

BOLETIN MINERO

DE LA

Sociedad Nacional de Minería

SANTIAGO DE CHILE

SUMARIO

	Págs
A nuestros subscriptores.....	289
Artículos en preparación.....	290
El fracaso de las exploraciones en las antiguas minas de plata de Atacama..	292
Zinc electrolítico de minerales complejos (<i>Conclusión</i>).....	297
La nueva fundición de plomo de Málaga (<i>Conclusión</i>).....	318
El desarrollo reciente de la industria del hierro y del acero en la India (<i>Continuaré</i>).....	323
El procedimiento Halt-Christensen.....	331
Anaconda Copper Mining Co.....	334
The Chile Copper Co.....	334
La Unión Minera de «Haut-Katanga».....	338
El comercio internacional de minerales y metales.....	346
Producción mundial de petróleo en 1923.....	347
Estudio sobre la flotación de los minerales de Huanuni.....	348
LEGISLACIÓN: Proyecto de Código de Minería.....	357
COTIZACIONES: Cotizaciones de las Acciones Mineras en las Bolsas de Santi- ago y Valparaíso.....	389
Salitre.....	393
Carbón.....	397

A NUESTROS SUBSCRIPTORES

El BOLETÍN MINERO, por causas ajenas a su voluntad se ha visto obligado a retrasar su publicación varios meses. Sin embargo, tenemos el agrado de poder comunicar a nuestros lectores que todas esas dificultades se han subsanado satisfactoriamente, por lo que la Redacción espera poner nuestra Revista al día tan pronto como las circunstancias lo permitan. El BOLETÍN MINERO, que ya cuenta con más de 40 años de vida que lo acreditan como la publicación minera más antigua del habla española, agradece a sus subscriptores la confianza plena, la ayuda generosa y el estímulo espontáneo que siempre le han demostrado, tanto en las épocas de bonanza como en los malos tiempos de broceo; dando con ello una prueba más de que la constancia sigue siendo todavía la virtud por excelencia del minero chileno.

El BOLETÍN MINERO tratará de corresponder a esa alentadora confianza con el firme y decidido propósito de ser lo más útil posible a la Industria Minera y con este objeto iniciará pronto la publica-

ción de una serie de artículos escritos especialmente para nuestro Boletín por conocidos técnicos, tanto nacionales como extranjeros, sobre todos aquellos procedimientos nuevos que sean más indicados para el beneficio de nuestros minerales, que es donde radica en la época presente el porvenir de nuestra adormilada minería, tan pujante en otros tiempos.

Con el objeto de poner el Boletín al día lo más rápidamente posible, la Redacción ha acordado publicar los números que faltan para completar el año 1924, en dos ediciones trimestrales, pero manteniendo siempre la calidad y cantidad de sus trabajos.

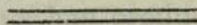
La Redacción.

ARTICULOS EN PREPARACION

El BOLETÍN MINERO tiene en preparación los siguientes interesantes artículos que se empezarán a publicar a partir del número correspondiente al mes de Enero:

- Las vetas de Chañarillo, por W. L. Whitehead, del Geological Survey de Estados Unidos (traducción).
- El uso del aire comprimido en las minas, por O. M. Brown (original).
- El costo de erección y construcción de plantas de concentración para 50, 100, 250 y 500 toneladas de capacidad, por Fernando Benítez (original).
- El Mineral de Arqueros, por Oscar Peña y Lillo (original).
- Informe sobre el estado de la minería en la provincia de Coquimbo, por J. Kuntz (original).
- El por qué del alza en el precio del plomo y del zinc, por Fernando Benítez (original).
- El muestreo y cubicación de un yacimiento con la sonda de diamantes, por S. J. Noel.
- La ley de accidentes del trabajo, por Gabriel Valle O. (original).
- El costo de la fuerza motriz en Chile, por Edmundo Delcourt (original).
- La volatilización clorurante de minerales complejos (traducción).
- Las fallas y su resolución matemática, por Fernando Benítez (original).
- La hidrometalurgia del Cobre.—1.º La lixiviación por el ácido sulfúrico; La práctica en: a) Chuquicamata; b) Ajo, Arizona; c) Utah Copper Co.—2.º Lixiviación por el amoníaco; a) Kennecot Cop-

- per Co.; b) Calumet and Heckla, Lake Michigan; c) Rhodesia, por F. Benítez.
- Las posibilidades de Muscle Shoals, por Phillip. N. Moore (traducción.)
- El impuesto de importación al cobre, por F. W. Paine (traducción).
- Los resultados de las pruebas de laboratorio y su relación a las obtenidas en la práctica, por L. E. Booth (traducción).
- La fundición de concentrados de cobre en un convertidor, por F. J. Longworth (traducción).
- El muestreo sistemático de una mina, por Fernando Benítez (original).
- El impuesto a la importación del cobre, por P. E. Barbour (traducción).
- El desarrollo y uso de los explosivos, por A. Lamotte (traducción).
- Resumen de los principales yacimientos cupríferos de Chile, desde Tacna a O'Higgins, por Fernando Benítez (original).
- Las minas más hondas del mundo, por T. T. Read (traducción).
- La flotación diferencial de la blenda y de la galena, por C. Callow.
- El Mineral de Collahuasi (traducción).
- La instalación más adecuada para una mina chica, por Fernando Benítez (original).
- La flotación de la calcopirita en una ganga pirítica, por C. Callow (traducción).
- Profundización de piques verticales e inclinados con aire comprimido, por Fernando Benítez (original).
- Por qué emigran al extranjero los capitales chilenos (editorial).
- El cobre en 1924 (editorial).
- El arsénico (editorial).
- Las operaciones de la Chile Exploration Co. (Chuquicamata) por W. D. B. Motter (traducción).
- La precisión en las mensuras de minas por Fernando Benítez (original).
- La lixiviación de los minerales complejos de cobre (traducción).
- La fundición de minerales de cobre en hornos reverberos, usando carbón pulverizado nacional, por F. Benítez (original).
- La nueva planta de concentración de la Nueva Cornelia, en Ajo, Arizona, por H. Kenyon Burch, Ingeniero Consultor (traducción).



EL FRACASO DE LAS EXPLORACIONES EN LAS ANTIGUAS MINAS DE PLATA DE ATACAMA

A mediados del siglo pasado, Chile produjo grandes cantidades de minerales de plata, la mayoría de los cuales fueron extraídos de las minas de la provincia de Atacama. Recientemente se han hecho muchos esfuerzos por trabajar las antiguas minas, pero invariablemente éstos han fracasado. Las causas del fracaso no son difíciles de hallar.

En los últimos diez años se han invertido en minas de plata aproximadamente veinte millones de pesos. Este capital no ha producido ningún dividendo. Las razones del por qué de este resultado negativo las pasamos a exponer en seguida.

En primer lugar parece que en Chile prevalece la idea de que, si una mina ha producido en el pasado una gran riqueza, debe necesariamente producir mucho más todavía, cuando, por el contrario, la lógica nos indica que cuanto más ha sido el rendimiento de una mina, menos deben ser las probabilidades de mantener esa producción.

Al que haya estudiado los depósitos metalíferos del mundo este hecho le resalta como una verdad evidente, y sin embargo el público con la mejor voluntad del mundo subscribe dinero con la esperanza de que las leyes ya establecidas porque se rige la deposición de los metales estén equivocadas.

Una vez tras otra hemos visto formar compañías basadas sobre alguna fantástica teoría sentada por personas sin ninguna experiencia en la minería, y además, completamente ignorantes del origen de los depósitos metalíferos.

Otras veces las compañías se forman debido a la tergiversación de la verdad por personas interesadas. Bajo estas circunstancias, es posible que resulte algo que no sea el fracaso más absoluto?

