ser suficiente para abastecer la planta que proyectan construir los señores Molina y Floto en el río Elqui, a 2,5 kilómetros de distancia de la mina y 250 metros verticales debajo de la boca del socavón. El transporte se efectuará por medio de un andarivel y el establecimiento tendrá una capacidad de 50 toneladas diarias.

Mineral Talcuna

SITUACIÓN Y GENERALIDADES.—Desde la estación Marquesa del Ferrocarril Serena-Rivadavia, conduce un buen camino carretero de 12 kilómetros por la quebrada Marquesa al mineral Talcuna, que se extiende a ambos lados de la quebrada. Contiene un gran número de minas chicas que, en tiempos pasados, produjeron minerales ricos provenientes de su vetas mientras los mantos que existen a lo largo de éstas no tienen minerales bastante ricos para la venta directa. Actualmente las minas están de para, algunas pocas se trabajan por pirquineros y una, la Ilusión, está en explotación en pequeña escala por su dueño, señor Víctor Illanes.

Las vetas y mantos del mineral afloran en las faldas empinadas del valle, por lo que se prestan bien para el empleo de socavones de reconocimiento y de explotación. Por la quebrada corre un arroyo que lleva, según medida tomada el 20 de Febrero, 27 litros por segundo. Agregando unos pocos litros más, que no se pudo desviar hacia la corriente principal para medirlos, se puede contar con una cantidad de unos 30 litros por segundo.

GEOLOGÍA.—Las rocas que constituyen los cerros consisten principalmente de capas porfiríticas con tobas y brechas, a las cuales se agregan en los niveles más altos capas de calizas, esquistos y areniscas, en partes, acompañadas de mantos de manganeso.

En el terreno de los minerales Talcuna y Cañas, el último forma la continuación sur del primero. Estas estratas están atravesadas por un grupo de vetas y grietas que generalmente tienen rumbo N. N. O.-S. S. E. y que han formado los caminos para las soluciones cupríferas y argentíferas ascendentes que, en partes, penetraron también a las capas porosas de toba formando mantos mineralizados.

Las vetas son angostas y, a menudo, meras grietas con mineralización en las fajas. Mantean al poniente con mucha inclinación o bien son verticales. La corrida del grupo de vetas alcanza varios kilómetros. La ley cambia mucho, la mayoría de las vetas tiene sólo algunas partes explotables; la más importante y la más reconocida es la veta principal de la mina Ilusión, que también es la de la mina Mercedes.

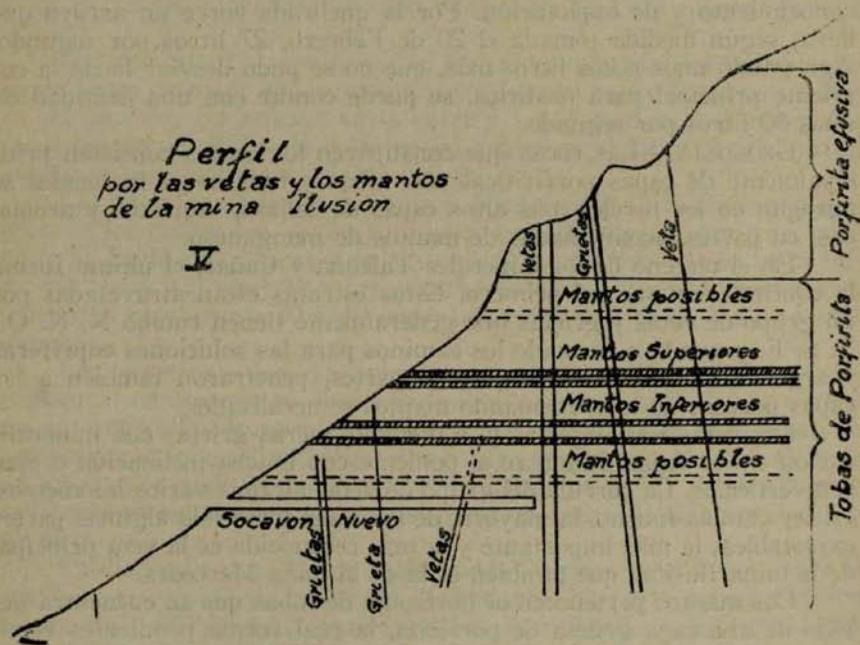
Los mantos pertenecen al horizonte de tobas que se encuentra debajo de una capa gruesa de porfirita, la cual forma pendientes verticales en las faldas, horizonte que tiene unos 50 metros de ancho. La in-

clinación de las capas, en general, es suave al S. E. El ancho de los mantos varía mucho, debido a la intercalación de capas de grano fino, menos porosas y mineralizadas con capas de grano más grueso con una mineralización más rica.

Los mantos están conocidos desde la mina Ilusión en el N. E. hasta la mina Constancia en el S. O. La mineralización de los mantos depende de la presencia de vetas y grietas mineralizadoras; generalmente los mantos son pobres, pero contienen zonas más ricas a lo largo de las vetas y grietas.

Los minerales consisten en el afloramiento de minerales de color, pero cambian a poca hondura a bronce amarillo y morado, con ley de plata. Las minas tienen poca hondura y no alcanzan la zona primaria.

MINA ILUSIÓN.—Esta mina es la más trabajada y por eso la mejor conocida del mineral. Sus 9 hectáreas de terreno están situadas en la falda parada S. E. de la quebrada. Unas seis vetas o grietas, algunas en grupos, atraviesan la mina, generalmente pobres y con poca potencia. Sólo la veta principal parece ser aprovechable en casi todas sus partes bajo las condiciones actuales. El relleno de la veta consiste principalmente de bornita, pero mide sólo pocos centímetros, hasta 30 centímetros; sin embargo, como la mineralización se extiende también a las cajas, se extrae 1,50 metros más o menos de espesor de una saca



que corresponde a un ancho de 2 a 2,5 metros. En la cancha se escoge la mitad y se obtiene un mineral de segunda clase de 12% para la venta.

Otra veta, parcialmente explotable, es la veta Fragua, que cruza la primera en ángulo agudo. Su mineral es apto para la concentración. El espesor mide de 0,5 a 1,5 metros.



Campamento de Condoriaco

Los yacimientos más importantes, por la gran cantidad de sus minerales, son los mantos. Tienen espesores de 1,5 a 2,5 metros y una ley en las partes reconocidas de 4 a 6% en cobre con más o menos 25 gramos de plata por tonelada para cada por ciento de cobre. No se conoce todavía a qué distancia de 3 de las vetas mineralizadoras se extiende la mineralización en calidad suficiente para hacer aprovechables los mantos, pero después de los trabajos necesarios de reconocimiento en la Ilusión y las minas vecinas, probablemente, se llegará a una cubicación suficiente para arriesgar la construcción del establecimiento de flotación proyectado por la Compañía Minera de Coquimbo, que posee una gran propiedad minera en la vecindad y tiene un referéndum sobre las minas principales.

Se conocen hasta ahora tres niveles de mantos, como indica el croquis adjunto, pero es probable que existen algunos otros más arriba y más abajo.

Los laboreos en la mina tienen una extensión lateral de unos 200 metros sobre la veta y una profundidad de 55 metros debajo de la bocamina o unos 75 metros debajo del afloramiento de la veta principal. La parte inferior de la mina está con agua. La parte más al S. O. en extensión de 100 metros todavía es virgen.

OTRAS MINAS.—La mina Mercedes está situada sobre la misma veta principal y colinda con la Ilusión al N. E. Ha sido explotada hasta 80 metros de hondura y, actualmente, está inaccesible. Otra veta que cruza la principal no se explotó por no ser bastante rica. No se explotaron los mantos aunque éstos deben extenderse hacia allá desde la mina Ilusión. Hacia el sur y suroeste de la Ilusión siguen pertenencias de la Compañía Minera de Coquimbo y la pertenencia de la mina Andacollo, donde fué explotado anteriormente un grupo de vetas o grietas verticales hasta una profundidad de 25 a 30 metros, junto con una zona impregnada que acompaña estas vetas. El largo de los laboreos parece haber sido de 50 a 60 metros; la ley de los minerales vendidos dicen que era de 8 a 10%. En dos puntos del interior que ahora están inaccesibles, dicen que encontraron mantos mineralizados que podrían corresponder a los de la Ilusión.

El mismo grupo de vetas fué trabajado en la mina Verde, que se encuentra en la falda, debajo de la mina Ilusión.

Al poniente de la mina Andacollo y poco más arriba, en la falda del cerro, comienzan los terrenos de las minas San Antonio y Florida, del señor Leitón. Hay algunos trabajos superficiales sobre vetitas sin importancia. Las minas, probablemente, tienen mantos o zonas irregulares de impregnación o de "stockwork", de las cuales se ven indicios en la superficie y entrarán en consideración como proveedores de minerales de baja ley para el establecimiento futuro de flotación.

Hacia el poniente hay varias otras minas como la Emilia, la Constancia y la Balmaceda, que tienen pocos minerales aprovechables bajo las condiciones actuales, pero que, posiblemente, pueden producir una gran cantidad de minerales para la flotación.

Existen otras pequeñas minas en la dirección N. E. de la mina Ilusión y al otro lado de la Quebrada, que también reanudarían sus faenas si pudieran vender sus minerales de baja ley a un establecimiento de flotación en el mineral.

La única de estas minas que ha explotado los mantos es la Socorro, que se encuentra más o menos 1,5 kilómetros distante al norte de la de Ilusión, en una quebradita. Desde la falda parada oeste del cerro donde afloran los mantos y varias vetas, se corrieron socavones y chiflones sobre tres vetas, dos de éstas paralelas; la tercera cruzando las otras. A lo largo de estas vetas los mantos que inclinan suavemente al E., se presentan impregnados con bronce morado, y por varios metros de distancia de las vetas estos mantos aparecen bastante ricos para la explotación. Los rajos de explotación, que miden hasta 3 metros de ancho, terminan hacia el N. como hacia el S. en fallas que cortan los mantos. La mina todavía está en explotación por pirquineros.

Varios kilómetros más al N. se encuentra la Mina Grande, donde se explotó en tiempos pasados una veta rica en cobre y plata hasta varios centenares de metros de profundidad. Desde hace largo tiempo está de para y derrumbada.

Mineral «Las Cañas»

El grupo de minas de este nombre está situado en las faldas de la quebrada Las Cañas, a 12 kilómetros al N. E. de la estación Marquesa, del Ferrocarril La Serena-Rivadavia.

Geológicamente, se trata de la continuación S. y S. O. del mineral Talcuna, con vetas y mantos en la porfirita.

La mina principal es la Tambor, a 740 metros de altura sobre el nivel del mar y a 100 metros encima del arroyo, en la quebrada. Tiene un trabajo de unos 20 metros de hondura que consiste en chiflones, pequeños rajos de explotación y un pique en los planes de 7 metros. Las capas mantean suavemente al oriente y están atravesadas por un gran número de grietas mineralizadas. En los trabajos superiores, las impregnaciones son irregulares y, generalmente, pobres (3%). El mineral es de color; más abajo consiste de bronce morado y amarillo y puede contener de 5 a 10%; en el pequeño pique brocean las impregnaciones. Hay tres mantos chicos en la parte inferior de la mina, de 15, 20 y 30 centímetros respectivamente, de espesor. Estos mantos con las guías que penetran toda la masa de tobas porfiríticas aparecen explotables y corresponden a un 10% de la masa impregnada. Para una cubicación se necesitan más trabajos de reconocimiento.

A poca distancia del laboreo descrito, al O., hay un socavón de 15 metros de largo en minerales de color, pobres. En el remate atraviesa los mantos una veta de 60 centímetros de ancho, con bronce y minerales de color y con ley de plata.

Los yacimientos han sido seguidos por cateos y pequeños socavones en 2 kilómetros de distancia hacia el S. E., con resultados semejantes. Hacia el N. O., también por varios kilómetros de distancia, existen cateos en las diferentes capas de tobas, impregnadas de vetitas y grietas. Fuera de minerales de color y pecas de bronce, se ven también carbonato de plomo y galena en varios puntos, minerales que tienen ley de plata. Generalmente son pobres, pero entran en consideración para la concentración.

Más arriba, en la falda parada norte de la quebrada, aparecen mantos gruesos en la cima del lomo que separa los minerales Talcuna y Las Cañas. Estos mantos tampoco se prestan para una explotación en escala pequeña, sino sólo para la concentración. El manto en esta parte del mineral es al N. E. Tanto en Talcuna como en Las Cañas, la zona de oxidación no es ancha y los bronces aparecen en poca hondura.

Al otro lado de la quebrada y frente a la mina Tambor, está situada la mina Balmaceda, donde explotaron una capa impregnada de 4 metros de espesor por 10 metros de largo y 10 metros de ancho. Las estratas aquí mantean suavemente al S. S. E. Hay varios otros picados más al poniente en el mismo manto que, generalmente, es de poca

ley, y un número de otros cateos en mantos similares hasta más o menos $\frac{3}{4}$ de kilómetro más al S. O.

OTRAS MINAS.—Unos 3 kilómetros al sur de la mina Tambor, y a 1,200 metros de altura sobre el nivel del mar, se encuentra el afloramiento de la veta Algarrobilla, que ya fué trabajada por los españoles y tenía fama por su riqueza. El afloramiento que corre N. N. O.-S. S. E. e inclina verticalmente, se puede seguir por varios kilómetros de 1 a 2 metros de potencia corriendo por porfirita, pero los rajos de explotación, piques y socavones están derrumbados.

Como a 100 metros más al poniente, se ven los laboreos aterrados en otra veta, la San Juan, que corre de N.-S. El yacimiento hace la impregnación a lo largo de una grieta.

Varios kilómetros más al poniente de la mina Tambor se encuentra en la misma falda N. la famosa mina antigua Chivato, que se explotó en tiempos pasados por cobre y plata, hasta 200 metros de hondura. Todavía se ven los desmontes grandes, pero los laboreos están aterrados.

Al otro lado (sur) de la quebrada hay dos minas chicas, la María, al lado poniente de la quebradita Muñoz, y la mina Chorrillos, al lado oriente. La primera tiene dos vetas que atraviesan capas de calizas y han sido explotadas por varias labores hasta de 30 a 40 metros de hondura. El yacimiento de la Chorrillos es un manto de porfirita metalizado a lo largo de un farellón que parece tener un rumbo O.-E. Los trabajos no tienen importancia.

Minas de Plata. Mineral de Condoriaco

HISTORIA.—Este mineral fué descubierto en 1883 y explotado durante tres decenios cuando exportaron los minerales al extranjero. Después trataron de beneficiarlos en el establecimiento pequeño de Marquesa, lo que se abandonó más tarde. En 1921 se formó la actual "Sociedad Minera y Beneficiadora de Plata de Condoriaco", que tiene un pequeño establecimiento propio de beneficio en la mina "Sol".

SITUACIÓN Y CONDICIONES LOCALES.—La comunicación del mineral con el ferrocarril se efectúa por caminos carreteros a la estación Almirante Latorre del ferrocarril longitudinal (20 kilómetros al O.) y a la estación Marquesa del ferrocarril La Serena-Rivadavia (40 kilómetros al S.) Hay un poco de agua en las quebradas vecinas a las minas, pero en tiempos secos, como el actual, la escasez de agua causa dificultades. El terreno corresponde a una depresión entre cerros que se levantan hasta 300 metros sobre el nivel de las quebradas y que están cubiertos de arbustos.

GEOLOGÍA.—La región limítrofe del mineral se compone de la formación de rocas básicas (porfiritas, augíticas, diabasas, melafiros) de las cuales, generalmente, consisten los contrafuertes de la Cordillera también en otras partes. Dentro de esta formación existe una isla de

rocas ácidas y semiácidas del Terciario de varios kilómetros cuadrados de extensión. Corresponden a capas efusivas y de tobas horizontales o poco inclinadas que cubren las rocas Mesozoicas y componen, en general, los cerritos que se levantan en la depresión y las faldas de los cerros que limitan el valle de Condoriaco. Vino después una erupción de liparita (rhiolita) en forma de algunos filones de pocos metros hasta de 70 metros de ancho y con rumbo casi N.-S. que atravesaron las rocas básicas del Mesozoico y las capas efusivas y de tobas más modernas. La liparita se extendió en la superficie formando una capa efusiva que en las partes más altas en el sur del mineral tiene más o menos medio kilómetro de ancho, mientras más al norte, donde descendiendo el terreno, ha desaparecido por el efecto de la erupción. El filón de liparita contiene las vetas argentíferas y auríferas de Condoriaco, de las cuales la veta Blanca es la principal.

Más tarde hubo otra erupción de roca ácida, formando un potente filón de pórfido cuarcífero, muy brechoso al poniente y norte de la liparita y que corta esta última al norte.

El elemento más moderno petrológico de la región consiste de filones de melafiro y andesita de poco ancho (1-4 metros) que cruzan con inclinaciones fuertes o suaves, a veces casi horizontales, todas las demás rocas. Pertenecen, probablemente, al Terciario superior y, en partes, ejercen una influencia desfavorable en la mineralización de las vetas, de manera que retienen las soluciones descendentes en los puntos donde cruzan las vetas y, por eso, impiden la formación o, a lo menos, la extensión de la zona de enriquecimiento secundario hacia abajo.

LOS YACIMIENTOS.—De los filones de liparita se pueden distinguir tres con partes mineralizadas. El más al poniente contiene la veta San Juan; corre a lo largo del filón grande de pórfido cuarcífero que hacia el norte estrecha y, al fin, corta la liparita. La veta San Juan tiene importancia sólo en las minas Marcelina y San Juan; más al N. y al S. se empobrece.

A poca distancia al oriente corre la veta Fénix, un filón de liparita muy poco mineralizado que hacia el norte, frente de la mina San José, desaparece.

Unos 100 metros más al oriente pasa la veta principal, la Blanca, que corresponde a una parte mineralizada de un filón potente de liparita (20-70 metros de ancho). Este filón tiene partes anchas y angostas; las primeras forman, por la dureza de la roca, los lomos de los cerritos Mercedes y Esmeralda; por las últimas pasan las quebradas. En las partes anchas, la veta Blanca se divide en varios ramos, como los de las vetas Negra, Croker, Sol y otros. La inclinación de estas vetas es parada al O.; su relleno consiste, fuera de pedazos de las cajas, de cuarzo, más abajo aparece la calcita, que predomina en los planes.

Los minerales son principalmente plata nativa y cloruro de plata, más abajo argentita y, en los planes, polibasita y galena argentífera. Estos minerales que tienen también una ley apreciable de oro, se pre-

sentan en nidos y fajas ricos, pero, generalmente, están finamente diseminados en la ganga. La potencia de las vetas fluctúa entre pocos decímetros y 1,0 metros.

Al otro lado del filón grande de pórfido cuarcífero, pero más al poniente, continúa la liparita una corta distancia y contiene un grupo de vetas auríferas de las cuales explotaron la parte enriquecida cerca del afloramiento hasta 50 metros de hondura en las minas Santa Rosa, Villa Rica y Chemulpo.

LAS MINAS.—Las minas principales son: la Mercedes, la San José, la Sol y la Esmeralda, de las cuales las tres primeras pertenecen a la Cía. M. y B. de Condoriaco. Más al S. y más al N. de estas minas, la veta Blanca, cuyos ramos se empobrecen.

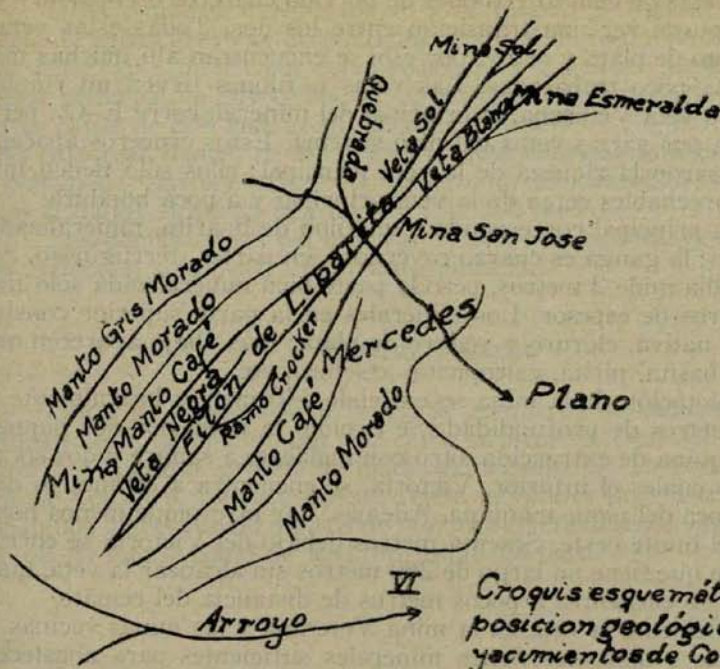
En la mina Mercedes se explotó principalmente la veta Negra, que es un ramo rico de la veta Blanca. Su ley alcanzó, en partes, hasta 12 y aún 15 kilogramos de plata por tonelada. El beneficio baja hasta 140 metros de profundidad en el clavo a ambos lados del pique principal. La zona de oxidación baja hasta 50 metros; sigue una zona de transición de 20 metros y debajo de ésta la zona de sulfuros en la cual el mineral aprovechable alcanza 60 metros más de hondura. A partir de los 140 metros hacia abajo, la veta brocea.

La veta Blanca es más pobre y, por eso, los trabajos sobre ella no tienen tanta extensión como sobre la veta Negra. Generalmente, contiene mineral aprovechable en la zona de oxidación hasta 50 metros de hondura, donde el cerrito está atravesado por un socavón sobre la veta. Debajo de este socavón, la veta sólo tiene algunos pocos puntos ricos. En el tiempo de mi visita, la mina estaba con agua debajo del socavón y se explotaron algunos puntos más ricos del ramo Crocker y disfrutes de los rajos de la veta Negra; además, varias partes de esta veta habían sido dejadas en el afloramiento.

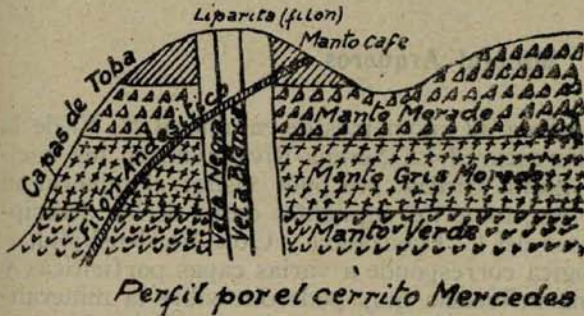
La mina San José colinda con la última hacia el sur. Tiene sólo la veta Blanca, que se explotó hasta 120 metros de hondura; actualmente está con agua e inaccesible. Dicen que tenía partes muy ricas y que todavía existen partes aprovechables en hondura.

Hacia el sur, la veta Blanca pasa de la San José a la mina Esmeralda, también inaccesible, la que, según informaciones suministradas por mineros, tiene una profundidad de 200 metros, hasta cuya hondura se explotaron todos los minerales aprovechables.

Un ramo rico de la veta Blanca pasa por la mina Sol al oriente de la Esmeralda que, actualmente, es la mina principal y está explotándose hasta 154 metros de hondura. El ancho de la veta mide 30 centímetros como término medio y el mineral que se explota tiene una ley de 500 a 1,200 gramos por tonelada. Recientemente se comenzó a explotar un ramo de la veta que contiene puntos muy ricos. La parte más honda de la mina está con agua.



Croquis esquemático de la posición geológica y los yacimientos de Condoriaco



Perfil por el cerrito Mercedes

Mineral Quitana

El mineral está situado a 7 kilómetros al poniente de Condoriaco. Por el camino que conduce desde el mineral último a Quitana se llega, después de pasar el gran dique de pórfido cuarífero, a un terreno que consiste de diabasa y porfirita augítica atravesado por un gran

número de vetas de cuarzo y filones de pórfido cuarcífero (liparita) y, a veces, se puede ver una transición entre los dos. Todas estas vetas contienen algo de plata y oro y, por eso, se encuentran ahí muchas minas pequeñas poco trabajadas. Las vetas o filones tienen un rumbo N. S.; sólo la veta Veterana, la principal del mineral, corre E.-O.; pero está cruzada por varias vetas del otro sistema. Estos cruceros aparentemente causaron la riqueza de la veta principal; ellos sólo tienen minerales aprovechables cerca de la veta principal y a poca hondura.

La veta principal corresponde a un filón de liparita, mineralizado y silicificado; la ganga es cuarzo cavernoso, en partes, ferruginoso. Su potencia media mide 2 metros, pero la parte bien mineralizada sólo tiene 0,50 metros de espesor. Los minerales en la parte superior consisten de plata nativa, cloruro y yoduro de plata; más abajo aparecen argentita, polibasita, pirita, calcopirita, arsénico, etc.

La explotación de la mina se extiende 340 metros lateralmente y hasta 240 metros de profundidad. Se explotó la mina por dos piques, uno con máquina de extracción, otro con malacate a sangre y dos socavones de los cuales el inferior, Victoria, se encuentra a 80 metros debajo de la boca del pique máquina. Además, hay otro pique menos hondo, cerca del límite oeste. Sesenta metros debajo del Victoria se corrió otro socavón que tiene un largo de 260 metros sin alcanzar la veta, que, como dicen, se encuentra a pocos metros de distancia del remate.

Probablemente la veta en la mina Veterana y las minas vecinas y los desmontes y disfrutes tienen minerales suficientes para abastecer un pequeño establecimiento de beneficio en el arroyo de la quebrada que lleva 10 litros de agua por segundo. Pero, antes de construir éste, habría que efectuar investigaciones más prolijas.

Mineral Arqueros

El mineral está situado a 22 kilómetros de camino al N. E. de la estación Marquesa del Ferrocarril La Serena-Rivadavia, en los nacimientos de la quebrada Santa Gracia. No pude visitar el mineral ni tampoco Rodaño y, por eso, tomé los siguientes datos de las descripciones de los geólogos José del C. Fuenzalida y Otto Nordenskjöld.

La formación geológica corresponde a varias capas porfiríticas y calcáreas que ejercen una influencia muy poderosa sobre la mineralización de las vetas que las atraviesan. La capa en la superficie, el "manito pintador" es una capa de toba porfirítica (augítica) ferruginosa y de color rojo. Dentro de esta roca se encontraron en las vetas todos los bolsones ricos de plata nativa, cloruro y amalgama de plata que hicieron famosas las minas y que alcanzaron un valor de unos 20 millones de pesos. La amalgama de plata, llamada arquerita, es el mineral principal y es característica de este yacimiento.

Debajo de esta capa, a los 50 y 60 metros de hondura, sigue una serie de capas efusivas de porfirita augítica de color verdoso. Las vetas penetran también por estas rocas, pero no tienen beneficio. En la mina principal, la Mercedes, se siguió la veta por toda la potencia de estas capas de 200 metros sin encontrar beneficio. Siguen entonces capas calcáreas dentro de las cuales la veta contiene minerales de plata (polibasita, estromeyerita, etc.), pero no en cantidades comerciales. Los trabajos alcanzan una hondura de 300 metros.

Las demás minas del mineral no son tan extensas y sus laboreos se extienden sólo dentro del manto pintador.

Mineral Rodaíto

Unos 10 kilómetros al S. E. de Arqueros se encuentra la mina Rodaíto que, aunque no tan rica como la primera, también produjo una cantidad bastante grande de plata, principalmente en forma de amalgama y cloruro. La roca que atraviesa la veta es una capa de melafiro hasta los planes, de 60 metros de hondura. Actualmente, las minas, tanto de Arqueros como de Rodaíto, están de para.

(Continuará).



LA VUELTA A LA NORMALIDAD DE LA INDUSTRIA DEL COBRE

POR ARTHUR NOTMAN,

Geólogo e Ingeniero Consultor de Minas. Nueva York.

(Conclusión).

CUADRO III.—Estadísticas financieras de importantes Compañías de Cobre.

COMPAÑÍAS	(1) Entradas en los libros, totales menos reservas por depreciación y castigo. En 1.º Enero 1924.	(2) Costo por lb. Prod. de 1923	(3) Capital para retirar valores con int. 5% en 20 años (8% c.	(4) Entradas por lb. disponible para dividendos c.	(5) Utilidades o pérdidas por lb. 1923 c.
Cerro de Pasco	\$ 50,253,582	54	4.32	7.27	2.95
Chile	156,980,261	77	6.30	6.30	0.14
Utah	71,839,958	32	2.56	5.10	2.54
Kennecott	190,161,677	55	4.24	5.50	1.34
Miami	8,048,021	12	0.99	3.56	2.57
New Cornelia	33,431,106	87	6.96	3.41	— 3.55
Nevada	29,150,320	45	3.60	3.40	— 0.20
Inspiration	31,837,694	36	2.88	2.35	— 0.53
Anaconda	315,879,677	92	7.36	2.89	— 4.47
Calumet Ariz.	37,031,211	54	4.32	2.54	— 2.42
Ray Cons.	31,105,137	49	3.92	1.69	— 2.15
Old. Dominion	10,408,266	39	3.12	0.95	— 2.17
Chino	24,071,720	44	3.52	0.36	— 3.16
Green Can.	55,014,505	131	10.48	— 0.37	— 10.11
TOTALES Y TÉRMINOS MEDIOS.	\$ 1,045,213,135	57	4.56	3.80	— 0.76

La columna 2 da para 1923 el total del activo por libra producida, incluyendo los valores de su propiedad que se guardan en otras compañías.

En la columna 3 se da el valor por libra que se debe retirar de este activo con 5% de interés en 20 años. Para hacer esto se necesita un pago anual de 8% de la cantidad. (Ver a continuación para la discusión de un período más largo).

La columna 4 da las entradas disponibles para dividendos por libra producida en 1923, incluyendo la parte de valores y entradas en poder de otras compañías.

La columna 5 da las utilidades o pérdidas por libra en 1923, después de deducir las amortizaciones e intereses de la columna 4.

Los totales incluyen necesariamente partidas repetidas, pero el término medio es a pesar de todo, representativo.

El cuadro IIIA que viene a continuación es igual al anterior en todos sus aspectos menos que en vez del valor en los libros de su activo en la columna 1 se reemplaza por la cotización en el mercado de todos sus valores en el 11-Junio-1924.

CUADRO III A.—Datos financieros basados en cotizaciones recientes en el mercado

COMPAÑÍAS	(1)	(2)	(3)	(4)	(5)
	Cotización de sus valores el 11-Junio 1924	Valor por lb. según prod. 1923	Capital para amortizar valores con int. 5% en 20 años.	Entradas por libras disponibles para dividendos 1923	Utilidades o pérdidas por lb.
		c.	c.	c.	c.
Cerro.....	\$ 45,419,490	49	3.92	7.27	3.35
Chile.....	141,841,677	69	5.52	6.30	0.78
Utah.....	110,159,158	49	3.92	5.10	1.18
Kennecott.....	160,374,328	45	3.60	5.58	1.98
Miami.....	14,942,280	23	1.84	3.56	1.72
New Cornelia.....	32,850,000	85	6.80	3.41	— 3.39
Nevada.....	24,992,941	41	3.28	3.40	0.12
Inspiration.....	24,082,578	27	2.16	2.35	0.19
Anaconda.....	256,962,240	74	5.92	2.89	— 3.03
Calumte y Ariz.....	27,950,055	41	3.28	2.54	— 0.74
Ray Cons.....	25,771,890	26	2.08	1.69	— 0.39
Old Dominion.....	6,178,750	23	1.84	0.95	— 0.89
Chino.....	15,300,000	28	2.24	0.36	— 1.88
Greene Can.....	5,500,000	13	1.04	0.37	— 1.41
TOTALES.....	\$ 882,215,327	48	3.84	3.80	— 0.04

Eliminando aquellas partidas repetidas debido a la propiedad de las acciones de una Compañía por otra, alrededor de 1,100,000 lbs. de cobre se produjeron en 1923 a un precio de costo tal que podría demostrar una utilidad después de amortizar el precio de adquisición con un interés de 5% sobre un período de 20 años. Después de este período todos los dividendos ganados pasarían a ser utilidades líquidas.

Para New Cornelia debemos algunas explicaciones. Esta Compañía está actualmente equipada para producir entre 6 y 7 millones de libras mensuales, y en consecuencia se reducirían las cifras de las columnas (2) y (3) a 45c. y 3.6c. respectivamente, y se reducirían las pérdidas de la columna (5) a —0.21c. Se podría hacer compensaciones semejantes en otros casos, las cuales habría que determinar por un estudio especial.

Antes de hacer las deducciones que se desprenden de los hechos consignados en los cuadros anteriores, se debe tomar en cuenta el problema de la cantidad y carácter del capital de trabajo debido a los valores corrientes de propiedad de estas compañías en las diferentes etapas de su historia. En esta forma, uno queda capacitado para formarse una opinión de las necesidades de la industria bajo este

importante capítulo. Naturalmente la determinación del activo corriente neto de una corporación necesariamente depende de la interpretación, más o menos sutil, indispensable para distinguir los ítems corrientes de los diferidos o fijos en ambos lados del balance. Mi definición se basa en la concepción de la función del capital de trabajo como un fondo cuyo efectivo se encuentre en cualquier momento en aptitudes de cubrir los gastos de producción y del cual puedan distribuirse los dividendos a los accionistas. Y, a menos que se determine en otra forma, la caja debe también servir para hacer frente a los cambios en la planta y en los procedimientos, es decir, con la cual se puedan financiar los gastos de depreciación. Esta caja se completa constantemente por las entradas de las ventas de los productos. Por lo tanto, sólo los ítems que pueden convertirse inmediatamente en efectivo para satisfacer las necesidades arriba mencionadas, constituyen activo ordinario.

En el cuadro IV, que va a continuación, se dan el activo ordinario neto o capital de trabajo por libra de producción en diversas fechas del período 13 que hemos estudiado, perteneciente a compañías del mismo grupo.