Hay tres factores que gobiernan las probabilidades de encontrar mineral explotable. El primero es la naturaleza de las rocas encajantes, llamado por los mineros, panizo favorable o desfavorable; el segundo es la profundidad hasta donde el enriquecimiento secundario ha descendido, y el tercero el hecho de si los minerales primarios son o no explotables.

En las vetas se encuentran tres zonas mineralizadas: 1) Desde la superficie hasta una profundidad variable, según el clima, se extiende la zona de oxidación, donde una proporción considerable de los minerales han sido lixiviados, por las aguas meteóricas descendentes. (2) La zona de enriquecimiento secundario donde estos minera-

les han sido redepositados y por lo tanto han añadido su valor al de los minerales primarios. 3) La zona primaria, donde se encuentran los minerales en el mismo estado en que fueron depositados por las aguas ascendentes o tectónicas. En la mayoría de las vetas la zona de enriquecimiento secundario es indiscutiblemente la más rica, pero en muchas, la zona primaria aunque de menor valor, es suficientemente rica para que la explotación sea provechosa.

Las minas de plata de Chile no pertenecen a esta última categoría. Fueron trabajadas y explotadas por los antiguos a través de las zonas de oxidación y secundaria pero al llegar a la zona primaria el mineral explotable se terminó. Los antiguos exploraron esta zona con detenimiento, pero sin resultado positivo y como no se trataba de tontos, al fin se dieron cuenta de la inutilidad de hacer más exploraciones y abandonaron las minas.

El que el panizo sea favorable es sin duda, de primordial importancia, pero el seguir una veta en hondura meramente porque el panizo es favorable, sin tomar en cuenta la naturaleza o ley del mineral primario, tiene por necesidad que conducir al desastre.

Sin embargo, se pueden revisar los informes sobre que se basan la formación de las compañías mineras sin encontrar ninguna mención de esta materia de vital importancia, aunque frecuentemente se dedican muchas páginas a la geología, en las cuales se usan expresiones técnicas con gran profusión para impresionar a los lectores, de los cuales posiblemente sólo uno en mil tiene una vaga idea de lo que dichos términos significan.

Como ejemplo de la explotación provechosa de los minerales primarios se puede citar a las grandes minas mejicanas de plata cuya producción durante los últimos años ha provenido de esta zona y uno no puede menos de sentirse impresionado por el contraste que resulta al comparar su producción con aquellas de las famosas bonanzas chilenas.

La producción de Atacama durante los 31 años de su mayor auge fué aproximadamente de 8.400,000 kilos. La producción anual de Pachuca, Méjico, en la actualidad es 800,000 kilos al año provenientes de minas que fueron intensamente trabajadas por los españoles.

Caracoles produjo desde 1870 hasta 1879, 858,000 kilos. Guanajato, Méjico, produce anualmente 80,000 kilos de minas que también fueron explotadas por los españoles.

Las minas en Cobalto, en el Canadá, desde su descubrimiento hace 20 años, hasta la fecha, han producido 14.600,000 kilos de sus tres zonas.

Chañarcillo produjo en sus 50 mejores años, 5.000,000 de kilos. Es interesante el hacer notar con respecto a estos otros minerales, (los mejicanos) que las rocas encajantes han tenido una influencia importante en la ley del mineral, pero que la profundidad ha que han

llegado los trabajos ha dependido del hecho de que los minerales primarios eran de una ley suficientemente elevada para que su explotación diera rendimientos.

Si consideramos ahora los tres principales distritos mineros de plata de Atacama, es decir, Chañarcillo, Tres Puntas y Lomas Bayas, llegaremos a la conclusión que debido a una interpretación inteligente de los hechos, la única deducción posible es que sólo hay una pequeña expectativa de que trabajos mineros en estos minerales den resultados satisfactorios.

TRES PUNTAS.—Las rocas principales son: Pizarras calcáreas, Graywackas, Pórfidos y Tobas. Estas han sido depositadas y subsecuentemente levantadas hacia el sud—este a un ángulo de 45°. Esta serie se repite varias veces y las vetas las cruzan más o menos a un ángulo de 90°. Un dique de diorita que atraviesa el mineral ha sido, sin duda alguna la causa de la mineralización. Los beneficios se han producido invariablemente donde las vetas cruzan un manto de pizarra en contacto con uno de graywacka y los trabajos de exploración en otros panizos no han dado resultados.

El cruzamiento de las vetas en corrida ha tenido su influencia en la formación de beneficios, pero sólo cuando el ángulo ha sido agudo, aunque esta no es invariablemente una regla general. La zona oxidada no ha producido grandes cantidades de metales, pues los caserones se encuentran por lo general, localizados en la zona de enriquecimiento secundario. Los antiguos se dieron clara cuenta de la importancia que las pizarras tenían en la mineralización y éstas fueron bien exploradas en la zona primaria pero sin resultado.

LOMAS BAYAS.—Casi todo el mineral producido se obtuvo de dos vetas, la Descubridora y la Carmen, que tienen un afloramiento de más de un kilómetro, a lo largo de un curso paralelo E. O. y mantienen con una inclinación aguda y encontrada, cuya circunstancia hizo abrigar la creencia que se encontrarían en hondura. Sin embargo, trabajos recientes han probado que la confluencia no se llevaría a cabo.

La geología de Lomas Bayas es simple. Mantos de rhyolita abundan en el distrito, y la mayoría de los cerros tienen un sombrero de esta roca. La parte central del mineral a través del cual cruzan las vetas, está cubierto de una capa superficial de areniscas de estratificación horizontal, en las cuales las vetas fueron estériles. Más abajo de las areniscas aparece en partes un pórfido morado, y en otras "shales", aunque ambas formaciones son muy superficiales. Debajo de éstas las vetas atraviesan una brecha volcánica, que es la principal roca encajante en Lomas Bayas, y la cual acompaña a las vetas a lo largo de toda su corrida y por más de 400 metros en profundidad. Las vetas tienen un ancho medio de un metro; el relleno de la veta está compuesto de fragmentos de las cajas cementado por calcita.

Los minerales de valor económico fueron cloruros en la zona cálida y polibasita, galena y piritita en las zonas primaria y secundaria.

En la veta Descubridora, los beneficios terminaron por completo a una profundidad de 80 metros desde la superficie, pero en la veta Carmen se encontró mineral suficientemente rico para ser explotado hasta una profundidad de 200 metros.

Dos diques principales cortan las vetas. Uno es rhyólita, más antiguo que las vetas, las que lo atraviesan continuando al otro lado y el otro es diabasa, que es posterior a las vetas las que ha botado, pero las porciones dislocadas no han sido halladas a pesar de los muchos trabajos exploratorios llevados a cabo, debido a que la dirección de éstos ha dejado mucho que desear.

Los puntos salientes de la geología del mineral son los siguientes:

No hay cruceros que produzcan enriquecimiento local, como sucede en Chañarcillo y Tres Puntas. El pórfido y la brecha han sido ambos favorables a la deposición.

El empobrecimiento de las vetas en hondura no fué debido a un cambio en el panizo, pues éste continúa inalterado hasta las mayores profundidades exploradas, sino que fué debido a que las vetas pasaron de la zona secundaria a la primaria.

La teoría de la conjunción demostró no tener base en la práctica, pues las vetas se paraban al llegar a mayor hondura, y se bifurcaban formando guías, que nunca se juntaron. Aún cuando las vetas se hubieran juntado para formar un solo cuerpo mineralizado, esta unión se habría llevado a cabo a tanta profundidad en la zona primaria que las expectativas de encontrar minerales de plata ricos eran muy remotas.