CUADRO IV.—Comparación del Capital de trabajo por libra producida

COMPAÑÍAS	Enero 1. ^o 1911 centavos	Enero 1. ^o 1916 centavos	Enero 1. ^o 1921 centavos	Enero 1. ^o 1924 centavos.
Cerro de Pasco	N.A.	N.A.	14.3	19.6
Miami Copper	N.P.	6.4	2.4	12.8
Chile Copper	N.P.	6.4	22.8	12.7
Nevada Cons.	4.0	11.4	18.1	11.9
Ray Cons.	N.P.	6.8	16.3	11.5
Callumet & Ariz.	13.2	10.6	14.6	9.1
Utah Copper	3.7	9.0	20.7	8.3
Anaconda	7.0	7.5
Greene Can.....	6.0	3.0	15.8	4.3
Inspiration	N.I.	13.1	11.6	3.2
Old Dominion	2.8	3.4	2.6
Chino Copper	N.P.	8.8	7.9	2.4
New Cornelia	N.P.	N.P.	10.3	1.8
Braden Copper	N.P.	Déficit	Déficit	Déficit

N. A.—No se puede avaluar.—N. P.—Sin producción.

NOTA 1.—El balance de la Chile Copper en Enero 1.^o de 1924, da como Activo ordinario, «Abastecimientos efectuados y gastos ya pagados», ítem que alcanza a 4.463,556 dollars. Para una producción casi igual la Utah Copper Co. da «Materiales y Abastecimientos efectuados» 2.401,193 dollars sin incluir los gastos ya pagados. En consecuencia, es probable que del ítem. de la Chile unos \$ 3.000,000 representen los gastos ya pagados y, por consiguiente, deben omitirse, reduciendo las cifras por libra correspondiente arriba dada a 11c.

NOTA 2.—Las cifras de la Anaconda Copper Co. para los dos últimos períodos se han suprimido debido a la confusión que ha traído la inclusión de los inventarios de la American Brass Co. Es muy probable que el costo total de la producción de las 5.000,000 lbs. de cobre y bronce producidas por esta compañía en el año 1923 sea de 16c. por libra o en total de 80.000,000 dollars. El capital de trabajo de esta compañía al final de este año era de 82.680,714 dollars.

Los gastos ya pagados no pueden considerarse como activo, a menos que su valor ingrese rápidamente en forma de producto. Por ejemplo: los gastos ya hechos en el arranque por medio de palas de vapor en una mina no pueden considerarse como entrada efectiva de acuerdo con tal definición. Estos gastos representan el dinero invertido en trabajos preparatorios de un mineral, necesarios por la elección de este método a cielo abierto en vez de trabajos subterráneos. En este último caso, se habría gastado el dinero en abrir y fortificar piques, correr y equipar los niveles de exploración, instalación de buzones, abertura de chimeneas etc.

En el primero de los métodos la suma total necesaria antes que haya entradas por ventas, es una parte tan grande del costo total de explotación, que algunas compañías estiman conveniente dejar una reserva especial abonándola a una cuenta diferida en el activo del balance y cargada esta cuenta con una suma cargada al costo de explotación, por unidad de producción basándose en la producción total, cuyo costo efectivo de extracción se rebajó por ese procedimiento. Una reserva semejante para disminución del costo del desarrollo preliminar ha sido constituída por casi todas las compañías que explotan los pórfidos en minas subterráneas donde dicho costo alcanza a una gran parte del costo total.

En general, una prueba concluyente de que ha sido bien tomada en cuenta la liquidación de valores está en si el ítem que se considera puede utilizarse en su valor aparente de realización para pagar las deudas corrientes. Los materiales y provisiones que se tengan en la mina o en la planta, pueden considerarse con toda razón entradas efectivas, aunque en pocos casos, no se pueda recuperar su costo total en la venta por las limitaciones del mercado local y por el costo de carga y transporte a otros mercados. Vienen a continuación las letras recibidas por la venta de productos, los productos en stock y en elaboración, y, finalmente, los valores comerciales y la caja.

En cuanto al pasivo no existe mucho margen para que haya opiniones divergentes en la distinción de ítems fijos, diferidos, eventuales y ordinarios.

Generalmente, el capital de trabajo o exceso del activo ordinario sobre el pasivo ordinario necesarios para financiar con holgura la producción, dependen de los gastos de producción y de la rapidez con que se obtenga su valor. Por ejemplo, el oro que se convierte inmediatamente en dinero una vez producido representa la velocidad máxima de obtener el valor y teóricamente en una mina de oro se necesitaría el capital de trabajo suficiente para financiar el costo de producción de un día, o, durante no más de uno o dos meses de producción para desenvolverse cómodamente en el pago de trabajos y compra de mercaderías. Sin embargo, en la práctica, se puede citar el caso de numerosas e importantes minas de oro en el mundo, en las cuales se mantiene en la caja del capital de trabajo el valor de la

producción de un año. Para el anticipo de pago de dividendos, se debe permitir la acumulación de caja de capital de trabajo en cantidad suficiente con el objeto de saldar tales salidas sin que se perturbe los gastos corrientes de producción. Gastos semejantes que también deban financiarse con entradas se saldarán igualmente con acumulación de caja. Si se considera el cobre se tendrá un tiempo mayor para convertirlo en efectivo que el oro. La experiencia en la industria nos indica la conveniencia de mantener las reservas de capital de trabajo en unas ocho veces el costo anual de producción.

Las ganancias dependen de la magnitud del capital

El estudio de las cifras del cuadro IV en relación con el cuadro II, nos dicen casi con toda exactitud que a mayor capital de trabajo corresponde una mayor ganancia unitaria. Una depende de la otra. Las cuatro compañías de mayor ganancia unitaria en 1923 se encuentran entre las siete de mayor capital de trabajo unitario. Ray y Calumet & Arizona que están por sobre Utah en este último aspecto están por debajo en el primero, en la actualidad suministran el capital de trabajo a Chino y New Cornelia respectivamente. Por otra parte, las cuatro compañías con ganancias mínimas en 1923, con excepción de Ray, están cerca del final en la lista de capital de trabajo por libra producida a fines del año. Comparaciones hechas con las condiciones en los primeros períodos citados muestran la misma relación y refuerzan la verdad general.

El estado del capital de trabajo indica la relación entre las ganancias y la cantidad distribuída como dividendos con los gastos para mejoras y expansión de los trabajos. Como se ha demostrado al tratar de la depreciación, las compañías que tienen una instalación más completa necesitan un mayor capital de trabajo en proporción a su capacidad. El no tener el capital de trabajo suficiente ocasionará a los accionistas perjuicio en alguna de las formas siguientes: Primero: la incapacidad de realizar las mejoras necesarias para mantener la competencia. Segundo: la incapacidad de proseguir el pago de dividendos. Y tercero: la necesidad de pedir dinero prestado para financiar la producción ordinaria o para hacer mejoras.

Otra ventaja menos a la vista de un gran capital de trabajo es perpetuar los trabajos de una compañía minera, constituye una necesidad manifiesta la adquisición de propiedades adicionales de tiempo en tiempo. Poseer una cantidad conveniente en caja hace la compra más fácil y barata.

Importación de una buena administración

Todas las consideraciones hechas resaltan la importancia de la administración en el éxito de una empresa. Las compañías caen o surgen según la inteligencia de los que controlan sus destinos. El mineral en la tierra no es un valor al activo si no lo posee una organización capaz de extraerlo con utilidad frente a una competencia encarnizada. La planta más moderna carece de valor en manos incompetentes. Tales axiomas son de la más simple filosofía, pero a menudo los olvidan los buscadores del "tesoro escondido" en su psicología anormal. A la larga, una mala administración trae su propia cura; basta que los directores y accionistas hagan un estudio minucioso de los resultados obtenidos en comparación con los de sus competidores para que se puedan corregir algunos de los errores más graves de la administración y para que se vuelva a la normalidad dentro de la prosperidad de la industria.

No todas las ganancias son para los accionistas

No es seguro suponer que hayan sido distribuídas en su totalidad todas las ganancias aptas para repartirlas en dividendos durante 1923. Como he demostrado en los ejemplos escogidos, la mayoría de las compañías han caído en el pasado por no guardar una cantidad adecuada para la depreciación y no hay razón para suponer lo contrario en el futuro, si la amarga experiencia de ver disminuir constantemente el capital de trabajo en adelantos de instalación y en pagos de dividendos, no los obliga, a lo menos temporalmente, a reservarse una parte de las ganancias ordinarias sin distribuir las. Sin embargo, en términos generales, creo no cometer error al suponer que 2.6 c. por libra, o 18% del precio recibido o el 70% de las ganancias netas de 1923, fueron distribuídas en dividendos. La política que deba seguir cada compañía queda determinada por su situación financiera y por el poder competidor de su planta y equipo. Volviendo a lo anterior, sólo ocho de las catorce compañías repartieron dividendos en 1923. Su total, suprimiendo repeticiones, fué de 32.937,201 dollars o el 66½% de las ganancias disponibles. De la cifra por libra de 2.4 c. se deduce que si no hay aumentos en los costos de producción, el alza del precio de 14.41 c. a 15.46 en el año pasado, nos volverá a los dividendos de antes de la guerra para todo el grupo de 3.67 c. por libra, dejando todavía un margen de 1 c. por libra para cubrir cualquier deficiencia en las reservas para depreciación. En el mismo lapso, como lo he dicho anteriormente, tal aumento en el pre-

cio elevaría las ganancias de las principales compañías a un nivel desconocido, salvo en el período de la guerra, y en consecuencia tienden a impedir que se mantenga ese nivel durante un período extenso.

Se llega a las siguientes conclusiones: Primero, que en 1923 las ganancias de las compañías llegaron aproximadamente a un 75% del normal. Segundo, que cualquier aumento del precio del metal sobre 15½ c. en los próximos años o hasta que la demanda mundial haya pasado la producción actual, es en extremo improbable. Tercero, que el poder competidor de las diversas unidades de la industria ha variado dentro de amplios límites en el pasado y seguirá variando en el futuro. En el lenguaje de las Sagradas Escrituras los primeros serán los últimos y los últimos serán los primeros; parece muy probable que las ganancias netas han de permanecer constantes y vecinas a 4 c. por libra, o 25% del valor de las ventas. Y cuarto, que la carga de los impuestos en aumento, junto a una mayor inversión para la elaboración de los minerales de baja ley, y salarios más altos, convierten en materia de vital importancia la determinación del costo de capital y del costo de depreciación para una administración atinada y una inversión inteligente.

Las condiciones recientes, precio del cobre 12½ a 13½ c. son la resultante de las mismas fuerzas que tienen el control desde el armisticio, a saber: la necesidad imperiosa de disminuir los costos para tener ganancias convenientes dentro de su capacidad aumentada, con la Europa todavía estagnada e incapaz de recuperar su participación en el consumo del metal.

Se ha hablado mucho acerca de la comunidad de intereses de los productores y de una reducción de la producción, pero hasta la fecha ésta no se ha llevado a cabo. Una gran parte de la producción todavía deja un margen apreciable, aunque es dudoso que los negocios dejen utilidad si este margen baja de 3¼ c. por libra; es decir, con ganancias menores hay pérdidas en el capital invertido. Todos esperan que las demás empresas hagan reducciones, porque el hacerlo significa elevar los costos. La ley de la oferta y la demanda rige inexorable, y los que claman ayuda a sus rivales más afortunados llaman en vano. Deben tratar por sí mismos de salir de la posición ignominiosa de "productores al margen" y pasar a competidores activos equipando sus plantas con los últimos adelantos de 1924, despejando toda carga innecesaria y haciendo morder el polvo a los rivales.



SECCION SALITRERA**INVESTIGACIONES SOBRE EL NITROGENO**

POR

H. FOSTER BAIN Y H. S. MULLIKEN

(Continuación)

CAPACIDAD DE LAS OFICINAS SALITRERAS.—COSTE DE CONSTRUCCIÓN

En la industria salitrera es más económico trabajar continuamente y almacenar el producto, que aumentar y restringir la escala de las operaciones en las diversas estaciones, y con buenas administraciones la capacidad de las plantas debe mantenerse lo más cerca posible de la producción real calculada. Si la capacidad sobrante de la oficina sujeta se considera demasiado pequeña, este exceso puede duplicarse y todavía afecta sólo el coste de amortización por tonelada tratada en 1 centavo. Se puede objetar que en el curso de la vida calculada de la empresa, parecen posibles uno o más años de paralización, basándose en lo ya acontecido; el efecto sería sólo el diferir los réditos para los años siguientes. En la imposibilidad de saber cuál sería el período de paralización que pudiera presentarse, es imposible dar una expresión numérica de esta disminución de valor. Dependería, principalmente, sobre cuáles serían los años de paralización.

Actualmente no hay en la región ninguna planta capaz de tratar 3,000 toneladas por día, aunque una está en construcción y una de 5,000 toneladas está en estudio. Hay pocas plantas capaces de elaborar 1,000 toneladas, varias que tratan 750 toneladas y muchas de 500 y menos.

El coste de construcción de una planta como la indicada puede ser de unos \$ 4 por tonelada de capacidad anual. Hay mucha incertidumbre acerca de lo que puede costar hoy una oficina. Antes de la guerra las oficinas se construían al pequeño coste de \$ 2 por tonelada de capacidad anual, y poco antes de la guerra se concluyó una extraordinariamente completa y bien construída con un gasto de \$ 3.30 fuera del valor del terreno. Durante la guerra las oficinas costaban más que el doble de estas cifras y los precios están hoy, seguramente, más altos que en el período antebélico, aun cuando más bajos que los alcanzados

durante la guerra. El cambio británico y el chileno favorece el empleo de capital americano en el exterior, y una parte considerable del coste final de muchas plantas nuevas sería pagado en dinero extranjero aun cuando la maquinaria, el acero, el cemento y otros materiales pueden ser comprados en Estados Unidos. Aun cuando la cifra de \$ 4 por tonelada, correspondiente por hipótesis a una inversión de \$ 4.320,000 oro en la planta, sea una cuestión discutible, puede decirse que es suficientemente cercana al coste probable para servir nuestro propósito. Hay que recordar que el mercado de maquinarias está abierto a los compradores chilenos y los fabricantes europeos están vendiendo hoy a precios excepcionalmente bajos; además la mano de obra pagada en pesos papel se emplea mucho en la construcción.

El adobe, fabricado en el local, es el material preferido para construir casas, aunque es necesario agregarle una pequeña cantidad de cemento. En general, parece que cuesta de 50 a 100% más, construir y equipar una planta motriz en la pampa salitrera que en los Estados Unidos, pero las casas de los operarios son mucho más baratas, y aun con el alto standard que se necesitará satisfacer de aquí en adelante, la construcción de habitaciones es relativamente barata en comparación con los gastos en Estados Unidos. Los mejores tipos de casas que hoy se construyen en la Pampa para los operarios, cuestan \$ 125 a \$ 250. Estas casas constan de tres piezas, con patio y cocina. Son hechas de adobe con marcos de madera, techo de fierro galvanizado cubierto de arcilla, puertas de madera, ventanas con vidrios, con las paredes revocadas, y con muchas otras pequeñeces que las hacen muy superiores a las casas en que los operarios han estado viviendo.

RENDIMIENTO DE LA PLANTA SUPUESTA

Se ha supuesto que la planta propuesta, al elaborar el caliche, rinda una tonelada de nitrato por cada 8 de material enviado a las trituradoras. La proporción actualmente alcanzada varía entre 5 y $8\frac{1}{2}$ por 1. Tomando la razón de 8 por 1 se tendría un rendimiento real de $12\frac{1}{2}\%$ y una ley principal de $18\frac{1}{2}\%$. Esto correspondería bajo condiciones ordinarias a extraer todo el caliche que contenga más de 12% de salitre. El contenido medio del caliche tratado se considera que sea inferior a $18\frac{1}{2}\%$ en muchas partes. Sin embargo, hay diferencias en la facilidad de elaboración de los diversos caliches y también se prestan a dudas la exactitud de los pesos y de las leyes en diversas oficinas, debido a los métodos de muestreo usados. Un rendimiento real de 12% no representaría ni la mejor ni la peor práctica, sino que marcaría el límite que debería alcanzarse si se necesita un considerable aumento en la producción.

Sobre la base indicada y con un plazo de trabajo calculado de 20 años sería necesario comprar terrenos cuyo contenido se estime en 2.500,000 toneladas de nitrato. El precio medio pagado por el salitre

en los terrenos fiscales en los años 1901 a 1918 inclusive, es equivalente a \$ 1.09 por tonelada recuperable de su contenido. Sobre esta base el terreno tendría un valor de \$ 2.725,000. Dentro del período mencionado los terrenos de propiedad privada estimados por los mismos métodos, y que contuvieron la misma cantidad de salitre, se ofrecían a \$ 2.500,000.

Ya se ha indicado que la exactitud de los cálculos sobre el contenido puede ponerse seriamente en duda, aunque prácticamente es sobre esta base sobre la que se necesita comprar los terrenos. La experiencia parece indicar que el tonelaje se calcula con defecto y la ley con exceso. No hay datos satisfactorios sobre el rendimiento real comparado con el calculado de los yacimientos. Comúnmente se acepta que un terreno que contiene 2,000 toneladas de salitre por acre puede ser trabajado con provecho. Actualmente se trabaja lo que contiene mucho menos, de modo que hay un margen considerable. Sin embargo hay que hacer algunas concesiones por errores no compensados en el examen original. Si se permite un exceso de 25%, el valor de los terrenos sería poco más de \$ 3.400,000. Cualquiera de estas concesiones necesita hacerse con base débil para el cálculo. En muy raras excepciones no se tienen datos sobre el rendimiento de las superficies separadamente, y no hay base para hacer comparaciones entre la cantidad calculada y el rendimiento efectivo del terreno. En los pocos casos en que tales cifras existen, las circunstancias son evidentemente excepcionales.

INSEGURIDAD SOBRE EL SALITRE ÚTIL EN LA ADQUISICIÓN DE TERRENO

Lo anterior hace ver la inseguridad en la compra de terrenos salitrosos en cuanto a la cantidad de salitre aprovechable. Hay, además, otra inseguridad, debido a las diferencias en la facilidad de lixiviación no siempre determinada y descontada de antemano. Ha sucedido que aunque se ha encontrado la cantidad de caliche prevista y aunque los ensayos hayan dado la ley que se había calculado, el rendimiento ha sido bajo a causa de las características borrosas de la mayor parte del material.

Cualesquiera que sean los defectos del método actual de cateo de los terrenos salitrosos, es el único método actualmente aplicable y esto está tan firmemente establecido en la industria, que prácticamente todo el que va a producir salitre tiene que comprar el terreno sobre esta base.

Su única protección contra los errores en los cálculos serían un cateo comprobatorio y la adquisición de un extra de terreno que se considere prudente. Muchas de las compañías que hoy trabajan han comprado terreno adicionales a medida que los años han pasado, y la práctica corriente parece ser el depender de la oportunidad de realizar adquisiciones adicionales.

Según los cálculos que se hacen las plantas se construyen para una duración aproximada de 15 años. En el ejemplo tomado aquí se ha empleado el plazo de 20 años, por ser más cercano a aquel para el

cual es económico ejecutar una organización y colocar y amortizar un capital. Puede suceder que en el trabajo efectivo se obtuviera un valor mayor calculado y equipando para 15 años de vida.

Con las consideraciones hechas anteriormente el valor total de los terrenos sería de \$ 3.400,000 y el de la planta 4.320,000. Si a esto se agregan 380,000 pesos para capital de trabajo, se podrían financiar las operaciones durante cinco meses comprendidos entre la extracción del caliche y la recepción del dinero por venta del salitre. La inversión total, según esto, sería de \$ 8.000,000 y sobre la base de 20 años de vida e interés de 4% sobre los acopios; la amortización del terreno sería de 27 centavos por tonelada. Esto no toma en cuenta los beneficios ni el interés del dinero, pues esto último entra en los beneficios. Aunque sobre la base indicada la amortización se eleva a 27 centavos por tonelada de caliche, variaría de 20 a 33 centavos con otras hipótesis dentro del límite de las probabilidades.

Las cifras de inversión que aquí se toman—\$ 8 por tonelada de capacidad anual de caliche elaborado—son elevadas en comparación con la capitalización efectiva en el terreno. Especialmente se han tomado así con el objeto de cubrir los aumentos post-bélicos y para representar la producción extra en un terreno donde durante medio siglo se han evidentemente elegido los mejores sitios.

BENEFICIO CALCULADO

Con el objeto de calcular los beneficios se puede hacer la suposición de un caliche que rinda $12\frac{1}{2}\%$ con los actuales métodos de elaboración y extraído de una profundidad no mayor de 3.6 veces el grosor del yacimiento. Esto correspondería a 30 centímetros de caliche en rajos de 90 centímetros de profundidad y de cerca de 60 centímetros en rajos de 2 metros de hondura. Los yacimientos más delgados serían compensados por su mayor contenido en salitre, y se supone que 40% del área superficial resulte explotable. Sobre la mayor parte de la pampa que hoy se trabaja, la razón entre lo cubierto y la cubierta es menor que lo que aquí se toma, pero el salitre puede ser extraído sobre esta base. El coste por tonelada de caliche bajo las condiciones anotadas sería substancialmente como sigue:

	Por tonelada
Extracción..	\$ 0.51
Transporte	0.16
Elaboración..	0.55
General..	0.13
	<hr/>
Total	1.35

Los costes efectivos obtenidos actualmente en Chile varían sobre y bajo las cifras dadas para las fases diversas del proceso. Los costes particulares anotados arriba se considera que son enteramente seguros y realizables bajo las condiciones indicadas y que representan el precio de control de la producción en grande escala.

Al coste primario obtenido anteriormente hay que agregar la amortización ya señalada y los costes secundarios originados por el transporte del salitre desde la planta al barco. Respecto a estos últimos costes no hay inseguridad material. El material standard en porciones pesadas son transportadas regularmente en cantidades y el coste, como lo demuestran los libros de las compañías, no puede incurrir materialmente en error. Los ítems son bien conocidos y son substancialmente los mismos para todos, excepto las pequeñas diferencias en las tarifas de fletes. Promediando las cantidades pagadas por un número considerable de compañías se tiene 8 chelines por quintal métrico, siendo los extremos 9s 4¾d. y 6s. 11 2/3 d. A 8 chelines por quintal métrico el equivalente actual es de \$ 16.72 por tonelada neta de salitre transportado por mar, o \$ 2.09 por tonelada de caliche extraído bajo la hipótesis considerada.

Resumiendo los costes anteriores se obtienen las siguientes cifras finales:

Coste primario	\$ 1.35
Coste secundario	2.09
Amortización	0.27
	<hr/>
Total	3.71

Esto correspondería a un coste por tonelada métrica de salitre f. a. s. de \$ 29.68 o \$ 1.48 por quintal.

Si sobre la base de un material de la misma ley se considera una planta capaz para 5,000 toneladas, probablemente se realizaría una pequeña economía. Las cifras correspondientes para el coste primario son:

Extracción	0.49
Transporte	0.15
Elaboración	0.53
General	0.08
	<hr/>
Total	1.25

Posiblemente una adquisición mejor de terrenos y menores gastos unitarios en la planta mayor, permitirían una amortización menor.

Sin embargo, tomándola a razón de 20 centavos por tonelada y agregando la misma cantidad por los gastos secundarios, como ante-

riormente, el total es \$ 3.54 por tonelada de caliche, \$ 28.32 por tonelada de salitre f. a s. y \$ 1.41 por quintal.

Parece claro que entre plantas de 3,000 y 5,000 toneladas de capacidad, no hay gran disminución en el coste probable con el actual sistema, mientras que los riesgos en el proyecto mayor son materialmente mayores.

Cambios posibles en el coste

Los cálculos anteriores están basados sobre el rendimiento actual y representan consumos de agua, combustible y trabajo. Es conveniente estudiar hasta qué punto los costes analizados son susceptibles de aumentar o disminuir. Naturalmente es difícil predecir el futuro y, sin embargo, hay ciertos límites de cambios posibles que pueden indicarse. El coste del salitre incluye los factores comunes de trabajo, materiales, uso de capital y contribuciones y, además, uno que según las circunstancias es de mayor o menor importancia: el curso del cambio internacional.

El coste de la mano de obra asciende directamente a 45-50% del coste primario del salitre. Estudios especiales hechos en una oficina demostraron que el valor del trabajo era el 46%. La porción de trabajo varía con las condiciones particulares de la pampa, con el valor del combustible y de otros materiales y con la clasificación adoptada para hacer las cuentas. Como siempre, además de los gastos directos de mano de obra, hay otros indirectos considerables en el precio pagado por el transporte, alimentos y otros materiales. Cualquiera que sea el porcentaje efectivo del coste debido a los salarios pagados, es claro que la cantidad es considerable, y el problema de si pueden o no disminuir es importante. Aproximadamente el 60% de los hombres empleados trabaja en la extracción del caliche en la pampa o en su transporte a la máquina; a veces más del 40% se emplea en el trabajo directo de extracción, que ejecutan los "particulares", que quiebran y eligen el caliche. De los demás, muchos se ocupan en taladrar los tiros y en tronarlos, en el carguío, en el transporte en carretas y en otras ocupaciones semejantes e incidentales.

Ya se ha hecho notar que en lo referente a la extracción no parece que haya campo suficiente para substituir a los hombres por las maquinarias, y en la manera especial en que se emplea a los trabajadores, su eficiencia es elevada. En las toneladas que mueve cada hombre en los días trabajados por mes, y en la cantidad elegida y apilada para el transporte a los trituradores, el trabajo es excelente. El chileno es un obrero excepcionalmente capaz y en relación con el salario pagado hace un trabajo diario no común. Un trabajador mejor pagado no entregaría mucho más caliche diariamente extraído del mismo terreno, a pesar de lo cual hay posibilidad para mejoras como lo indica

el mayor rendimiento por individuo que precede a los días patrios de Septiembre, cuando cada uno desea tener una porción extra de dinero que poder gastar.

COSTE DE LA MANO DE OBRA.—LOS MINEROS CHILENOS SON TRABAJADORES COMPETENTES

En la "máquina" y en las maestranzas es posible aumentar la eficiencia, como se ha demostrado en las minas de Chuquicamata y de la Braden. Aunque la mano de obra es hoy barata y los operarios manejan bien las maquinarias, la tarea por individuo es menos que en los países donde se pagan salarios más altos y los operarios han tenido un entrenamiento más largo en las fábricas y en las maestranzas. Es de esperar que se vayan preparando cada día mejores operarios mediante el entrenamiento y la selección, pero también hay que predecir que exigirán mayores salarios, y si al fin se obtiene más trabajo con el mismo individuo pagándole mayor salario, pero realmente al mismo coste unitario, el resultado será semejante a lo que ha sucedido en otros países. Puede fácilmente suceder que los salarios suban más rápidamente de lo que aumenta la eficiencia, y al presente cuando aumenta la demanda de salitre y hay escasez de trabajadores se produce una fuerte tendencia a subir los salarios para atraerse operarios de otras industrias sin fijarse en su eficiencia. Aunque es de importancia a veces poder trabajar a toda la capacidad, también es cierto que en un país con industria creciente y con población virtualmente estacionaria como es Chile, una base artificial de salarios puede llevar fácilmente al bienestar permanente de ninguno.

El fin que se persigue obtener al elevar los salarios, es más trabajo. Es inducir al operario a trabajar más, con más inteligencia o durante más horas. El minero chileno trabaja mucho e inteligentemente, y aunque sus horas de trabajo no son muchas, pierde pocos días en comparación con los operarios de otros países. La Pascua y las fiestas patrias de Septiembre son las únicas ocasiones en que el trabajo se detiene. El Domingo es un día corto, y, desgraciadamente cuando tiene bebida disponible, hace "San Lunes". Sin embargo, las planillas de pago muestran promedios de 25 a 26 días por mes trabajados y el ausentismo y los transposos de tareas, aunque incomodan, son menos que en las industrias semejantes de Estados Unidos. Exigiría demasiado espacio indicar todas las razones de esto. Baste anotar la conclusión, que es también la de varios administradores de larga experiencia en Chile, que aunque la eficiencia puede esperarse que aumente, no parece que ello haga bajar el coste del salitre.

NECESIDAD PROBABLE DE MÁS OPERARIOS.—OPOSICIÓN A LOS ASIÁTICOS

Una cuestión más importante es cómo podrá obtenerse suficiente mano de obra para producir el salitre que se espera ha de necesitarse dentro de pocos años. Se recordará que pasado el consumo post-bélico, hubo una crisis en la industria del salitre y las oficinas se paralizaron. En ese entonces 44,500 hombres fueron arrojados del trabajo y se les mantuvo a expensas públicas en los puertos o se les embarcó para el sur de Chile, pues solamente unas pocas oficinas continuaron trabajando. Algunas cerraron enteramente y otras mantuvieron simples guardias. En Julio de ese año había 63 oficinas trabajando con 33,800 hombres empleados y una campaña activa de enganches estaba lejos del plan de desarrollo. Para dotar de operarios las 108 oficinas se necesitarían 65,250 individuos en ellas y el número necesario para formar esta cuota no hay dónde encontrarlo. Cuando las oficinas cerraron en 1921, los peruanos y bolivianos se volvieron a sus tierras. Los primeros no parece que volverán, a lo menos mientras la tensión política entre Perú y Chile no desaparezca. Los bolivianos han encontrado trabajo en su propio país y muestran poca disposición para volver.

Las minas de cobre de Chuquicamata y de la Braden han efectuado un fuerte drenaje en las fuerzas de trabajo de la República. La electrificación de los ferrocarriles, hoy en ejecución, los trabajos de fuerza motriz y otros proyectos, también extraen de la fuente común de operarios y aunque Chile tiene una gran cuota de nacimientos, la mortalidad infantil es tan extraordinariamente alta que virtualmente la población queda estacionaria. Hasta hoy la labor industrial ha atraído los operarios de los campos, pero esto no puede continuar indefinidamente. Los salarios rurales han más que duplicado y hay una fuerte oposición de parte de los poseedores de las tierras, que forman la clase gobernante de Chile, al reclutamiento de operarios para las faenas salitreras en los distritos agrícolas. Más importante es el hecho de que un aumento en el salario agrícola tiene necesariamente como resultado un aumento en el precio de los alimentos, y aproximadamente la mitad de los salarios pagados a los operarios en las faenas salitreras se invierte en la alimentación.

Los chilenos todos se oponen a la inmigración oriental y hasta el presente a lo menos las facilidades de acceso y el standard de vida para los operarios no ha sido suficiente para atraer al país un número considerable de operarios europeos. Algunas nuevas líneas de vapores que van directamente a Europa se han establecido, y el standard de vida para los operarios chilenos mejora, mientras que en Europa muchos se encuentran frente a dificultades extremas. Es posible que una corriente de inmigrantes de Europa se establezca directamente hacia Chile y se encuentre en ella la solución de las dificultades que la mano de obra presenta a la industria.

COSTE DEL COMBUSTIBLE.—DISMINUCIÓN EN EL COSTE DE LOS MATERIALES

El segundo elemento importante en el coste primario es el precio del combustible, que es actualmente el petróleo. Al presente el petróleo crudo se vende entregado en carros estanques en el puerto al precio de \$ 1.60 a 1.80 el barril, con un precio base de 90 centavos en Los Angeles y \$ 1.15 en Tampico. A este precio el petróleo ha reemplazado al carbón y mientras se le pueda obtener a este precio parece que dominará el mercado. Generalmente se reconoce que los precios del petróleo crudo son hoy bajos. Pocas o ninguna compañía que comercia en este artículo desea hacer contratos a largo plazo a los precios actuales y teniendo en consideración un período de 20 años para las inversiones, parece claro que se necesitará pagar más y no menos por el combustible, excepto si se consigue reducir la cantidad que se gasta por tonelada de caliche. El valor del transporte terrestre agrega 25 a 40% al precio del petróleo en el puerto. La distancia es corta—15 a 70 kilómetros—pero el petróleo necesita ser elevado a 1,200 y aun hasta 2,700 metros, y las entregas individuales no son tan grandes para que tales accidentes se tomen en cuenta en los negocios del petróleo. Cálculos basados sobre experiencias hechas en Estados Unidos sobre conducción en cañerías indican que no parece posible disminuir los gastos substituyendo los carros estanques por tuberías. Mayores probabilidades tiene el uso cuidadoso del equipo ferroviario.

El valor de los materiales en general ha disminuído. No todos los precios han bajado desde la guerra, y algunas otras pequeñas disminuciones pueden probablemente anticiparse por materiales traídos de afuera. Sin embargo, en los trabajos de una oficina salitrera esto forma un factor pequeño en el coste. Las principales compras son las de combustible ya consideradas, y los alimentos y vestidos para revenderlos a los empleados. Los últimos representan principalmente adquisiciones hechas en Chile de materiales producidos en el país, aun cuando las telas de algodón o el algodón que contienen es importado. Ya se ha indicado que los salarios en aumento parece que aumentarán el coste de los alimentos y posiblemente el mismo factor influenciará sobre el calzado, vestidos y otras mercaderías manufacturadas. Si los precios suben será necesario elevar los salarios para compensarlos y si, como parece, el standard de vida de los operarios sube, y sus consumos aumentan, los salarios tendrán que mejorarse nuevamente. Hay la esperanza de que por educación, selección y reajustamiento de los deberes, la eficiencia pueda mejorarse en un grado correspondiente. Como están las cosas, actualmente el trabajador de la pampa come muy buenos alimentos, aunque para su salud serían deseables verduras más frescas. Considerando sus costumbres y su modo de vida anteriores, tam-

bién viste bien. Las casas son malas, aún cuando son mejores que las que muchos de ellos acostumbraban antes de llegar a la pampa salitrera, y las casas que hoy se construyen son mucho mejores que las que anteriormente se consideraban aceptables.

El comité del bienestar de la Asociación de Productores trabaja activamente y con provecho para mejorar las condiciones de vida en las oficinas y puede anticiparse un continuo progreso a este respecto. Los beneficios se obtendrán más por la disminución en el abandono del trabajo que por un aumento inmediato en la eficiencia. El mayor beneficio será el final derivado de la disminución de la mortalidad infantil, aun cuando esto tenga un efecto lejano. Si esta mortalidad puede reducirse a las cifras normales de otras partes, progreso que ya se ha conseguido en las minas del Teniente, la pampa puede con el tiempo verse libre de la necesidad y de los gastos de translación de trabajadores desde otras partes de Chile o desde el extranjero.