CHAÑARCILLO.— Chañarcillo ha sido el más rico de todos los minerales de plata de Chile que durante el siglo pasado hicieron a este país famoso en el mundo entero como productor del noble metal. Aunque cerca de cien años han transcurrido desde su descubrimiento, la fama de su gran riqueza unida a su geología difícil de interpretar, han sido las causas de que se haya gastado mucho dinero inútilmente, cuya pérdida se podría haber evitado si se hubiera seguido la opinión contraria a los trabajos ejecutados de los ingenieros de minas y geólogos que han estudiado el mineral.

Las vetas atraviesan mantos de calizas del mesozoico que mantienen suavemente. Algunas de estos mantos son de cal pura y favorables a la mineralización y otros son de tobas y menos favorables. Estos mantos han sido atravesados por diques de edad más reciente. Las principales causas de que depende la localización de beneficios ricos son las siguientes:

PANIZO.—Es de mayor importancia en Chañarcillo que en ningún otro mineral de Chile. Las vetas se ensanchan para formar bolsones en los mantos de calizas, se angostan al cruzar los mantos

de tobas como el Verde y el Ahuesado, etc., para producir beneficios de nuevo al atravesar un manto favorable.

Sin embargo, esta consecuencia no se repite indefinidamente y la depositación de los minerales depende de otros factores.

CRUCEROS.—Fueron de gran importancia en Chañarcillo como lo demuestran los grandes bolsones formados en los cruzamientos de las dos vetas principales, Corrida Colorada y Descubridora, con la veta de atravesio Candelaria; lo mismo que los formados por la Descubridora con las Guías de la Descubridora y con las Guías de la Guanaca y las vetas de la Loreto con la Corrida Colorada.

ENRIQUECIMIENTO.—Los ricos beneficios encontrados en las zonas de oxidación y de enriquecimiento secundario fueron debidos a la concentración en estas zonas de limitadas profundidades de la plata, que debió haber ocupado un intervalo vertical sobre aquellas zonas de muchos miles de pies.

Los trabajos exploratorios que se han llevado a cabo en los mantos de la tercera región en las minas del Alto han demostrado conduktivamente que aunque las vetas pueden atravesar un panizo favorable en profundidad y tomar anchura en éstos, no hacen grandes beneficios si han pasado la zona de enriquecimiento secundario. Esto viene a probar que en Chañarcillo los beneficios en hondura no dependen solamente de que las vetas atraviesen panizos favorables sino en la hondura relativa de las zonas de enriquecimiento secundario. Los minerales primarios han sido poco explotados en Chañarcillo.

Con frecuencia se hace la siguiente pregunta: "Si las minas produjeron tanto mineral de alta ley, no es probable que los desmontes tengan ley, y puedan ser beneficiados por métodos modernos?" La respuesta es negativa. Un hecho interesante de las minas de plata de Chile es que por regla general las vetas fueron casi estériles excepto donde se formaban bolsones y el metal en éstos era de tal naturaleza que lo que se botaba al desmonte en el pallaqueo era una pequeña cantidad de mineral de baja ley. Este factor agregado al que durante más de cuarenta años pallaqueros hayan estado dando vuelta y extrayendo de los desmontes lo poco que quedaba de algún valor, explica el por qué su ley sea tan baja. Además, como la mayoría de las minas están situadas en el desierto, no hay agua para el beneficio y la fuerza es cara.

Sin embargo, como toda regla tiene su excepción, debiera mencionarse el hecho de que hay una mina que mantuvo provechosamente un pequeño plantel de amalgamación durante varios años, beneficiando minerales provenientes de un depósito diseminado. Esto fué posible debido a que el mineral está ubicado a unos centenas de metros de un río, donde hay fuerza hidráulica barata y agua para el beneficio; y bajo estas condiciones el metal que no

pudo ser beneficiado con provecho en aquella época y que se acumuló en los desmontes y disfrutes, podría beneficiarse en la actualidad.

Aunque desde luego debe admitirse que toda empresa minera significa un riesgo grande, la minería de plata de Chile, por lo que se refiere a las minas abandonadas, es tan arriesgada que no puede considerarse siquiera como un buen juego, y es de lamentar que se haya gastado tanto capital en empresas que no tenían probabilidades de éxito, mientras que si dicho capital hubiera sido invertido en empresas mineras, estudiadas concienzudamente por ingenieros competentes, es seguro que el capital invertido habría recibido su debido interés.

Esto no quiere decir que los autores sean de opinión que en Chile no deban explorarse minas nuevas de plata o que no deban invertirse capitales en el cateo de regiones mineras donde haya probabilidades de encontrar minas de este metal, sino pura y exclusivamente que la exploración de las zonas profundas de las antiguas minas de plata de Chile, sobre todo en aquellas donde la opinión técnica ha sido contraria a los trabajos, es simplemente una locura.

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

F. BENITEZ, A. R. S. M.

ZINC ELECTROLITICO DE MINERALES COMPLEJOS (1)

(Conclusión)

ELIMINACIÓN DEL COBALTO Y DEL NICKEL

Otra característica valiosa del empleo de soluciones lixiviadoras fuertes está en relación con la eliminación del cobalto y del nickel. Estos dos elementos han causado un sin número de molestias en la electrolisis del zinc, y se han patentado para su eliminación por lo menos una docena de métodos: Sulman, Fields, Avery, Clevenger.

En todos estos métodos se recurre o a reactivos caros (permanaganatos, ozono, mercurio, beta naptol, etc.) o al calentamiento de las soluciones a una temperatura elevada a ambos. Que el zinc precipita al cobalto y nickel en caliente, pero no en frío, de sus soluciones se sabía desde hace mucho. Se empleaba para bañar artículos pequeños con nickel o cobalto por medio de la ebullición. Estos objetos se colo-

(1) Boletín N.º 3012, Mayo-Junio 1924.

caban en una canasta de zinc y se les descendía en una solución caliente de sales de nickel o de cobalto.

El costo de calentamiento casi siempre a temperaturas de ebullición de los grandes volúmenes de solución que se utilizan en las plantas con soluciones débiles no deja de ser un ítem de consideración. Una de las plantas más grandes ensaya calderas de tubos de agua tipo Balcock & Wilcox, pero construídas enteramente de cobre para que resistan las soluciones de sulfato de cobre; su costo de mantención es elevado.

Cuando se emplea ácido de 30% en la lixiviación, el volumen de la solución se reduce a un cuarto y al mismo tiempo el calor de reacción lleva la solución hasta la temperatura de ebullición. Sólo se debe disponer lo necesario para que este calor se mantenga hasta que el zinc haya eliminado todo el cobalto y nickel que hubiese podido venir del mineral. Tratando concentrados de zinc en el distrito de Coeur d'Alene, los residuos de la purificación han llevado hasta 0,88% de cobalto.

RESULTADOS OBTENIDOS CON SOLUCIONES LIXIVIADORAS FUERTES

El empleo de soluciones lixivadoras fuertes da los resultados siguientes:

1.º Permite el tratamiento de la ferrita de zinc, que comúnmente es un obstáculo en el tratamiento de concentrados ferruginosos de baja ley; permite aumentar la capacidad de los tostadores.

2.º Aumenta el porcentaje de extracción tanto en zinc como en cobre y reduce la cantidad de zinc en los residuos, con lo cual baja los costos de fundición de los residuos.

3.º Lleva a la solución (y a la precipitación subsecuente) una gran cantidad de fierro y purifica completamente la solución del arsénico y antimonio.

4.º Mejora la filtración y permite el tratamiento de minerales ricos en sílice soluble los cuales, trabajando con ácidos débiles, originarán dificultades en la filtración por la presencia de la sílice gelatinosa.

5.º Permite el tratamiento de minerales que contienen grandes cantidades de cobalto o nickel, sin agregar ninguna operación nueva en el conjunto.