UN MENOR COSTE DE PRODUCCIÓN NO ES PROBABLE

Tomando en cuenta la mano de obra, el combustible y los materiales, parece que no hay base para anticipar menores costes, excepto si la cantidad consumida por tonelada de caliche pueda ser disminuída, y en cuanto a la extracción misma, las posibilidades para tal disminución no son claras. En lo relativo a la elaboración se puede esperar mejor éxito. Aunque el precio por libra del producto final es pequeño en comparación con los metales comunmente concentrados después de ser extraídos y antes de ser vendidos, el porcentaje existente en el caliche es mucho más elevado. Si se toma a Nueva York como punto céntrico de entrega, y el precio, costes y pérdidas no se toman por el momento en cuenta, una tonelada de caliche en el terreno contiene más valor intrínseco que una tonelada de menas de cobre de Chuquicamata o de menas de oro de Sud Africa. La diferencia en su beneficio es cuestión de gastos y pérdidas. Cuesta más por tonelada extraer las menas de cobre y oro. La roca es más dura para ser triturada y necesita ser triturada más fina y se necesita emplear solventes mucho más caros que en el caso del salitre, que es soluble en agua fría, el líquido más barato de la tierra. La proporción de la concentración, siendo menor en el caso del salitre que en las otras menas mencionadas, determinan todos los gastos inherentes a la extracción y ésta se intensificaría en lugar de disminuir con una mejoría en el rendimiento. Es la escasa eficiencia de las plantas de elaboración las que originan las variaciones en el beneficio que puede esperarse se regularice. Si el rendimiento puede elevarse a 90%, y las dificultades técnicas no son mayores que las que se han vencido en otras industrias químicas y metalúrgicas, se ganarían 25 unidades más de salitre extraídas del mismo caliche. Anteriormente se ha obtenido hasta el 90%, y en vista de lo que se obtiene en

otras partes en la industria, no hay razones prohibitivas para que esto no llegue a obtenerse en el salitre. Si esto se consigue sin que aumenten los gastos de elaboración, el efecto será bajar el coste primario, incluyendo la amortización, en el caso que se ha supuesto, 45 centavos, dejándolo en 1.17 por tonelada. Esto correspondería a \$ 24.08 por tonelada de salitre f. a. s., o a \$ 1.20 por cien libras.

NUEVOS PROCEDIMIENTOS EN ENSAYO

Aunque hay varios proyectos en estudio sobre mejoras en el tratamiento, y varios procedimientos o partes de procedimientos sometidos a pruebas, no se hará aquí una revisión de todos sino solamente del procedimiento Allen, desarrollado en la oficina Delaware y del procedimiento Guggenheim ensayado en la Oficina Cecilia, los que teniendo especiales expectativas, merecen unas pocas palabras. A. W. Allen, en un pequeño libro que puede conseguirse fácilmente, ha dilucidado los principios generales de la elaboración y en la oficina Delaware, después de estudios y pruebas hechas por él, se ha puesto en uso un procedimiento que comprende varios de los principios sustentados por él. En particular se ha empleado una trituración más fina, desplazamiento ascendente de las soluciones, y el calentamiento de estas últimas fuera de los estanques lixivadores. El procedimiento implica la producción de lo que es conocido en el país con el nombre de "caldillo", o sea una solución poco concentrada, en el primer disolvedor, la que después se lleva a mayor concentración mediante la evaporación. Ensayos cuidadosos en escala de trabajo han demostrado que con caliches de fácil lixiviación se puede obtener por este método rendimiento hasta de 90%. En la práctica el rendimiento queda sobre este punto por varias circunstancias dependientes del carácter del material disponible para la carga de los estanques, pero es aún notablemente más alto que lo obtenible del mismo caliche mediante el procedimiento Shanks. Sin embargo, aunque en la práctica no se han realizado aún las esperanzas que se fundaban en él, este procedimiento señala lo que tal vez es el mayor perfeccionamiento llevado a la práctica en la elaboración del salitre durante años. No resuelve todas las dificultades de la elaboración del salitre, pero adoptado en grande resultaría un marcado aumento en el rendimiento con gastos moderados de reconstrucción.

Es procedimiento Guggenheim es más radical en su concepción, y para obtener sus beneficios será necesario reconstruir enteramente y en grande escala. En nuestro concepto ofrece, sin embargo, las mayores expectativas en vista de que obtiene un rendimiento satisfactorio de caliches de los más variados caracteres y en particular de los borrientos que son tan dificultosos. La concepción del procedimiento y la tenacidad que se ha desplegado durante su experimentación y ensayos en escala semi comercial, se deben a Mr. E. A. Cappelen Smith

hábilmente ayudado por Mr. Paul H. Mayer, por el Dr. C. L. Burdick y por un conjunto de expertos científicos y prácticos que suman unos quince miembros. Los estudios empezaron con trabajos de Laboratorio en los Estados Unidos, con muestras de caliche enviadas desde Chile, y como primer paso se hizo una larga y laboriosa investigación de la química fundamental de las soluciones que se producen en la elaboración del salitre. Después se hizo una pequeña planta de tratamiento, la que, después de haber sido probada, fué enviada a Chile, donde sirvió de modelo para la construcción y funcionamiento de una de tamaño semi comercial. Por ésta han pasado más de 5,000 toneladas de caliche, habiéndose hecho más de 150 pruebas con caliches provenientes de un gran número de oficinas.

Por razones de negocio la firma Guggenheim Hnos., que ha financiado los ensayos, no está todavía lista para permitir discusiones sobre los detalles del procedimiento, aunque por publicaciones hechas por la patente británica y por una entrevista con D. Belisario Díaz Ossa, que examinó el procedimiento para la Oficina de Patentes chilena, hemos obtenido algunos de sus puntos esenciales. En su esencia, lo que Mr. Smith y sus asociados se propusieron realizar, fué introducir en la elaboración del salitre las lecciones aprendidas al desarrollar el procedimiento de lixiviación empleado en los minerales de cobre de Chuquicamata. Aquí se trituran 20,000 toneladas diarias de material de baja ley y se las lixivia en receptáculos completamente abiertos, de donde se extrae la solución de la que se recupera el cobre. Así se consiguen bajos costes, porque la escala de trabajo es grande y el procedimiento es tan sencillo como debe serlo. En realidad, mientras sea necesario hervir el caliche las ventajas derivadas del uso de grandes estanques y de operaciones hechas en grande escala, no pueden esperarse. Según esto, el procedimiento fué ideado sobre la base del tratamiento con agua fría o ligeramente calentada y la precipitación se obtiene por refrigeración, en lugar de evaporación, y enfriamiento en estanques abiertos. Con el objeto de obtener una refrigeración económica se ha dispuesto un cuidadoso sistema de recuperación del calor. El proceso se efectúa a una temperatura de 40° C y aún menos, obteniéndose el calor del agua refrigerante que rodea los cilindros de las máquinas Diesel empleadas para producir fuerza motriz y del calor generado en la compresión del amoníaco que se emplea en el aparato refrigerador. Trabajando en esta forma se hace posible el empleo de los métodos y de las maquinarias ya familiares en los trabajos de Chuquicamata.

Sin embargo, queda todavía una dificultad que se ha presentado inflexible en el camino de todos los intentos de mejoramiento: la formación de borra. Los ensayos efectuados por otros han indicado que en agua fría hay una mayor tendencia a formar borra que cuando se emplea solución caliente, aun en el procedimiento de hacer hervir que hoy se emplea pues la agitación en los estanques a veces la producen. Fué necesario encontrar un medio de evitar la formación de borra.

Esto podría conseguirse si se evita que las partículas individuales del caliche sean quebradas y dejen libres las finas partículas de arcilla que contienen, y así se evita que se formen los compuestos químicos coloidales originados por el procedimiento. Lo que se necesitaba era un sistema de lixiviación que tomara el salitre y lo menos posible de otras sales, de modo que dejara las partículas de silicatos inertes, incluso las partículas de arcilla, siempre envueltas en una red de otras sales distintas del nitrato de sodio y de potasio.

Empíricamente se sabía por los conocimientos que se emplearon en la práctica, que el caliche rico en magnesia podía emplearse para compensar otras variedades ricas en sulfatos de sodio, y así los inconvenientes de la borra fueron disminuídos. Las compensaciones de iones en solución de un método bien conocido que se emplea en la química industrial, y sus principios fundamentales se han seguido para encontrar un medio de estabilizar las soluciones que deben emplearse en la lixiviación de modo que se evite la disgregación del caliche y la formación de compuestos no deseables. Esto permite también obtener soluciones concentradas a temperaturas tibias, que pueden ser artificialmente enfriadas a temperaturas más bajas para que precipiten el salitre sin que precipiten otras sustancias de la solución. La totalidad del agua madre vuelve a ser usada. Los cuidadosos estudios químicos hechos anticipadamente permiten aquí un exacto conocimiento que reemplace las aproximaciones que han nacido en la práctica, y ensancha grandemente el campo de aplicación del principio.

Hasta que la compañía dueña del procedimiento encuentre posible dar completa información, las anotaciones generales anteriores pueden servir. Basta con señalar que en cualquier plan referente de la producción futura debe tenerse en cuenta la posibilidad de que el caliche sea elaborado en grandes proporciones con gastos y rendimientos comparables con los de Chuquicamata. La situación profesional de los investigadores, su familiaridad con las condiciones del país, sus anteriores éxitos, y el tiempo y paciencia que han dedicado al trabajo da motivos para confiar en el éxito. Incidentalmente puede agregarse que han elaborado ya ocho o diez veces tanto caliche como lo que trataron de menas de Chuquicamata antes de que se empezara la construcción de la planta definitiva.

REDUCCIÓN CALCULADA DEL COSTO CON LA APLICACIÓN DE LOS MÉTODOS DE CHUQUICAMATA

Hemos hecho cálculos preliminares basados en la aplicación de los métodos de Chuquicamata a la elaboración del salitre, elevando el rendimiento al 90%. Estos cálculos indican que se puede esperar una reducción considerable de los costes. Aunque debido a la carencia de detalles reservados por los propietarios del procedimiento, estos cálculos sólo pueden ser considerados como meras aproximaciones, pero deben

ser repetidos como determinantes de las posibilidades existentes. Suponiendo una planta capaz de tratar 5,000 toneladas diarias con una duración de 20 años, el coste primario se formaría como sigue:

Extracción	\$ 0.49
Transporte	0.15
Elaboración	0.18
Administración	0.08
Amortización	0.20
	<hr/>
Total	1.10

Es perfectamente posible que el coste de extracción puede llevarse más bajo que la cantidad aquí calculada, sobre todo desde que el alto rendimiento permite la elaboración de materiales de ley baja, pues así se hace posible bajar algo el tipo standard. Pero la mayor economía está en el coste de elaboración donde la posibilidad de tratar grandes cantidades permite la mecanización de la planta y el trabajo con soluciones frías reduce el gasto de combustible. Aunque se necesitara más fuerza motriz, sucede que la cantidad necesaria para tratar 5,000 toneladas diarias puede ser generada en una central situada en la costa y transmitida a la pampa a un precio unitario poco menor que el obtenido en plantas mayores. Este es un precio mucho menor que el que hoy se obtiene en la pampa. La amortización se reduce porque con la posibilidad de elaborar material de baja ley no es necesario comprar tanto terreno para asegurar el tonelaje necesario y hoy los precios están fijos y parece que por algún tiempo se han de mantener así, sobre la base de que ningún terreno que contenga menos de 12% vale la pena de ser removido. Respecto a lo que significa la posibilidad de obtener un rendimiento de 90% en lugar de 65%, respecto al tonelaje existente en el terreno, lo dan los resultados del examen de trozos considerables de terrenos. En un caso el tonelaje aumentó en la razón de 10 a 14 y en otro de 10 a 24.

Con caliches de 14% elaborado con un rendimiento de 90%, resulta que se aprovechan 12.6 unidades y la razón entre el caliche y el salitre extraído es 7.94 a 1, es decir, la misma que se emplea en otros ejemplos. Según esto, sería posible bajar la ley media del material tratado en $4\frac{1}{2}$ unidades y con todo, se elaborarían a menor coste. Agregando el coste secundario de \$ 2.09 no modificado por la poca diferencia en la cantidad total elaborada, al coste primario de \$ 1.10 da un coste total de \$ 3.19 por tonelada de caliche, correspondiente a \$ 25.33 f. a. s. por tonelada neta de salitre, o \$ 1.26 por quintal, aun trabajando caliche de menor ley. Tales costes están claramente dentro de lo posible dentro de pocos años.

EL CAMBIO COMO FACTOR IMPORTANTE

El mayor elemento en el coste primario de producción que puede esperarse que varíe, es el valor del peso chileno en dólares americanos. El valor del combustible y el de la administración, a lo menos se pagan en oro, pero los gastos restantes se pagan en pesos chilenos, y estos pueden alcanzar hasta el 70% del coste primario. Según esto, esta parte del costo total puede aumentar si el peso sube en valor y puede disminuir si se deprecia.

La razón media del cambio durante los años 1912 a 1920 inclusive, fué aproximadamente de 5 a 1. La razón actual es 8 a 1, es el resultado solamente de los disturbios comerciales desde 1920. Aunque en el valor del peso entran varios factores además de la balanza comercial, parece fundado suponer que dentro de algunos años el cambio corresponderá a la balanza comercial y a aquellos precios se ajustarán. Si, por ejemplo, el bajo precio extranjero del peso chileno es una reflexión local de una inflación monetaria, los salarios locales y el precio de los productos nacionales tendrán que ajustarse a las nuevas bases. Sin intentar dar un juicio acerca de si el cambio ha de subir o ha de bajar, ni en qué cantidad variará, existe la clara posibilidad de un aumento en el coste primario, correspondiente a una variación entre 8 pesos por dólar y 5 pesos por dólar, equivalente a un aumento de 60% de la parte que alcanza al 70% del total que se paga en pesos chilenos.

La parte del coste primario que no se paga en papel moneda es pagada virtualmente en todos los casos en letras de cambio sobre Londres. Esto sucede también con el total del coste secundario, esto es, los gastos entre la cancha y el buque. Una parte del petróleo, algunos materiales, y unos pocos sueldos se pagan en letras sobre Nueva York. Una parte variable de los derechos de exportación deben pagarse en oro chileno, distinto del cambio esterlino. Con todo, no se comete un error considerable al calcular que el 30% del coste primario y todo lo que aquí se ha llamado coste secundario están influenciados por el precio de las letras sobre Londres. Según esto, los gastos así apreciados están sometidos a un aumento igual a la actual diferencia entre el valor en oro de la libra y la par. En otras palabras, necesitan ser aumentados en 6% en número redondos.

(Continuará)



LIBROS RECIEN LLEGADOS PARA SU CONSULTA EN LA BIBLIOTECA

- Low.—Technical Methods of ore analysis.
 TRUSCOTT, S. J.—Tex-book of ore dressing.
 LEVY, D. M.—Modern copper smelting.
 OKILL, J.—Gas and oil engine operation.
 MERRILL.—The non-metallic minerals.
 CABRE, J. W.—Boreholes and borehole machinery.
 GUNTHER.—Examination of prospects.
 SPURR.—The ore magmas.
 KEMPS.—The ore deposits of the United States and Canadá.
 HOOVER.—Principles of mining.
 STORMS, W. H.—Timbering and mining.
 MILLER AND SINGEWALD.—The mineral deposits of South America.
 CHARLTON.—American Mine accounting.
 HANDBOOK OF MINING DETAILS.
 DETAILS OF PRACTICAL MINING.



SECCION CONSULTAS

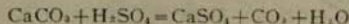
Preguntas:—1.º Por qué el carbonato de cal perjudica la lixiviación, con ácido sulfúrico, de minerales de cobre?

2.º ¿La Atacamita es o no apropiada para lixiviarla con ácido sulfúrico?

3.º La misma pregunta anterior para el silicato de cobre.

4.º La presencia del nitrato en minerales de cobre ¿perjudica su lixiviación con ácido sulfúrico?

Respuesta:—1.º Cualquier carbonato es perjudicial en la lixiviación de minerales oxidados de cobre porque consume el ácido que debiera servir exclusivamente en disolver los minerales oxidados de cobre. La reacción es la siguiente:



2.º La Atacamita, $\text{CuCl}_2 \cdot 3\text{Cu}(\text{OH})_2$, es apropiada para la lixiviación por H_2SO_4 ,

puesto que este mineral es uno de los que se encuentra en Chuquicamata. Sin embargo, el cloro del mineral pasa a las soluciones y constituye una impureza que hay que separar en una planta de clorurante especial. En Chuqui esta planta consiste de 22 molinos tubulares, de 30 pies de largo por 4 de diámetro. Los molinos están contruidos de planchas de acero de $\frac{1}{2}$ " de grueso y revestidos de plomo en planchas con un casco interior de loza de barro sujeto en asfalto mástico. Están llenos hasta la mitad de cobre granulado y cobre de cementación y revuelven a 8 r. p. m. La solución al pasar por los molinos precipita el cloro como cloruro cuproso. El cloruro cuproso en suspensión en la solución pasa a estanques asentadores Dorr, donde el CuCl se separa de la solución. De aquí el CuCl pasa a filtros Oliver y la torta que este produce va a la fundición donde se mezcla con CaCO_3 y coke. El horno produce cobre negro y una escoria rica en CaCl . Otro método que se puede emplear para tratar el CuCl es disolviéndolo

en una solución concentrada de salmuera y el cobre se puede precipitar con Fe.

El silicato de cobre o crisocola también se disuelve en H_2SO_4 diluido, pero este mineral se disuelve más despacio que los carbonatos, malaquita y azurita. No todos los silicatos de cobre se conducen de la misma manera con H_2SO_4 , pues se ha encontrado que algunos silicatos son más solubles que otros. A pesar de que la fórmula general para la crisocola es $CuO \cdot SiO_2 \cdot 2H_2O$ parece que hay diferencia en las propiedades químicas y físicas de crisocola provenientes de diferentes menas. Algunos silicatos tienden a producir sílice gelatinosa o muy fina que hace difícil su filtrado o el ataque completo del mineral por el disolvente. Por estas razones una solución de amoníaco y carbonato de amonio es más apropiada para lixiviar minerales que contengan $CuO \cdot SiO_2 \cdot 2H_2O$.