6.º Reduce la cantidad de pulpa que va a los agitadores y a los filtros y la cantidad de solución que se debe almacenar y purificar, no sólo en razón inversa de la fuerza del ácido empleado sino en grado mayor, eliminando una lixiviación doble, doble purificación, doble filtración, etc. Esto no sólo tiene importancia en el capital invertido en la planta sino también en los costos de operación. Elton y Caples

habían dicho; “el método de doble lixiviación necesita un mayor trabajo y equipo, y los costos de reparación son, sin duda, mayores, especialmente en el equipo para filtrar el ácido”. El mismo escritor establece que “los costos de operación por libra de zinc obtenida en una planta de zinc eran más bajos en este proceso (lixiviación simple) que los obtenidos en la doble lixiviación”.

MÉTODOS Y EQUIPOS DESARROLLADOS PARA EL EMPLEO DE SOLUCIONES FUERTES EN LA LIXIVIACIÓN

La primera etapa del proceso, la tuesta de los concentrados, es una operación standard en la cual se puede emplear las maquinarias corrientes. El tostador de la planta Martínez, Fig. 8, era del tipo Mc-Dougal-Wright, 18 pies de diámetro, con seis hogares, y usa petróleo que se quema en el hogar del fondo. La temperatura de cada hogar se medía por una pareja de pirómetros de bases metálicos colocados a unos 3 pies de la muralla del horno e inmediatamente debajo de los ladrillos del hogar superior. Las temperaturas que se midieron con este método no podían subir de 820° C. para evitar un deterioro excesivo en el horno; la temperatura media en el quinto hogar era de 788°C.

El producto calcinado y caliente se enfriaba y se la hacía pasar por una criba de 30 mallas. El grueso de esta criba pasaba a un molino de bolas y después volvía al elevador que alimentaba el tostador. El producto calcinado que pasaba por la criba iba a un separador magnético situado directamente arriba de los buzones para el producto calcinado.

El separador magnético pertenecía al tipo hollow-pulley y tenía una fila de electromagnetos colocados a un lado de la polea en el

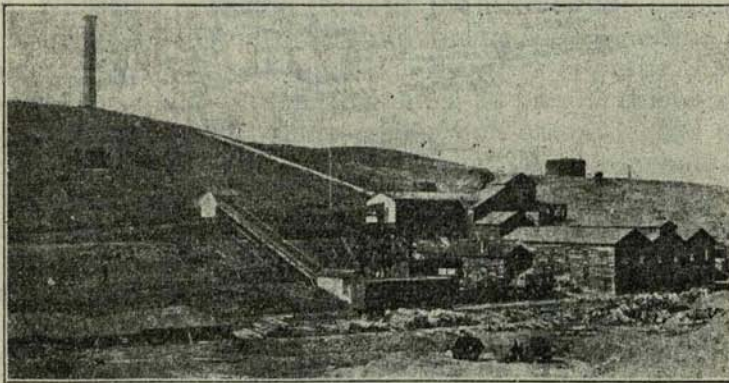


Fig. 8.—Vista General de la llanta de Zinc Martínez, se ven las correas transportadoras desde el ferrocarril y de la chimenea de los tostadores a la cumbre de la colina.

punto que las partículas de mineral dejaban normalmente la superficie de la polea. La disposición se da esquemáticamente en la Fig. 7. El mineral atraviesa la puerta de alimentación, cae sobre los pequeños rodillos de distribución y enseguida a la polea grande. Las partículas magnéticas son desviadas a medida que caen y, ajustando la posición del eje, se puede obtener las porciones magnéticas y no magnéticas en la proporción que se deseen. Este tipo de máquina es sencillo y barato, tanto su instalación como su operación. Con una máquina más delicada se tendría, sin duda, un trabajo más preciso, pero no se necesita una separación muy minuciosa del óxido y de la ferrita. Sin embargo, se pueden presentar casos en los cuales sea muy grande la proporción de zinc en forma de ferrita que sería de desear una separación de los más perfecta. Después de la separación, el material cae en dos buzones designados óxido y ferrita, respectivamente. De estos buzones el producto pasa por una báscula automática a los agitadores.

La cantidad de solución neutra que necesitan los baños y la cantidad de electrólito que vuelve de los baños, sube aproximadamente a 5½ toneladas de líquido (de 32 p. c. cada una) por tonelada de zinc depositado. El electrólito de vuelta lleva alrededor de 28% de ácido sulfúrico libre. La neutralización de este ácido con el producto de la calcinación eleva la temperatura de la pulpa obtenida a muy cerca de la temperatura de ebullición. Tiene sus ventajas, desde el punto

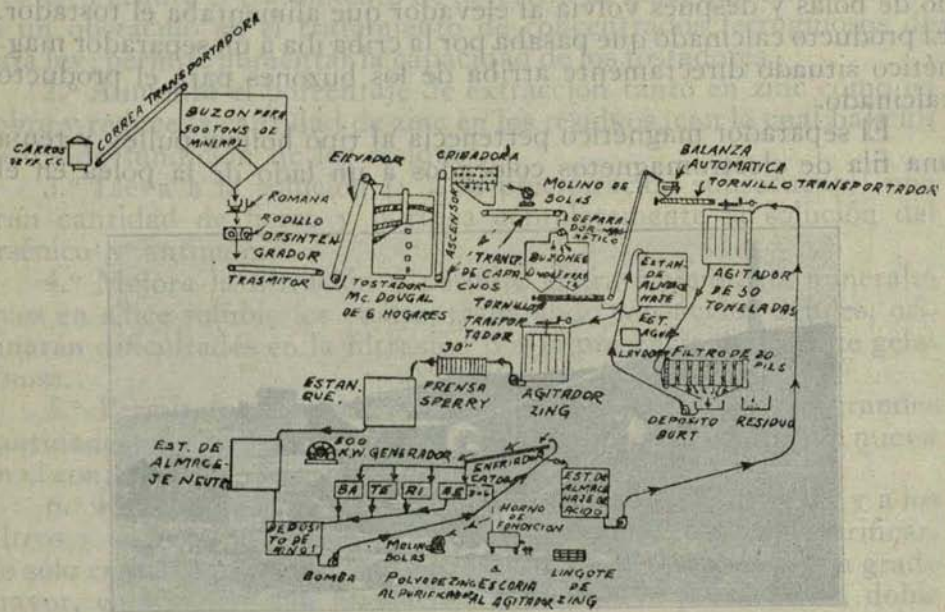


Fig. 9 ESQUEMA DE LA PLANTA MARTÍNEZ

de vista de la coagulación de la sílice, tener la pulpa a la temperatura de ebullición un tiempo pequeño antes de que termine la reacción, para esto se eleva la temperatura de la solución a cerca de 60°C. antes de agregar el mineral. La solución se encuentra prácticamente a la temperatura de ebullición cuando cae sobre el filtro y la mayor parte de este calor queda retenido hasta que la purificación se completa y la solución está lista para ser enviada a los baños. Esto se hace, no como se ha pensado algunas veces, para impedir la formación de cristales (una solución de sulfato de zinc que contenga 200 gramos por litro es bastante estable a la temperatura ambiente) sino porque con este aumento de temperatura son mucho más expeditas la filtración, purificación, etc. Por razones semejantes, en otras plantas se acostumbra lavar los queques en los filtros con agua caliente (Laist), aunque en el caso de una planta tipo de lixiviación ácido débiles, el volumen de la solución que existe es tan grande que el efecto de calentamiento debido a la neutralización del ácido no tiene importancia.