3.º Los nitratos si están presentes en gran cantidad son perjudiciales



Se obtiene ácido nítrico que se acumula en las soluciones por lo que hay que botar una cierta cantidad periódicamente. Esto sucede en Chuqui, en cuyos minerales superficiales se encuentran nitratos provenientes seguramente de los terrenos salitrales vecinos.

Para mayores detalles vea el BOLETÍN MINERO de Junio-Julio 1921 en que hay una descripción completa de A. W. Allen de la planta de Chuqui, y el BOLETÍN MINERO de Julio 1925 en que aparece una traducción sobre el procedimiento Perkins. El BOLETÍN MINERO seguirá publicando artículos sobre lixiviación por NH_3 y H_2SO_4 hasta completar totalmente estos importantísimos sistemas de beneficio de minerales de Cu.



ESTADISTICA DE METALES

Precio medio mensual de los metales:

PLATA

	Nueva York		Londres	
	1924	1925	1924	1925
Enero	63.447	68.447	33.549	32.197
Febrero	64.359	68.472	33.565	32.245
Marzo	63.957	67.808	33.483	31.935
Abril	64.139	66.899	33.065	31.372
Mayo	65.524	67.580	33.870	31.276
Junio	66.690	..	34.758	..
Julio	67.159	..	34.509	..
Agosto	68.519	..	34.213	..
Septiembre	69.350	..	34.832	..
Octubre	70.827	..	35.387	..
Noviembre	69.299	..	33.775	..
Diciembre	68.096	..	32.620	..
Año término medio	66.781	..	33.969	..

Cotizaciones de Nueva York: centavos por onza troy: fineza de 999, plata extranjera.
Londres: peniques por onza, plata esterlina: fineza de 925.

COBRE:

	Nueva York Electrolítico		Standard		Londres Electrolítico	
	1924	1925	1924	1925	1924	1925
	Enero.....	12.401	14.709	61.273	66.065	67.193
Febrero.....	12.708	14.463	63.113	64.713	68.167	69.525
Marzo.....	13.515	14.004	66.137	62.892	72.087	67.739
Abril.....	13.206	13.252	64.338	60.575	70.150	64.194
Mayo.....	12.772	13.347	62.006	60.131	67.648	63.560
Junio.....	12.327	..	61.375	..	66.313	..
Julio.....	12.390	..	61.652	..	65.815	..
Agosto.....	13.221	..	63.481	..	67.800	..
Septiembre.....	12.917	..	62.750	..	67.125	..
Octubre.....	12.933	..	62.641	..	66.620	..
Noviembre.....	13.635	..	63.731	..	68.063	..
Diciembre.....	14.260	..	65.295	..	69.762	..
Año.....	13.024	..	63.149	..	68.062	..

Cotización de Nueva York, centavos por lb.—Londres £ por ton. de 2,240 lbs.

PLOMO:

	Nueva York		Londres	
	1924	1925	1924	1925
	Enero.....	5.972	10.169	31.528
Febrero.....	8.554	9.428	34.589	37.944
Marzo.....	9.013	8.914	37.161	36.804
Abril.....	8.263	8.005	32.819	32.791
Mayo.....	7.269	7.985	29.426	32.283
Junio.....	7.020	..	32.138	..
Julio.....	7.117	..	32.916	..
Agosto.....	7.827	..	32.728	..
Septiembre.....	8.000	..	33.023	..
Octubre.....	8.235	..	35.715	..
Noviembre.....	8.689	..	39.425	..
Diciembre.....	9.207	..	41.583	..
Año.....	8.097	..	34.421	..

Cotización de Nueva York, centavos por lb.—Londres £ por ton. de 2,240 lbs.

ESTAÑO:

	Nueva York		Straits		Londres	
	99%		1924	1925	1924	1925
	1924	1925	1924	1925	1924	1925
Enero.....	48.250	57.692	48.750	58.250	246.790	265.560
Febrero.....	52.772	56.517	53.272	57.068	272.399	262.181
Marzo.....	54.370	53.038	54.870	53.733	277.429	245.682
Abril.....	49.457	51.380	49.957	52.135	250.863	237.006
Mayo.....	43.611	53.675	44.111	54.620	218.511	245.476
Junio.....	42.265	..	42.765	..	219.219	..
Julio.....	45.750	..	46.250	..	233.332	..
Agosto.....	51.409	..	51.909	..	254.638	..
Septiembre.....	48.595	..	49.095	..	243.511	..
Octubre.....	50.038	..	50.538	..	248.543	..
Noviembre.....	53.848	..	54.348	..	257.738	..
Diciembre.....	55.721	..	56.245	..	261.875	..
Año.....	49.674	..	50.176	..	248.737	..

Cotización de Nueva York, centavos por lb.—Londres £ por ton. de 2,240 lbs.

ZINC:

	St. Louis		Londres	
	1924	1925	1924	1925
Enero.....	6.426	7.738	34.761	37.917
Febrero.....	6.756	7.480	36.518	36.528
Marzo.....	6.488	7.319	35.298	35.741
Abril.....	6.121	6.985	32.588	34.644
Mayo.....	5.793	6.951	30.648	34.223
Junio.....	5.792	..	31.788	..
Julio.....	5.898	..	32.193	..
Agosto.....	6.175	..	32.544	..
Septiembre.....	6.181	..	32.926	..
Octubre.....	6.324	..	33.514	..
Noviembre.....	6.796	..	35.022	..
Diciembre.....	7.374	..	36.932	..
Año.....	6.344	..	33.728	..

Cotización de San Louis, centavos. por lb.—Londres, £ por ton. de 2,240 lbs.

Producción mensual de cobre crudo: Lbs.

ESTADOS UNIDOS

	Enero	1925		Abril
		Febrero	Marzo	
Alaska.....	2.565,375	6.855,097	11.177,011	7.329,681
Calumet & Arizona.....	3.788,000	3.068,000	3.416,000	5.196,000
Miami.....	4.800,000	4.317,000	4.428,000	4.388,000
New Cornelia.....	6.906,512	6.063,428	6.489,000	6.335,821
Old Dominion.....	2.921,000	3.377,000	3.152,000	2.550,000
Phelps Dodge.....	13.444,000	13.036,000	13.786,000	13.797,000
United Verde Extension.....	3.739,542	3.631,638	3.368,904	3.810,358
A. S. & R. & Tenn. Copper.....	16.700,000	12.500,000	15.500,000	14.700,000
Importaciones de minerales, concen- trados y ejes.....	11.229,750	16.662,339	8.496,693	18.022,747

EN PARTE DE:

Chile.....	1.309,814	3.463,647	1.497,403	6.289,233
Cuba.....	..	2.625,886	..	8.379,977
Canadá.....	4.942,710	5.016,488	4.341,377	559,123
México.....	3.519,950	2.255,980	2.235,000	1.962,210
Importaciones de cobre negro, sin refinar.....	15.858,070	35.002,977	27.513,110	40.255,461

EN PARTE DE:

Chile.....	3.934,732	6.518,562	5.602,705	12.982,578
Perú.....	3.282,903	6.261,118	2.431,252	1.473,674
África.....	..	2.464,764	9.492,731	17.612,136
México.....	3.681,048	8.772,922	5.962,311	5.833,128
Imp. de cobre refinado y viejo..	5.652,229	8.561,246	9.044,000	8.508,750

EXTRANJERA:

Boleo, México.....	1.530,270	1.389,150	1.551,769	110,250
Falcon Mines, Rhodesia.....	420,000	..	438,000	..
Furukawa, Japón.....	2.476,376	2.703,682	2.930,286	..
Cons. M. & S., Canadá.....
Granby Cons., Canadá.....	3.282,570	2.761,468	2.938,903	3.316,290

Katanga, Africa.....	15.886,025	12,857,510	15.922,305	15.435,000
Mount Morgan, Aust.....	298,000	202,000	544,000	..
Mount Lyell, Aust.....	800,000	800,000	800,000	..
Phelps Dodge, Mexican.....	3.134,000	3.518,000	3.983,000	3.283,000
Sumitomo, Japón.....	2.136,864	2.124,442	1.888,021	2.445,236

Producción comparada de las minas de los Estados Unidos: Lbs.

	1922	1923	1924	1925
Enero.....	32.010,292	112.267,000	133.356,000	148.716,000
Febrero.....	45.957,530	102.725,000	128.260,000	137.578,000
Marzo.....	55.705,760	121.562,000	129.816,000	149.802,000
Abril.....	76.601,000	118.157,000	131.928,000	149.864,000
Mayo.....	88.714,000	125.438,000	130.644,000	..
Junio.....	93.740,000	125.479,000	127.506,000	..
Julio.....	91.000,000	125.249,000	129.574,000	..
Agosto.....	101.188,000	131.088,000	133.512,000	..
Septiembre.....	96.408,000	124.523,000	126.346,000	..
Octubre.....	103.273,000	132.481,000	137.924,000	..
Noviembre.....	102.845,000	127.963,000	136.626,000	..
Diciembre.....	103.003,000	129.354,000	136.244,000	..

COTIZACIONES

PRECIOS DE MATERIALES PARA MINAS

LAS COTIZACIONES DE LOS PRECIOS DE MATERIALES PARA MINAS LAS DEBEMOS A LA AMABILIDAD DE LAS PRINCIPALES CASAS IMPORTADORAS DE ESTOS ARTÍCULOS EN CHILE. EL «Boletín Minero» TENDRÁ SUMO AGRADO EN PONER EN COMUNICACIÓN AL SUBSCRIPUTOR QUE ASÍ LO SOLICITE CON AQUELLA CASA QUE COTICE PRECIOS DE ARTÍCULOS POR ÉL NECESITADOS.

Explosivos

ARGLONITA:

El cajón, marca "San Bernardo", puesto en la estación de Nos..... \$ 105.— m/cte

GELIGNITA DE 51%:

El cajón, en Valparaíso, marca "Elefante"..... £ 2-19-0

GELIGNITA DE 34%:

El cajón, en Valparaíso, marca "Elefante"..... £ 2-1-—

CHEDITE, EXPLOSIVOS DE SEGURIDAD DE 80%

El cajón de 25 kilos netos, en Batuco..... \$ 40.— oro.

DINAMITA DE 40%:

El cajón de 50 libras netas, marca "Tronador", puesto en Valparaíso... \$ 130.— m/cte.

El cajón de 50 libras netas, marca "Novel", puesto en Valparaíso..... £ 3-0-7

El cajón de 50 libras netas, marca "Tronador", puesto en Valparaíso... £ 3-0-7

DINAMITA DE 60%:

El cajón de 50 libras netas, marca "Tronador", puesto en Valparaíso ..	\$	153.—	m/cte.
El cajón de 50 libras netas, marca "Novel", puesto en Valparaíso.....	£	3-8-3	
El cajón de 50 libras netas, marca "Tronador", puesto en Valparaíso... >		3-8-3	

FULMINANTES N.º 3:

El mil, marca "Tronador", puesto en Valparaíso.....	£	2-10-9
---	---	--------

FULMINANTES N.º 6:

Los mil fulminantes, marca "Tronador", en Valparaíso.....	\$	135.—	m/cte.
Los mil fulminantes, marca "Novel", en Valparaíso.....	£	3-2-2	
Los mil fulminantes, marca "Tronador", en Valparaíso.....	"	3-2-2	
Los mil fulminantes, en Valparaíso.....	£	3-9-0	
El ciento en Nos.....	\$	17.—	m/cte.

FULMINANTES N.º 8:

El mil, puesto en Batuco.....	\$	40.—	oro
-------------------------------	----	------	-----

FULMINANTES ELÉCTRICOS N.º 6:

El mil en Valparaíso, marca "Tronador".....	\$	688.—	m/cte.
El mil en Valparaíso, marca "Novel".....	£	15-19-11.	
El mil en Valparaíso, marca "Tronador".....	"	15-19-11	
El mil en Valparaíso.....	"	16-15-0	

FULMINANTES ELÉCTRICOS N.º 8:

El mil, en Batuco, guía de 1 metro.....	\$	150.—	oro
El mil, en Batuco, guía de 1.50 metro.....	\$	165.—	oro

FULMINANTES ELÉCTRICOS; (ALAMBRES PARA)

El rollo de 500', marca "Tronador", en Valparaíso.....	\$	97.—	m/cte.
El rollo de 500' Duplex N.º 14.....	£	2-5-0	

GELIGNITA DE 42%:

El cajón de 50 libras netas, marca "Tronador", puesto en Valparaíso..	\$	140.—	m/cte.
El cajón de 50 libras netas, marca "Novel", puesto en Valparaíso.....	£	3-4-7	
El cajón de 50 libras netas, marca "Tronador", puesto en Valparaíso... >	"	3-4-7	
El cajón de 50 libras netas, marca "Elefante", puesto en Valparaíso... >	"	2-16-0	

GELIGNITA DE 62%:

El cajón de 50 libras netas, marca "Tronador", puesto en Valparaíso..	\$	165.—	m/cte.
El cajón de 50 libras netas, marca "Novel", puesto en Valparaíso.....	£	3-15-11	
El cajón de 50 libras netas, marca "Tronador", puesto en Valparaíso... >	"	3-15-11	
El cajón de 50 libras netas, marca "Elefante", puesto en Valparaíso....	"	3-2-0	

GUÍAS ORDINARIAS:

Los mil pies, marca "Negra", en Valparaíso.....	\$	40.—	m/cte.
Los mil pies, marca "Novel", en Valparaíso.....	£	0-18-0	
Los mil pies, marca "Negras comunes", en Valparaíso.....	"	0-18-0	
Los 15 pies, rollo en Valparaíso.....	\$	0.19	oro
Los 50 pies, rollo en Nos.....	\$	4.—	m/cte.

GUÍAS PARA AGUA:

Los mil pies, marca "W. C. G. P.", en Valparaíso.....	\$	60.—	m/cte.
Los mil pies, marca "Double Wove", en Valparaíso.....	£	1-5-3	
Los 10 metros, rollo gutta-percha, impermeable, en Batuco.....	\$	0.70	oro
Los 10 metros, rollo, alquitranada, triple tejido en Batuco.....	\$	0.50	oro.
Los 50 pies rollo, en Valparaíso.....	\$	0.90	oro
Máquinas explotadoras eléctricas para 3-5 tiros, cada una, Batuco..	\$	45.—	oro
Máquinas explotadoras eléctricas, para 15-20 minas, en Batuco.....	\$	70.—	oro

PÓLVORA NEGRA:

El quintal, marca "San Bernardo", puesto en la estación de Nos.....	\$	50.—	m/cte.
El quintal, marca "San Bernardo", puesto en Santiago.....	>	50.—	m/cte.
El quintal en Nos (según cantidad).....	\$	46 a \$ 50	m/cte.

Lubricantes

ACEITE PARA MÁQUINA DE VAPOR:

El cajón, en Santiago.....	\$	69.—	m/cte.
El galón, marca "Standard Oil", en Santiago.....	\$	1.90	oro.
El galón, marca "Buffalo", en Santiago, en tambor de 51 galones.....	>	2.50	oro.

ACEITE PARA MOTORES DIESEL (Descansos y cilindro):

El cajón de 2/5 galones c/u en Santiago marca «Intermaco».....	\$	13.00	oro Amer.
El galón, marca "Standard Oil", en Valparaíso.....	>	1.70	oro. Chil.
El galón, marca "Buffalo", en Santiago, en tambor de 51 galones.....	>	2.75	oro.

ACEITE PARA MOTORES ELÉCTRICOS Y DINAMOS:

El cajón de 10 galones, marca "Buffalo", en Santiago.....	\$	25.—	oro.
El cajón de 2/5 galones, c/u en Santiago, marca «Intermaco».....	\$	12.00	oro Amer.

ACEITE PARA COMPRESORAS DE AIRE:

En tambores de 50 galones, el galón en Santiago, marca «Intermaco»	>	\$ 0.70	oro Amer.
El galón en Santiago, marca "Standard Oil".....	>	1.90	oro. Chil.
El cajón, en Santiago.....	\$	72.—	m/cte.

GRASA LÍQUIDA PARA PERFORADORAS «LEYNER», ETC.:

En tambores de 55 galones el galón en Santiago.....	\$	1.20	oro Amer.
---	----	------	-----------

ACEITE NEGRO:

El galón, marca "Buffalo", en Santiago, en tambor de 51 galones.....	\$	1.30	oro.
El galón, marca "Standard Oil", en Valparaíso.....	>	1.30	oro.

ACEITE DE ESPERMA:

El cajón, en Santiago.....	\$	78.—	m/cte.
El litro, en Santiago.....	>	1.75	m/cte.
Aceite mineral "Colza", Standard Oil, el cajón.....	\$	17.—	oro

GRASA CONSISTENTE:

El kilogramo, marca "Buffalo", en Santiago, en tambores de 200 kilos	\$	0.84	oro.
El kilogramo, marca "Standard Oil", en Santiago.....	>	0.85	oro.
El kilogramo, en Santiago.....	\$	3.40	oro

GRASA DE PINO:

El tarro de 37 kilos netos, marca "Buffalo", en Santiago.....	\$	12.75	oro.
El barril, marca "Standard Oil", en Valparaíso.....	>	16.00	oro.
El barril, de 40 kilos, en Santiago.....	\$	56.—	m/cte.