En nuestro diagrama, Fig. 9, sólo se necesita el calor necesario para elevar la temperatura del electrólito de unos 30°C (temperatura de los baños) a 60°C.; si con este fin se emplease vapor se necesitaría una tonelada de carbón por cada veinte toneladas de zinc producidas. Comúnmente la totalidad de este calor, como también el calor para el agua de lavado, puede obtenerse del agua caliente que viene de la refrigeración de los tostadores.

OPERACIONES EN LA PLANTA DE LIXIVIACIÓN

Se principia la lixiviación introduciendo una carga de electrólito caliente en el agitador. Este puede ser o una "pachuca", como se usa en muchas otras plantas, o un estanque de fondo plano con agitador mecánico. Nuestros primeros trabajos los hicimos con pachuca, pero después preferimos el empleo de agitador mecánico, porque consume menos fuerza y tiene menos tendencia a enfriar la pulpa. Este agitador, si no es demasiado grande (digamos, 20 pies de diámetro por 12 pies de profundidad y capaz de recibir una carga de 100 toneladas de solución, bastante para una producción de 18 toneladas de zinc mecánico) da resultados muy satisfactorios, aunque probablemente no sirva en el trabajo con soluciones débiles, pues sólo podría contener la solución para producir 4½ toneladas de zinc.

Una vez introducido el electrólito y el agitador en marcha, se abre la puerta del buzón de la ferrita y se agrega la mitad de la ferrita que se estima como suficiente. Se mueve el agitador durante una ½ hora, cuando se necesita, se agrega una pequeña cantidad de mineral de manganeso molido para oxidar el fierro (cerca de 35% de manganeso.)

En seguida se abre la puerta del buzón de óxidos y se agrega rápidamente óxido hasta que el fierro de la solución quede casi eliminado. Este se ensaya dejando caer una gota de pulpa en un papel con rodanuro. Siempre que exista fierro se formará un anillo rojo. El operador aprenderá en un breve plazo a conocer por la apariencia de esta mancha el punto final con gran exactitud y las últimas cantidades de fierro se transformarán en hidrato sin agregar nuevas cantidades del producto calcinado; la solución quedará débilmente ácida.

Antes de pasar la carga al filtro, se filtra una muestra en un pequeño filtro de vacío y el filtrado se ensaya con permanganato para asegurarse que todo el fierro esté oxidado. Este ensayo también asegura que no se haya pasado la carga, pues si existe mucho producto calcinado se nota porque el líquido toma un aspecto lechoso, debido a la separación de sales básicas.

En seguida la pulpa va gravitacionalmente hasta los filtros. No se necesita espesador (a menos que el producto sea muy alto en zinc) por el pequeño volumen inicial de solución que se emplea. Se ha adoptado el filtro Burt a presión y giratorio, Fig. 10. Los filtros de vacío merecieron objeciones por dos razones: En los filtros de vacío se ve obligado a usar la presión atmosférica y es ventajoso someter a los queques de sílice gelatinosa a presiones considerables, para poder así deshidratarlas en un máximo. Sin embargo, tiene más importancia que en filtro de vacío y en la mayoría de los filtros a presión, el que después de la separación de la pulpa queda sometido a la presión del aire. Durante este período un queque de esta naturaleza (que

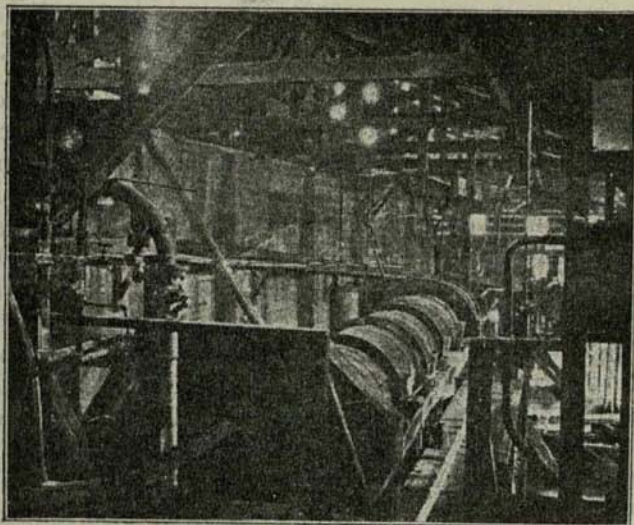


Fig. 10.—Extremo para la alimentación de los filtros Burt. Planta Martínez.

contiene sílice gelatinosa) inevitablemente se agrieta y el agua de lavado que se agregue tiene tendencia a circular por los canales que se forman. Las dificultades que se presentan para lavar en estos casos se pueden apreciar por el hecho que en otras plantas de zinc, se debe filtrar y lavar dos o tres veces, y aún queda en los residuos una cantidad considerable que encierra zinc soluble.

Sin embargo, en el filtro Burt se soluciona esta dificultad. El movimiento rotatorio del filtro mantiene una pequeña cantidad de la pulpa siempre en movimiento sobre la superficie del queque, y las grietas se rellenan inmediatamente. Por este motivo, se necesita una cantidad de agua de lavado relativamente pequeña; no se necesita un sistema especial para reforzar este lavado con agua. Cuando se emplea sólo agua, y se lava los residuos hasta dejar 0,5% de zinc soluble en agua, el agua de lavado que se emplea no basta para suplir las pérdidas por evaporación; por lo tanto, se adoptó lavar los residuos hasta dejarlos con 0,25% de zinc soluble en agua.

Sólo el filtro Burt, con el cual estamos familiarizados, se ha aproximado bastante al ideal de la separación directa de los valores solubles. Esta característica ha encontrado aplicación en Chile, en la industria del nitrato, después de ensayar extensamente toda clase de filtros, se han efectuado recientemente algunas grandes instalaciones de filtros Burt. En esta el problema es semejante—se trata de filtrar de solución caliente pulpa que contiene solución valiosa y que debe separarse con un empleo mínimo de agua de lavado. En estas instalaciones hechas en Chile, de filtros, se han implantado una serie de modificaciones y mejoras para reducir a un mínimo la vigilancia. Un hombre puede atender tres filtros por turno, los cuales, cuando se emplean en una planta de zinc producirán de 30 a 45 toneladas de zinc por día.

El filtro Burt consiste esencialmente de una concha de acero de 42 pulgadas de diámetro y 40 pies de largo, colocada horizontalmente y sostenida en uno de sus extremos por un muñón hueco y en el otro extremo por rodillos, como en ciertos molinos tubulares. El interior de la concha está revestido por un filtro que consiste en un género de algodón cosido a unos listones de 9 pulgadas de ancho por 20 pies de largo. Estos listones están sostenidos por ángulos remachados a la concha. La pulpa entra por uno de los extremos atravesando el muñón hueco, y el residuo se descarga en el otro extremo, extremo que se mantiene cerrado normalmente por una puerta circular, esta puerta se acciona por un cilindro hidráulico y un sistema de palancas.

En el trabajo corriente del filtro, éste se carga hasta que está casi lleno. El filtro parte girando, se cierra la entrada y se hace llegar aire comprimido por el muñón, desplazando la solución y dejando los sólidos exparcidos uniformemente en la superficie interior del filtro en la forma de un queque de 2 a 4 pulgadas de espesor. Se nota al

expulsión de la solución porque el aire sopla a través de las aberturas de descarga situadas alrededor de la concha. En este momento se hace llegar agua de lavado (con una bomba centrífuga) sin disminuir la presión en el interior del filtro. Se continúa admitiendo agua de lavado hasta que el queque tenga la limpieza deseada, punto que se conoce por la disminución del peso específico de la solución que sale hasta un límite señalado, digamos 1.05. El agua se agrega en forma discontinua y se sopla en el filtro para expulsar el exceso de agua de lavado. Se baja la presión y se abre la puerta de descarga mientras el filtro sigue dando vueltas. El queque cae en el fondo del filtro, el cual es presionado hacia la puerta de descarga por medio de fierros ángulos, que están colocados formando una espiral discontinua, y cae en carros. Cuando se ha sacado el queque, se cierra la puerta, y se repite el ciclo. El filtro Burt también puede disponerse para una descarga húmeda, hecho que tiene ventajas. En este caso haciendo rotar el filtro y agregando una pequeña cantidad de agua, al abrir la puerta, la pulpa corre hacia fuera.