Pinturas

ACEITE DE LINAZA COCIDO:

El tarro de 6 galones, marca "Cóndor", en Santiago.....	\$	93.—	m/cte.
El tarro de 6 galones, marca "Genuino Inglés", en Santiago.....	>	27.75	oro
Tambor de 22 kilos en Santiago, nacional, garantido.....	\$	90.—	m/cte.
El tarro de 6 galones, marca "Rayo", en Valparaíso.....	\$	30.—	oro

AGUARRAS:

El cajón de 10 galones, marca "Arbolito", en Valparaíso.....	\$	45.— oro.
El cajón de 10 galones, en Santiago.....	>	43.— oro.
El cajón, en Santiago, marca "Arbolito".....	\$	170.— m/cte.
Substituto de aguarrás, el cajón en Santiago.....	\$	110.— m/cte.

AZARCÓN:

El kilo, en Santiago, puro alemán.....	\$	2.50 m/cte.
El quintal en Valparaíso, importado marca "Sohoen", de primera clase.....	\$	40.— oro

PINTURA BLANCA DE PLOMO

El quintal, marca "Tulipán", en Valparaíso.....	\$	40.— oro.
---	----	-----------

PINTURA BLANCA DE ZINC:

El quintal, marca "Tulipán", en Valparaíso.....	\$	40.— oro.
El quintal, marca "Aconcagua", AAAA en Santiago.....	>	37.— oro.
Tarro de 10½ kilogramos, en Santiago, importado y garantido.....	\$	35 y \$ 42.50 m/cte.

Maderas

ÁLAMO EN BRUTO:

Tablas ½×5×4 varas.....	\$	1.10 cada una
Tablas ¾×6×4 varas.....	>	1.60 cada una
Tablas 1×7×4 varas.....	>	2.20 cada una
Tablas 1½×9×4 varas.....	>	4.— cada una
Tablas 2×10×4 varas.....	>	5.— cada una
Cuartones 3×4×4 varas.....	>	2.40 cada uno
Cuartones 4×4×4 varas.....	>	3.— cada uno
Viguetas de 6 varas.....	>	4.50 cada una
Vigas de 8 varas.....	>	5.50 cada una

LUMA:

10/12'×6 varas.....	\$	4.— cada una
12/14'×6 varas.....	>	6.— cada una
14/16'×6 varas.....	>	8.— cada una
16/18'×6 varas.....	>	11.50 cada una
18/20'×6 varas.....	>	14.— cada una
Pértigos de 9 varas.....	>	36.— cada uno
Pértigos de 8 varas.....	>	29.— cada uno

PINO OREGÓN:

Cualquier dimensión hasta 6×6" y 32' de largo.....	\$	0.95 pie cuadr.
Dimensiones superiores.....	>	1.— pie cuadr.

PINO ARAUCARIA:

Cualquier dimensión.....	\$	0.65 pie cuadr.
--------------------------	----	-----------------

ROBLE:

Cualquier dimensión, por 4½ y 5 varas.....	\$	0.34 pie cuadr.
Cualquier dimensión por 6 varas.....	>	0.36 pie cuadr.
Cualquier dimensión, por 6 y 7 metros.....	>	0.43 pie cuadr.
Cualquier dimensión, por 8-9 y 10 metros.....	>	0.46 pie cuadr.

Productos Químicos

ÁCIDO CLORHÍDRICO PURO, DE 22° Bé.

Hasta 20 kilos, en Santiago.....	\$	5.— m/cte. kilo
En partidas mayores, en Santiago.....	>	4.— m/cte. kilo

ÁCIDO NÍTRICO PURO, DE 45° Bé.

Hasta 20 kilos, en Santiago.	\$	6.— m/cte. kilo
En partidas mayores, en Santiago.	*	5.— m/cte. kilo

ÁCIDO SULFÚRICO PURO, ESPECIAL PARA ANÁLISIS, DE 66° Bé:

Hasta 30 kilos, en Santiago.	\$	6.— m/cte. kilo
En partidas mayores, en Santiago.	*	5.— m/cte. kilo

ALQUITRÁN MINERAL:

El litro, en Valparaíso, tambor de 200 litros.	\$	0.40 m/cte.
---	----	-------------

AMONÍACO HIDRATADO:

De 18°, hasta 100 litros.	\$	1.80 m/cte. litr.
De 20°, hasta 100 litros.	*	2.05 m/cte. litr.
De 22°, hasta 100 litros.	*	2.30 m/cte. litr.
De 25°, hasta 100 litros.	*	2.70 m/cte. litr.

AMONÍACO HIDRATADO:

De 18°, en partidas mayores de 100 litros.	\$	1.70 m/cte. litr.
De 20°, en partidas mayores de 100 litros.	*	1.90 m/cte. litr.
De 22°, en partidas mayores de 100 litros.	*	2.10 m/cte. litr.
De 25°, en partidas mayores de 100 litros.	*	2.40 m/cte. litr.

CREOSOTA:

El litro, en Valparaíso, en tambor de 200 litros.	\$	1.10 m/cte.
--	----	-------------

CARBURO DE CALCIO:

El tambor, en Valparaíso.	\$	29.— orb
El tambor, en Santiago, de 100 kilos suizo y alemán.	\$	97.— m/cte.

SODA CÁUSTICA:

El kilo, en Santiago.	\$	0.36 oro
----------------------------	----	----------

Varios

ACERO PARA MINAS:

Ochavado de 7/8" el kilo en Santiago.	\$	0.50 oro Chil.
Redondo de 7/8" el kilo en Santiago.	*	0.50 oro Chil.
Hexagonal hueco de 7/8" El kilo en Santiago.	*	1.00 oro Chil.
Redondo de 1 3/8" El kilo en Santiago.	*	0.50 oro Chil.
Redondo hueco de 1 1/8" El kilo en Santiago.	*	0.30 oro Amer.
Cruciforme de 1 1/4" El kilo en Santiago.	*	0.24 oro Amer.

ACERO OCHAVADO PARA MINAS, DE 7/8":

El quintal, en Valparaíso, de 46 kilos.	\$	36.— oro.
Acero para barreno, de 7/8 y 1" el kilo, en Santiago.	\$	2.20 m/cte.
Acero hexagonal para brocas, de 7/8" sólido y hueco en Santiago.	\$	2.20 m/cte.
Cable de acero de 3/4", el metro, en Santiago.	\$	2.00 m/cte.
Cable de acero de 3/8".	\$	3.20 m/cte.
Cable de acero de 1/2".	\$	4.50 m/cte.
Cable de acero de 5/8".	\$	5.80 m/cte.
Cable de acero de 3/4".	\$	7.80 m/cte.
Cable de acero de 1".	\$	9.60 m/cte.

Cable de manila de	$\left\{ \begin{array}{l} -1/4''- \\ -3/8''- \\ -1/2''- \\ -5/8''- \\ -3/4''- \\ -1''- \end{array} \right.$	El quintal de 46 kilos, en Valparaíso	\$	77.— oro

CABLE DE ACERO:

De 5/16"	8×19 alambres,	el metro en Santiago.	\$ 1.00 oro Chile
De 1/2"	6×7 alambres,	el metro en Santiago.	» 0.80 oro Chile
De 1/2"	6×19 alambres,	el metro en Santiago.	» 1.10 oro Chile
De 5/8"	6×7 alambres,	el metro en Santiago.	» 1.20 oro Chile

CAÑERÍA PARA AGUA, DE FIERRO GALVANIZADO:

El metro, en Valparaíso, de 1/2"	\$ 0.56 oro
El metro, en Valparaíso, de 3/4"	\$ 0.85 oro
El metro, en Valparaíso, de 1"	\$ 1.14 oro
El metro, en Valparaíso, de 1 1/2"	\$ 2.10 oro
El metro, en Valparaíso, de 2"	\$ 2.90 oro
El metro, en Valparaíso, de 2 1/2"	\$ 4.40 oro
El metro, en Valparaíso, de 3"	\$ 5.30 oro

CAÑERÍA PARA AGUA, DE FIERRO GALVANIZADO:

El metro, en Santiago, de 1/2"	\$ 2.— m/cte.
El metro, en Santiago, de 3/4"	\$ 2.60 m/cte.
El metro, en Santiago, de 1"	\$ 3.50 m/cte.
El metro, en Santiago, de 1 1/2"	\$ 6.30 m/cte.
El metro, en Santiago, de 2"	\$ 8.30 m/cte.
El metro, en Santiago, de 2 1/2"	\$ 13.30 m/cte.
El metro, en Santiago, de 3"	\$ 15.20 m/cte.
Carros mineros, cada uno.	\$ 250.— oro

CEMENTO NACIONAL:

El saco, marca "El Melón", en Santiago.	\$ 12.— m/cte.
---	----------------

CEMENTO EXTRANJERO:

El barril, en Valparaíso.	\$ 11.25
---------------------------	----------

CLAVOS DE ALAMBRE, VARIAS DIMENSIONES:

El cajón, en Valparaíso.	\$ 49.— m/cte.
--------------------------	----------------

CLAVOS RIELEROS IMPORTADOS:

El ciento, en Valparaíso, a bordo.	62.— oro
------------------------------------	----------

CORREA BALATA de 2"×3 pliegues,	el metro, en Santiago.	\$ 5.40 m/cte.
» » » 3"×3 »	el metro, en Santiago.	\$ 8.— m/cte.
» » » 4"×4 »	el metro, en Santiago.	\$ 14.60 m/cte.
» » » 6"×5 »	el metro, en Santiago.	\$ 28.90 m/cte.

CORREA BALATA:

2"	marca «Rublata»,	el metro en Santiago	\$ 0.80 oro Amer.
2 1/2"	marca «Rublata»,	el metro en Santiago	» 1.00 oro Amer.
3"	marca «Rublata»,	el metro en Santiago	» 1.20 oro Amer.
3 1/2"	marca «Rublata»,	el metro en Santiago.	» 1.40 oro Amer.
4"	marca «Rublata»,	el metro en Santiago.	» 1.60 oro Amer.
5"	marca «Rublata»,	el metro en Santiago.	» 2.20 oro Amer.
6"	marca «Rublata»,	el metro en Santiago.	» 3.20 oro Amer.
8"	marca «Rublata»,	el metro en Santiago.	» 5.00 oro Amer.
10"	marca «Rublata»,	el metro en Santiago.	» 6.30 oro Amer.

CORREA DE CUERO DE 2"	el metro, en Santiago, marca "Sun".	\$ 6.— m/cte.
" " " 3"	el metro, en Santiago, marca "Sun".	\$ 9.— m/cte.
" " " 4"	el metro, en Santiago, marca "Sun".	\$ 13.20 m/cte.
" " " 6"	el metro, en Santiago, marca "Sun".	\$ 21.60 m/cte.
" " " 8"	el metro, en Santiago, marca "Sun".	\$ 28.80 m/cte.
" " " 10"	el metro, en Santiago, marca "Sun".	\$ 36.— m/cte.
" " " 12"	el metro, en Santiago, marca "Sun".	\$ 43.20 m/cte.

2"	marca «Duxbak»	el metro en Santiago.	\$ 1.50	oro Amer.
2 1/2"	marca «Duxbak»	el metro en Santiago.	\$ 1.875	oro Amer.
3"	marca «Duxbak»	el metro en Santiago.	\$ 2.25	oro Amer.
4"	marca «Duxbak»	el metro en Santiago.	\$ 3.00	oro Amer.
5"	marca «Duxbak»	el metro en Santiago.	\$ 3.75	oro Amer.
6"	marca «Duxbak»	el metro en Santiago.	\$ 4.50	oro Amer.
8"	marca «Duxbak»	el metro en Santiago.	\$ 9.00	oro Amer.
2"	marca «Schieren»	el metro en Santiago.	\$ 1.00	oro Amer.
2 1/2"	marca «Schieren»	el metro en Santiago.	\$ 1.25	oro Amer.
3"	marca «Schieren»	el metro en Santiago.	\$ 1.50	oro Amer.
4"	marca «Schieren»	el metro en Santiago.	\$ 2.00	oro Amer.
5"	marca «Schieren»	el metro en Santiago.	\$ 2.50	oro Amer.
6"	marca «Schieren»	el metro en Santiago.	\$ 3.00	oro Amer.
8"	marca «Schieren»	el metro en Santiago.	\$ 4.00	oro Amer.
2"	marca «Intermaco»	el metro en Santiago.	\$ 0.90	oro Amer.
2 1/2"	marca «Intermaco»	el metro en Santiago.	\$ 1.125	oro Amer.
3"	marca «Intermaco»	el metro en Santiago.	\$ 1.35	oro Amer.
4"	marca «Intermaco»	el metro en Santiago.	\$ 1.80	oro Amer.
5"	marca «Intermaco»	el metro en Santiago.	\$ 2.25	oro Amer.
6"	marca «Intermaco»	el metro en Santiago.	\$ 2.70	oro Amer.
8"	marca «Intermaco»	el metro en Santiago.	\$ 3.60	oro Amer.

CORREAS SUELA "CONDOR", DE 2", el metro en Valparaíso o Santiago.	\$ 3.20	oro
Correa de suela "Cóndor", de 3", el metro, en Valparaíso o Santiago.	\$ 4.80	oro
Correa de suela, "Cóndor", de 4", el metro en Valparaíso o Santiago.	\$ 6.40	oro
Correa de suela, "Cóndor", de 6", el metro, en Valparaíso o Santiago.	\$ 9.60	oro
Correa de suela, "Cóndor", de 8", el metro, en Valparaíso o Santiago.	\$ 12.80	oro

Hierro galvanizado para techos, nacional, el quintal de 46 kilos, en Valparaíso.	\$ 21.—	oro
Hierro galvanizado para techo, extranjero, el quintal de 46 kilos, en Valparaíso.	\$ 22.—	oro
Hierro en planchas, el kilo, en Santiago	\$ 0.70 a \$ 0.90	m/cte.
Hierro redondo, el kilo, en Valparaíso	\$ 0.17	oro.
Hierro redondo, el kilo, en Santiago, según dimensiones y cantidad.	\$ 0.55 a \$ 0.75	m/cte.

BILACHAS DE ALGODÓN:

El kilo, en Santiago, según calidad.	\$ 4 a \$ 6.—	m/cte.
El quintal, importadas, blancas, en Valparaíso	\$ 70.—	oro
El paquete, nacionales, de color, en Santiago	\$ 2.90	m/cte.
Lámparas patentadas de seguridad para minas, cada una, en Batuco.	\$ 6.50	oro
Mangueras reforzadas para aire de 3/4, el metro, en Santiago.	\$ 5.—	oro
Mangueras reforzadas para aire, de 1", el metro en Santiago.	\$ 6.60	oro
Palas con mango, marca "Excelsior", punta huevo, docena, en Valparaíso.	\$ 65.—	oro
Palas sin mango, marca "Mono", legítimas, por docenas, en Valparaíso.	\$ 45.—	oro
Pernos para eclisas, según dimensiones y cantidades. El ciento, puesto a bordo, en Valparaíso.	\$ 9.—	oro
Rieles de 4 1/2 kilos, el metro, en Valparaíso.	\$ 0.90	oro
Rieles de 5 y 5 1/2	\$ 1.—	oro
Rieles de 7.	\$ 1.50	oro

MÁQUINAS «CLIPPER» PARA UNIR CORREAS:

N.º 3, cada una en Santiago.	\$ 85.00	oro Chil.
N.º 1, cada una en Santiago.	\$ 35.00	oro Chil.
N.º 0, cada una en Santiago.	\$ 20.00	oro Chil.

GANCHOS «CLIPPER» PARA UNIR CORREAS:

N.º 1,	la caja en Santiago.....	\$	5.00 oro Chil.
N.º 2,	la caja en Santiago.....	\$	5.00 oro Chil.
N.º 3,	la caja en Santiago.....	\$	6.00 oro Chil.
N.º 4,	la caja en Santiago.....	\$	6.00 oro Chil.
N.º 5,	la caja en Santiago.....	\$	7.00 oro Chil.
N.º 6,	la caja en Santiago.....	\$	8.00 oro Chil.

MINERALES Y METALES VARIOS EN NUEVA YORK (1)

(El signo \$ significa dollars U. S. Cy.)

Aluminio.—99%, \$ 0.28 la libra; 98%, 0.27.—Londres, 98% £ 118 tonelada de 2,240 libras.

Antimonio.—Standard en polvo a 200 mallas, \$ 0.11½ a 0.13 la libra.

Blenda.—Precio medio \$ 46.44 por tonelada de 2,000 libras.

Bismuto.—\$ 2.00 la libra en lotes mayores de 1 tonelada.—Londres 7|6 d. la libra.

Cobalto.—\$ 2.50 a 3 la libra.

Mineral de plomo.—Precio medio sobre la base de 80% de plomo \$ 110.

Magnesio.—99.9%, \$ 0.90 a \$ 1 por libra.

Molibdeno.—99%, \$ 25 por kilo.

Mercurio.—\$ 79, por frasco de 75 libras.—Londres £ 12|5|0.

Níquel.—Electrolítico \$ 0.38. con 99.75% de ley.—Londres £ 170 a 175 por tonelada de 2,240 libras.