Las pérdidas de calor en la pulpa se disminuyen revistiendo exteriormente el filtro con asbesto. Para impedir el ataque del fierro por las soluciones de sulfato de cobre, la concha se reviste interiormente con madera, o, cuando las soluciones son muy ricas en cobre, con una de plomo o cobre. Todas las cañerías que llevan pulpa o solución no purificada están hechas de plomo, cobre o bronce; para las purificadas las cañerías y bombas son de fierro. Los estanques también pueden construirse de fierro, pero hasta el momento, no obstante muchas investigaciones, no hemos encontrado nada comparable a los estanques de plomo revestidos de madera. Aún para el almacenaje de soluciones neutras, parecen ser más apropiados los estanques de madera, pero siempre es preferible con revestimiento de plomo; el deterioro de un estanque de plomo revestido es insignificante, mientras el de uno de madera es alto. Un estanque de madera que contenga soluciones de sulfato de zinc invariablemente gotea; y esto merece reparos no sólo por las pérdidas de solución, sino también por el deterioro de las soleras, suelos de concreto, etc.

Cuando se usa soluciones fuertes, se tiene un pequeño volumen de solución por manejar, siendo el costo de los revestimientos de plomo insignificantes en el total. Efectivamente, el costo de los revestimientos de plomo para todos los estanques de la sección lixiviación en una planta suben, por lo común, a menos de un dos por ciento del total de la planta. Cuando se considera que este plomo, especialmente en los estanques de almacenaje, sufre deterioros pequeños, salta a la vista la ventaja del revestimiento de plomo en los estanques de madera.

Ha habido alguna discusión sobre si es preferible un sistema continuo de lixiviación a uno periódico. Se ha preferido el sistema periódico porque el continuo, en la forma diseñado por Elton y Caples,

tiene mayores gastos de reparaciones, trabajo, y exige un mayor capital que el periódico, y las exigencias metalúrgicas que exigen su adopción en otros casos no rigen en el nuestro.

Hemos ideado una serie de ensayos sencillos que pueden hacerse por el hombre de turno en la planta, sin verse obligado a recurrir al laboratorio para guiarse. Este sistema, que da a cada trabajador los medios de controlar su propio trabajo y al mismo tiempo señala indiscutiblemente cualquier responsabilidad por falta de cuidado, aumenta el rendimiento metalúrgico. Estas plantas de ensayo se han ideado para las necesidades de la tuesta, lixiviación, filtración y purificación. En otras plantas, la purificación debe ser tan completa que se necesitan más bien métodos analíticos detallados para saber si la solución está o no lo suficiente pura para la electrolisis. En nuestro caso, no se necesita un grado extremo de purificación y bastan ensayos rápidos y sencillos hechos por el hombre de turno.

La purificación se completa agitando la solución con polvo de zinc. Para obtener este polvo de zinc, en vez de soplar con aire comprimido sobre zinc en fusión, como se hace en todas partes, nosotros molemos zinc catódico en un molino de bolas, evitándonos una pérdida de 5 a 10% en la fusión y oxidación. El zinc en polvo así molido es más escamoso que el granular y presenta una gran superficie.

Hablando en términos generales, la separación del cobre y del cadmio de la solución por medio del zinc en polvo no es tan sencillo como parece a primera vista. El precipitado de cobre y la esponja de cadmio tienen una gran tendencia a oxidarse en presencia del aire y si esto ocurre, los óxidos, especialmente un óxido de cadmio, tiende a redisolverse poco a poco, ya precipitando el ZnO o formando sulfato de zinc básico. Una vez que se ha oxidado parcialmente la esponja de cadmio, es muy difícil separar los últimos restos de cadmios de la solución, pues nuevas cantidades de cadmio tienden continuamente a disolverse. En estas circunstancias la única forma de hacer una separación efectiva del cadmio consiste en agregar polvo de cadmio en gran exceso, que precipite el zinc a medida que se disuelve.

Si se emplea agitación de aire en la purificación, este efecto se observa en grado notable. En Great Falls, donde con este fin se emplea pachucas, Laist dice: "Se agrega polvo de zinc en gran exceso para asegurar la precipitación del cadmio. La cantidad de polvo en exceso que se debe agregar se determina de acuerdo con la práctica y varía de día en día. . . Como en las etapas restantes del proceso, debe haber en esto una vigilancia cuidadosa porque un error se traduciría en un rendimiento escaso en los estanques durante varios días. El mejor método para evitar estas molestias es usar polvo en abundancia; por otra parte, el empleo de polvo en demasía es costoso".

Cuando se elabora zinc de grado A, se debe separar el cadmio de la solución hasta que no quede en solución más de un 0,05% del zinc obtenido. En Great Falls donde se extraen 100 gramos de zinc de

cada 2 a 2½ litros de solución, se debe separar el cadmio hasta que sólo queden en solución unos 20 mg. por litro (e. d. 50 mg. por 100 gr. de zinc). Nosotros, cuando extraemos 100 gr. de zinc de cada 500 a 660 c. c. de solución, basta purificar la solución hasta alrededor de 80 mg. de cadmio por litro.

La velocidad de reacción entre el polvo de zinc y los otros metales en solución se acelera grandemente aumentándose la temperatura. Por esta razón, hemos adoptado el sistema de conservar el calor de solución que viene del filtro y también agitar con el polvo de zinc en lo posible lejos del contacto del aire. No sólo se reduce a un mínimo la oxidación, sino que también se mantiene una temperatura relativamente alta, y estas reacciones casi siempre son infinitamente más lentas a temperaturas más bajas. En este caso están la precipitación del cobalto y nickel. Otra reacción notable es la disolución del polvo de zinc en exceso en la solución caliente de sulfato de zinc (dando hidrógeno y sulfato de zinc básico). Corrigiendo la basicidad de la solución agregando una pequeña cantidad de electrólito que vuelve, se disuelve casi todo el polvo de zinc. Este hecho tiene gran importancia en cimentar el mejor rendimiento de la planta, porque en el tratamiento corriente con soluciones débiles queda una cantidad considerable de zinc en los residuos de la purificación, viéndose obligados a tratarlos de nuevo por un sistema muy bien estudiado.

Después de precipitar el cobre, etc., atravesando el fierro en el filtro a presión, se termina la clarificación y se envían las soluciones al almacenaje hasta que vaya a alimentar el circuito electrolítico.

OPERACIONES EN LA PLANTA ELECTROLÍTICA

En las operaciones de la electrolisis, aparece al visitante como la característica más saliente del procedimiento de soluciones fuertes el carácter diferente de los depósitos de zinc. La combinación de ácido fuerte, alta densidad de corriente, y coloides da a los depósitos un aspecto particular que permite reconocerlos y distinguirlos instantáneamente de los de zinc débil (Fig. 11). Como Laist dice, zinc de soluciones débiles es "volverse poroso en cierta extensión y un lado se cubre de renuevos que se levantan". Por otra parte, el zinc de soluciones fuertes es suave, homogéneo y denso. Aún es posible obtener depósitos brillantes y lustrosos como plata pulida y no muestra trazos de estructura cristalina. En realidad, fué este fenómeno notable, (que se estimó accidental) el que llamó primero la atención hacia las combinaciones desconocidas de soluciones fuertes y altas densidades de corriente.

La teoría sobre esta materia tiene un gran interés, pero ya ha sido descrita en otros artículos obra de los interesados. Podemos decir que el factor primario es el aumento del sobre voltaje del hidrógeno que

se debe a la alta densidad de corriente. El elevado sobre voltaje se mantiene; gracias a numerosos otros factores, los cuales tienden a mantener liso el depósito y a mantener la densidad de corriente por unidad de superficie expuesta. Entre los principales de estos factores están: gran conductibilidad de la solución, rápida circulación de las soluciones que pasan por el catodo (originada por la alta densidad de corriente) y la presencia de coloides restringen el crecimiento de los depósitos cristalinos y aumentan el sobre voltaje debido al hidrógeno.

El sobre voltaje del hidrógeno, en realidad, puede decirse que constituye el todo y la conclusión final del zinc electrolítico. Un elevado sobre voltaje es el todo, y un bajo es la conclusión final de todo depósito de zinc. El final de un depósito de zinc llega tan pronto éste tiene rugosidades que hagan bajar la densidad de corriente por unidad de superficie expuesta más allá de un valor crítico. En seguida principia la redisolución.

Muy a menudo se ha supuesto que el empleo de una alta densidad de corriente envuelve un gran consumo de fuerza; si la conductibilidad de la solución es lo suficientemente alta, no tenemos el caso. Por ejemplo, el voltaje medio en uno de nuestros baños con 100 amp. por pie cuadrado y con 28% de ácido es de 3,6 volts. Según Laist, el voltaje en Great Falls con 30 amp. por pie cuadrado y ácido de 10% (e. d. conductibilidad máxima) es 3,8 volts. Suponiendo igual rendimientos en las corrientes, las condiciones de ácido fuerte ofrecen ciertas ventajas sobre las débiles. Pero en realidad, comúnmente es más bajo el rendimiento en un electrólito de solución débil (según Laist se considera bueno actualmente un 75%) mientras en las con-

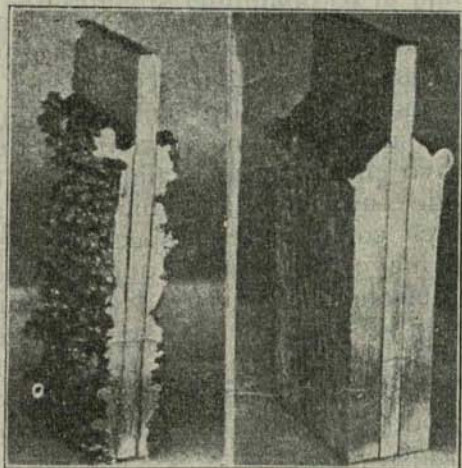


Fig. 11.—Sección de los catodos de aluminio con los depósitos de zinc.
 a) Depósito típico de zinc de solución débil en 48 horas. b) Depósito típico de zinc de solución fuerte y en 24 horas. Tamaño natural.

diciones de ácido fuerte comúnmente oscila alrededor de 90%. El consumo actual de fuerza será en el caso de corriente baja un 25% más alto que en el caso de alta densidad.

El problema del consumo de fuerza en la electrolisis de zinc, como muchos otros problemas metalúrgicos, principalmente es materia de costos que se pueden equilibrar. El ingeniero de una planta de zinc por una cuidadosa purificación de las soluciones, limpiando con mayor frecuencia los catodos y raspando los anodos, reduciendo la densidad de corriente, prestando una atención esmerada a la alimentación de los baños, previniendo los corta-circuitos, etc., puede mantener en cualquier momento, las cifras del voltaje terminal y del rendimiento de la corriente en su justo valor. Se trata sencillamente de resolver el problema si en cada caso particular el aumento en la producción de zinc y la disminución de gastos de fuerza bastan para equilibrar los mayores gastos de trabajo.

Toda persona que trabaja en una planta de zinc asegurará que, en su mayoría los factores más importantes que influyen en el consumo de fuerza son la frecuencia, naturaleza y extensión de las dificultades que se presentan en los baños. Naturalmente, se deben esperar algunas dificultades cuando empieza a andar una nueva planta, y en los trabajos de la electrolisis de zinc con soluciones débiles se tiene un margen de seguridad tan estrecho que se cree patinando sobre una delgada capa de hielo todo el tiempo. Un pequeño error en el departamento de purificación, que introduzca en el circuito una cantidad de impurezas tan pequeña que su comprobación para análisis químicos demore 48 horas, a menudo dañará los resultados en los baños durante varios días. Cuando se emplea soluciones fuertes, hay menor variación en el consumo de fuerza por libra de zinc producida porque la electrolisis tiene muchos menos motivos de dificultades. No sólo debido a las características del esquema general que inevitablemente dejan las soluciones con menos impurezas (tales como arsénico, antimonio y cobalto) sino que también el baño electrolítico puede trabajar con una mayor cantidad de ellas en caso que por cualquier motivo entren accidentalmente en el circuito.

Han considerado el aumento de estabilidad que así se consigue algunos investigadores competentes, especialmente C. A. Hansen, como la ventaja de mayor importancia que se obtiene con el empleo del procedimiento de soluciones fuertes. Hace virtualmente independiente los trabajos en los baños de los caracteres de la planta de alimentación y permite el tratamiento de cualquier mineral complejo que, por su baja ley, alta ley en fierro, o la presencia de elementos indeseables, no se podría utilizar ni en una fundición ni en una planta electrolítica de zinc.

NUEVAS CARACTERÍSTICAS EN EL MANEJO DE ALTAS DENSIDADES DE CORRIENTES

Describiremos aquí brevemente las características salientes de los aparatos que han merecido nuestro favor sin describir en detalle gran cantidad de experiencias que hemos hecho. Puede suponerse, que donde quiera que nuestras prácticas se han desviado de las establecidas, que la forma aceptada ha sido sometida a ensayos completos y en seguida descartada. Al mismo tiempo, debemos admitir, que el proceso de soluciones fuertes con que trabajamos no está del todo estudiado. No se han hecho trabajos de ninguna magnitud, en cuanto nosotros sabemos, sino los dirigidos por los autores de este artículo. A cualquier conclusión que otros hayan llegado, a ella han llegado sin conocimiento de los detalles del trabajo y sin conocer la maquinaria presentes aquí por primera vez—conocimientos que representan el resultado de varios años de trabajo y grandes gastos. Se menciona este punto porque han aparecido algunas exposiciones que podrían dejar la impresión errónea que se ha ensayado en otras plantas el procedimiento de soluciones fuertes y que se han obtenido en los trabajos resultados determinantes, comparados con los datos aquí presentados. Siendo, por consiguiente, nosotros los únicos investigadores que tenemos experiencia en este campo, creemos que aún se puede avanzar mucho, si los comparamos con el procedimiento de soluciones débiles, el cual ha sido completamente investigado en los últimos 20 años. Sin duda se pueden conseguir grandes mejoras en la maquinaria. Miramos hacia el tiempo en que el trabajo humano sea casi enteramente eliminado en la planta de baños.

En la planta Martínez, el departamento electrolítico consiste en 60 baños dispuestos en serie. Cada baño está provisto de cuatro catodos, cada catodo recibe 450 amp. Suministra la corriente un generador movido por motor síncrono de 11,000 volts. Los baños son de preferencia de madera revestida con plomo, Fig. 12. Fijo en el interior del baño existen marcos acanalados en los cuales se deslizan los catodos. Estos marcos están hechos de madera empapadas en parafina para protegerlos de la acción del ácido. Las ranuras están biseladas en su extremo superior, donde rebalsa la solución, para facilitar la introducción de las láminas catódicas. Cuando el catodo está en su lugar se encuentra protegido en todos sus bordes por una media pulgada. Estos marcos semejan listones de madera corriente, colocados alrededor de los bordes del catodo antes de la inmersión. Los marcos eliminan el trabajo necesario para esta operación, alinean los electrodos correctamente en los baños y aún aseguran la distribución de la corriente y eliminan los corta-circuitos. Las láminas anódicas son un poco más grandes que las aberturas de los marcos, siendo para

ellas imposible oscilar hasta llegar a contacto de los catodos. Junto a éste, el tamaño relativamente pequeño de los electrodos, permite tener un mayor espacio de electrodos que lo posible en otra forma.