Platino.—Refinado, \$ 120 por onza; crudo \$ 115.—Londres £ 24½ por onza.

Radio.—\$ 70 por mg. de radio contenido.

Selenio.—Negro en polvo, amorfo, 99.5%, \$ 2.20 por libra.

Tungsteno.—En polvo, 97% a 98%, \$ 1 por libra de tungsteno contenido.

MINERALES METALICOS

Cristales de galena para radio.—De la mejor calidad \$ 0.50 por libra, en lotes de 500 libras f. o. b. en Philadelphia.

Mineral de cromo.—Por tonelada, c. i. f. en puertos del Atlántico, de Rhodesia \$ 22; de Nueva Caledonia \$ 24.

Mineral de manganeso.—\$ 0.45 por unidad en la tonelada de 2,240 libras en los puertos, más el derecho de importación. Para productos químicos, en polvo, grueso o fino de 82% a 87% de MnO², Brasilero o Cubano \$ 70 a \$ 80 por tonelada en carros.

(1) Tomado del "Engineering and Mining Journal-Press" de Nueva York.

Molibdeno.—\$ 0.65 a \$ 0.70 por libra de MoS_2 , de 85% concentrado de MoS_2 .

Mineral de tungsteno.—Por unidad, en Nueva York, wolframita, de alta ley \$ 11. Shelita, \$ 11.50, de alta ley.

Vanadio.—Mínimo 18% B_2O_5 , \$ 1 a \$ 1.25 por libra.

MINERALES NO METÁLICOS

Los precios de los minerales no metálicos varían mucho y dependen de las propiedades físicas y químicas del artículo. Por lo tanto, los precios que siguen sólo pueden considerarse como una base para el vendedor, en diferentes partes de los Estados Unidos.

El precio final de estos artículos sólo puede arreglarse por medio de un convenio directo entre el vendedor y el comprador.

Asbesto.—Crudo N° 1, \$ 375 a \$ 450. Crudo N° 2, \$ 225 a \$ 300, en fibras \$ 100 a \$ 200. Planchas de fibras de magnesia comprimidas \$ 65 a \$ 115. Stock para techos \$ 50 a \$ 70. Stock para papel \$ 35 a \$ 40. Stock para cemento de \$ 15 a \$ 25. Desperdicios \$ 9 a \$ 12. Arena, \$ 6 a \$ 8.—Todos estos precios son por tonelada corta f. o. b. Quebec, el impuesto y los sacos están incluidos.

Azufre.—\$ 16 a \$ 18 por tonelada, para azufre doméstico, f. o. b. Texas y Louisiana; \$ 18 a \$ 20 para exportación f. a s. Nueva York.

Barita.—Cruda, \$ 7 a \$ 8 por tonelada gruesa f. o. b.; molida, sin color, \$ 14 la tonelada. Blanca, descolorada, \$ 17.

Bauxita.—Americana, f. o. b. por tonelada gruesa, molida y seca \$ 5.50 a \$ 8.50. Pulverizada y seca, \$ 14. Calcinada y chancada \$ 19 a \$ 20.

Bórax.—Granulado o en polvo y en sacos \$ 0.04¾ por libra. Entregado cristales \$ 0.05 mercado normal.

Cal para flujo.—Depende de su origen; f. o. b. en los puertos de embarque, por tonelada, chancada a media pulgada y a menos \$ 1.10 a \$ 1.70; chancada a tres pulgadas y más \$ 0.90 a \$ 1.50. Para usos agrícolas, \$ 1.50 a \$ 5.

Cuarzo en cristales.—Sin color y claro en pedazos de ¼ a ½ libra, \$ 0.30 por libra en lotes de más de 1 tonelada. Para usos ópticos y con las mismas condiciones: \$ 0.60 por libra.

Feldespato.—Por tonelada de 2,240 libras f. o. b., en carro de Nueva York, N° 1 crudo \$ 8; N° 1 para porcelanas, a 140 mallas, \$ 23. Para esmalte, 80 a 100 mallas, \$ 13.50 a \$ 15. Para vidrio 30 a 100 mallas, \$ 19. (Virginia).

Fosfatos.—Por tonelada larga de 2,240 libras f. o. b. Florida, 75% \$ 5.25, 70% \$ 3.50.

- Flouspato.**—En colpa, con no menos de 85% de CaF^2 y no más de 5% de SiO^2 \$ 19.
- Grafito.**—De Ceylan de primera calidad, por libra, en colpa, \$ 0.06½ a 7. En polvo \$ 3½ a 5. Amorfo, crudo, \$ 15 a \$ 35 por tonelada, en hojas N° 1 y 2 de \$ 0.12 a 0.30.
- Kaolina.**—f. o. b. Virginia, por tonelada corta, cruda N° 1, \$ 7. Cruda N° 2, \$ 5.50. Lavada, \$ 8. Pulverizada, \$ 10 a \$ 20. Inglesa importada f. o. b. en los puertos americanos, en colpa \$ 12 a \$ 20. Pulverizada \$ 45 a \$ 50.
- Magnesita.**—Por tonelada, f. o. b. California, calcinada en colpa, 85% MgO \$ 35. Calcinada y molida a 200 mallas \$ 42.50.
- Mica.**—Precios de Carolina del Norte, despojos de \$ 17 a \$ 20 por tonelada neta; en plancha, por libra calidad N° 1, clara 1¼" \$ 0.07.—1½"×2", \$ 0.18.—2"×2", \$ 0.50.—2"×3", \$ 1.00.—3"×3", \$ 2.00.—3"×4", \$ 2.40.—3"×5", \$ 2.75.—4"×6", \$ 3.50.—6"×8", \$ 6.00. Molida a 60 mallas, \$ 65 por tonelada. A 140 mallas, \$ 125. En seco para techo, \$ 30. En seco para techo, a 160 mallas, \$ 70.
- Monacita.**—Mínimo de 6% de ThO^2 , \$ 120 por tonelada.
- Potasa.**—Cloruro de potasa de 80 a 85% sobre base de 80% en sacos, \$ 34.55. Sulfato de potasa de 90 a 95% sobre base de 90%, \$ 45.85. Sulfato de potasa y magnesia, 48 a 53%, sobre base de 48% \$ 26.35. Para abono de 30%, \$ 19.03. Para abono de 20% \$ 12.55.
- Piritas.**—Española, por tonelada de 2,240 libras c. i. f., en los puertos de los Estados Unidos, tamaño para los hornos, \$ 0.13. En colpa, \$ 0.12.
- Sílice.**—Molida en agua y flotada, por tonelada f. o. b. Illinois a 400 mallas, \$ 31; a 325 mallas, \$ 26; a 250 mallas, \$ 22; a 200 mallas, \$ 20; a 100 mallas, \$ 8.
- Cuarzita.**—En el Canadá de 99% SiO^2 , \$ 3 por tonelada neta; Arena para fabricar vidrios, \$ 2 a \$ 2.25 por tonelada; para ladrillo y moldear, \$ 2 a \$ 2.25.
- Talco.**—Por tonelada, en sacos de papel de 50 libras, molido a 200 mallas, extra blanco, \$ 11 a \$ 12, más el saco. A 180 mallas medio blanco, \$ 10.50 a \$ 11.50, más el saco.
- Tiza.**—f. o. b. Nueva York, por libra, inglesa, muy liviana \$ 0.05. Doméstica, liviana \$ 0.04¼ a \$ 0.04½. Por tonelada en cantidades \$ 5 a 5½.
- Yeso.**—Por tonelada, según su origen, chancado \$ 2.75 a \$ 3; molido a \$ 6; para abono de \$ 6 a \$ 7, calcinado, \$ 8 a \$ 16.
- Zirconio.**—99%, \$ 0.06 por libra, f. o. b. Florida; pulverizado, \$ 0.07, por libra, f. o. b. Florida.

OTROS PRODUCTOS

- Nitrato de soda.—\$ 2.67 por cada 100 libras. En los puertos del Atlántico.
 Oxido de arsénico.—(Arsénico blanco) \$ 0.05, por libra, entregado.
 Oxido de zinc.—Por libra, en sacos y libre de plomo: \$ 0.07 $\frac{3}{4}$ Francés, sello blanco, \$ 0.12.
 Sulfato de cobre.—0.0465 por libra.
 Sulfato de sodio.—\$ 19 a \$ 22 por tonelada en Nueva York.

LADRILLOS REFRACTARIOS

- Ladrillo de bauxita.—\$ 140 a 145 por M. en Pittsburg Pa.
 Ladrillos de cromo.—\$ 48 a \$ 50 por tonelada neta f. o b.
 Ladrillos refractarios.—Calidad superior \$ 43 a \$ 46 por M. en Ohio, Kentucky FF. CC. Pennsylvania Central. Ladrillos de 2ª clase, \$ 36 a \$ 40.
 Ladrillos de magnesita.—De 9" derechos \$ 65 a \$ 68 por tonelada neta, f. o. b. en las fábricas. Quemados por completo, \$ 40 a \$ 42 por tonelada neta, en Chester Pa; \$ 29 a \$ 31 en Washington.
 Ladrillos de sílice.—\$ 40 a \$ 42 por M. en Pennsylvania; \$ 45 a \$ 47 Alabama; \$ 49 a \$ 51 en Indiana.

PLATA

DÍAS	Londres 2 meses onza standard peniques	Valparaíso kilo fino \$ m/cte.
Septiembre 3.....	32 $\frac{7}{16}$	179.43
» 17.....	32 $\frac{9}{16}$	176.87

COBRE

QUINCENAL EN CHILE

DÍAS	A bordo \$ m/c. por qq. m.		
	Barras	Ejes 50 %	Minerales 10 %
Septiembre 3.....	221.55	96.83 Escala 221 cents.	11.64 $\frac{1}{2}$ Escala 126 $\frac{1}{2}$ cents.
» 17.....	220.43	96.34 Escala 220 cents.	11.58 $\frac{1}{2}$ Escala 125 $\frac{1}{2}$ cents.

DIARIA EN LONDRES

DÍAS	£ por tonelada		DÍAS	£ por tonelada	
	Contado	3 meses		Contado	3 meses
1.....	61.12.6	62. 2.6	10.....	61.17.6	62.17.6
2.....	61.15.0	62.15.0	11.....	62. 2.6	63. 2.6
3.....	62. 0.0	63. 0.0	14.....	62. 7.6	63. 7.6
4.....	62.10.0	63. 7.6	15.....	62.12.6	63.12.6
7.....	62. 5.0	63. 5.0	16.....	62.10.0	63. 7.6
8.....	62. 5.0	63. 5.0	17.....	62. 0.0	63. 0.0
9.....	62. 0.0	63. 0.0			

CAMBIO Y RECARGO DEL ORO

DÍAS	\$ m/c. por £	£ por oro 18 d.	Recargo del oro %	DÍAS	\$ m/c. por £	£ por oro 18 d.	Recargo del oro %
1	39.60	13.30	197.00	10	39.60	13.30	197.50
2	39.60	13.20	198.20	11	39.60	13.20	197.10
3	39.70	13.30	197.00	12	39.60	13.20	198.00
4	39.60	13.30	197.40	14	39.60	13.20	197.50
5	39.60	13.30	196.80	15	39.60	13.20	197.80
6	39.60	13.30	198.50	16	39.40	13.20	198.00
8	39.60	13.30	198.50	17	39.50	13.20	197.50
9	39.60	13.30	196.50				

SALITRE

3 Septiembre.

El mercado salitrero ha progresado y ha habido renovaciones de ventas de la Asociación, subiendo estas ventas a 112,000 toneladas, haciendo así un total para este año salitrero de 1.007,000 toneladas, siendo esta cifra, sin embargo, 200,000 toneladas menos que el año pasado. Rentas para entrega Septiembre se han efectuado a 20/1 neto compradores. Como todo el salitre ofrecido por la Asociación ha sido colocado hasta la primera quincena de Noviembre, el precio actual de la Asociación es de 20/6.

El mercado europeo está paralizado y se han efectuado algunas pequeñas ventas a £ 12.3.0 en Francia y £ 11.14.0 en Bélgica y Holanda.

Lo exportado durante la primera quincena de Agosto fué de 1.094,304 qtls. mét. contra 1.293,141 qtls. mét. durante el mismo período del año pasado.

Lo exportado por las Compañías no asociadas sube a 5,800 toneladas hasta el 15 de Agosto de 1925.

Según informaciones cablegráficas desde Europa, el mercado de flete para Reino Unido o Continente estuvo flojo durante la pasada quincena, pero noticias más recientes anuncian una mejor tendencia para vapores que embarcarán durante la estación. Embarques inmediatos se han cerrado a 18/6 para Dunkerke, pero los armadores están ahora firmes a 20/- para Havre/Hamburgo e intermedios para embarques este mes.

Para Octubre se fletó un vapor de ocasión a 21/- para Burdeos/Hamburgo y Compañías de la carrera dicen haber fletado espacio para Octubre y Noviembre a 21/9. Para estas posiciones la cotización nominal es de 22/- y para Dic./Enero 23/6. Para puertos del Atlántico Norte de España no se han registrado fletamentos y el tipo de 25/- a 26/- queda sin cambio.

Para el Mediterráneo se han hecho algunos negocios y espacio para Septiembre para Barcelona se ha hecho a 22/- y se ofrece ahora a 21/- para el mismo destino. Para Cette para la misma posición se ha pagado 21/- y para Málaga/Génova con dos puertos de descarga se han cerrado a 23/-. Para Octubre/Noviembre la cotización nominal es de 25/-.

Para Estados Unidos Galveston/Boston por vapores de ocasión el tipo de \$ 3.75 a \$ 4.— dollars amer. según el número de puertos de descarga no ha variado para embarques Septiembre y Octubre.

17 Septiembre.

El mercado salitrero a través de la quincena ha estado muy tranquilo y las ventas hechas por la Asociación de Productores solamente suben a 18,000 toneladas las cuales incluyen 2,000 toneladas para el consumo en la costa. Las reventas han estado escasas, pero se registran transacciones a 20/3 para entrega fines de Septiembre.

El mercado europeo está firme, pero no se hace casi nada, aunque se registran ventas de £ 12.3.0 a £ 12.7.0 en Francia y a £ 11.15.0 en Bélgica para la próxima estación.

La producción durante el último mes fué de 2.245,866 qtls. méts. con 93 oficinas en trabajo, demostrando un aumento de 212,472 qtls. méts. comparado con Agosto de 1924 cuando trabajaban 88 oficinas.

El total exportado durante Agosto, fué de 2.147,366 qtls. méts. comparado con 2.286,312 qtls. méts. exportados durante el mismo mes el año pasado.

La producción y exportación de los ocho primeros meses durante los últimos 4 años se compara como sigue:

	Producción	6.061,080 qtls. méts.		Exportación	5.580,221 qtls. méts.	
1922	»	11.813,408	»	»	14.908,608	»
1923	»	15.741,179	»	»	14.260,851	»
1924	»	16.112,257	»	»	16.182,024	»

Ha habido muy poco movimiento en el mercado de fletes durante la quincena y los precios quedan sin cambio. Para Reino Unido ó Continente para embarque este mes el tipo nominal es de 18/6 a 20/- según destino. Para Octubre las Compañías de la carrera piden 22/- para Havre/Hamburgo y para Nov./Dic. y Enero/Febrero para el mismo destino 23/-. Para puertos del Atlántico Norte de España para cualquier posición hasta Diciembre, el precio es ahora de 24/6. Para el Mediterráneo el tipo también ha declinado y posiblemente 23/- se podría aceptar para embarque Octubre para Málaga/Génova y para más adelante hasta fin del año la cotización nominal es de 24/- a 25/- según destino.

Para Estados Unidos Galveston/Boston se dice de un vapor fletado para embarcar Oct./Nov. a 3.75 dollars para un puerto y 25 cents. americanos extra para cualquier otro puerto de descarga. Compañías de la carrera han colocado recientemente espacio a 4 dollars para embarque fines Septiembre y ofrecen este mismo tipo hasta fin de año para New York directo. Para la costa Occidental el tipo de 4.25 dollars no ha variado para San Pedro, San Francisco y puertos corrientes en Puget Sound para cualquier embarque entre Septiembre y Diciembre.

CARBON

3 Septiembre.

La demanda ha estado escasa durante la pasada quincena y los precios han subido algo para casi todas las clases de carbón.

Cardiff Admiralty List no se ha cotizado en Europa.

Ha habido algo de movimiento en West Hartley, pero la mayoría por pequeños lotes por vapores. Entrega pronta se ha vendido en puertos salitreros a 40/- y se registran ventas para salida principios de Agosto a 38/6 y para fines de Agosto de 35/6 a 36/-. Varios lotes para embarque Sept./Oct. se han colocado a 35/6 y 36/- según cantidades.

Australiano, las mejores marcas, se cotiza de 40/- a 42/- debido a los altos fletes que rigen y no pueden competir, por consiguiente, con otras clases.

Americano Pocahontas o New River por vapores Sep./Oct. se ofrece de 32/- a 33/- según descarga.

Nacional, Lota y Coronel, queda sin cambio.

17 Septiembre.

La demanda ha estado pobre durante la pasada quincena y los precios en casi todas las clases de carbón han subido algo.

Cardiff Admiralty List no se ha cotizado desde Europa. Un regular movimiento ha habido en West Hartley, pero casi todos por lotes