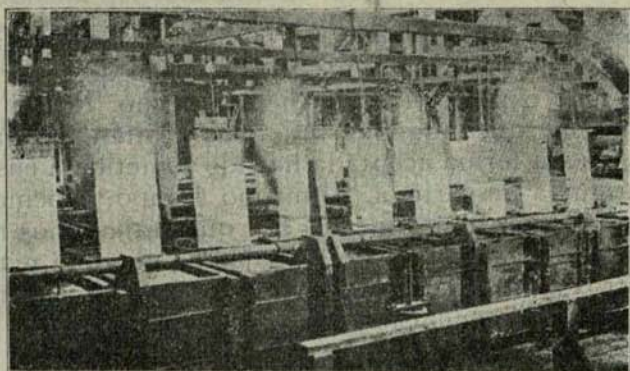


Fig. 12.—Se ve una parte de la sala de baños donde se indica la forma de secar instantáneamente todos los baños en caso de cortarse corriente; también se ve el dispositivo para sostener los catodos hasta que haya terminado la extracción del zinc.

Los anodos son de plomo; pero en vez de estar hechos de láminas llenas se les ha perforado debajo de la línea de inmersión, sacando un 50% de su área, Fig. 13. Se emplean dos de estas láminas entre cada catodo para constituir una anodo doble con un espacio de una pulgada entre las láminas de plomo. Este dispositivo reduce el voltaje terminal, mejora la circulación de las soluciones y pulveriza menos ácido en el aire. Los anodos están colgados de una barra de cobre cubierta de plomo excepto en un extremo, donde encaja en una ranura adelgazada.

Esta forma de contacto también se emplea en los catodos. Después de una investigación, que comprendió todos los metales de valor comercial en la formación de láminas, se adoptó para los catodos la lámina de aluminio, confirmando sin saberlo las conclusiones de Cowper Coles, de 20 años antes, Fig. 14. El propio método de conducir la corriente da un buen número de dificultades, como ocurre en otras plantas. Varios métodos de remachar y soldar a martillo se ensayaron para unir la barra de cobre con la lámina de aluminio, pero después de unas pocas semanas de servicio, estas uniones se vencían y oxidaban, dando origen al calentamiento de las conexiones y a pérdidas de fuerza. Se escogió, eventualmente, la forma sugerida por Walter C. Smith; el catodo se corta de una simple lámina y su extremo superior se arrolla tres veces para darle rigidez. La tendencia del aluminio a formar arco al interrumpirse un contacto se venció cubriendo con cobre el extremo que encaja en la ranura.

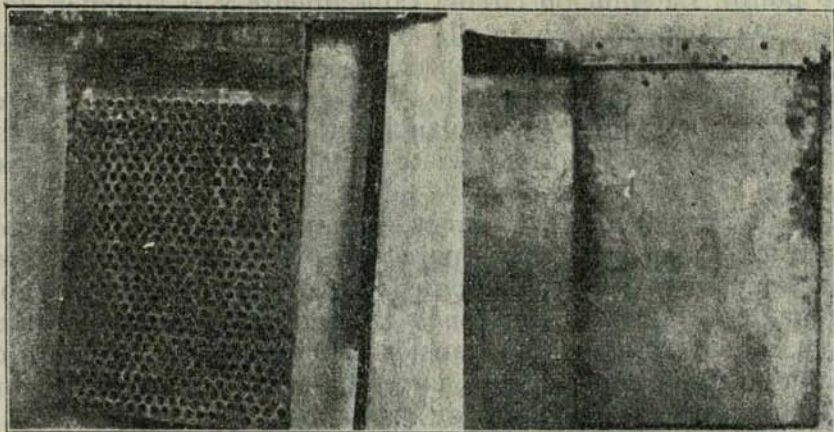


Fig. 13.—Tipo de anodo empleado en el procedimiento de soluciones fuertes.

Fig. 14.—Tipo de catodo empleado en el procedimiento de soluciones fuertes.

Esto proporciona un contacto siempre frío o reduce a un mínimo las pérdidas entre baños.

Los catodos en Martínez tienen una área sumergida de 14 pulgadas de ancho por 23 de largo, dando una área total de 4,46 pies cuadrados, contando ambos lados; la corriente normal de trabajo para este catodo es de 450 amp. Es dudoso, si compensaría un gran aumento de tamaño en estas láminas en las grandes instalaciones por el elevado porcentaje de la corriente total que recibiría cada lámina. En la planta que consideramos se ha propuesto emplear en los baños un circuito de 8,000 amp. con diez catodos, cada uno con una área de inmersión de 8 pies cuadrados. El área activa medirá 21 pulgadas de ancho por 27 de largo y en 24 horas el depósito pesará 5,8 libras por pie cuadrado o 46 libras por catodo.

Bastante sencillo es el raspado del zinc de las soluciones fuertes. Es bien sabido que durante la electro-depositación se desarrollan tensiones que sujetan el metal; y si el metal es lo suficiente denso y resistente, estas tensiones pueden alcanzar un valor de varias toneladas por pulgada. Estas tensiones internas constituyen la causa final del despegamiento de un depósito espeso de la lámina. Debido a la resistencia y solidez extraordinaria del zinc de soluciones fuertes, entra en juego este fenómeno y basta un sacudimiento relativamente suave para desprender las dos láminas de zinc del catodo de aluminio.

El sistema de alimentación de los baños difiere de la práctica usual. El sistema de cascada, común en la práctica, se ensayó y después se abandonó por el que aquí describiremos. La solución en el circuito electrolítico circula constantemente a través de los baños en paralelo, a un sumidero, en seguida vuelta a bombear hacia los baños, pasando antes por un sistema de refrigeración. Toda la solución neutra se alimenta en un punto y todo el electrólito de vuelta sale de un

mismo punto. La solución circula rápidamente y el volúmen de los baños es tan pequeño (debido a la alta densidad de corriente) que el aumento de acidez es pequeño en el paso a través de los baños. En consecuencia, las condiciones en los baños son, constancia de la temperatura y de la acidez, sin vigilancia individual. Este factor tiene importancia tanto del punto de vista metalúrgico como de los gastos de trabajo.

De la temperatura de los baños se deducen algunas conclusiones importantes. La energía teórica para precipitar una tonelada de zinc de una solución de sulfato, suponiendo no existan pérdidas, sube a alrededor de 1,760 kw. h. por tonelada de zinc. Toda energía que se gaste en exceso sobre ésta se transformará en calor y, a menos que este calor se disipe rápidamente, la temperatura del electrolito subirá rápidamente hasta el punto de ebullición.

Como el sobre-voltaje del hidrógeno, y en consecuencia, el rendimiento de la corriente, bajan con el aumento de temperatura, se debe mantener la temperatura de los baños entre ciertos límites, Ralston dice: "Una conclusión inevitable es que una temperatura baja favorece los trabajos en los baños". Las experiencias han indicado como las más favorables a un buen trabajo las comprendidas entre 75°—100° F. Excepto en tiempo frío, la radiación en los baños no basta para disipar el calor suficiente para mantener la temperatura bajo este punto; a ello se debe que en épocas de calor se haya adoptado universalmente la práctica de refrigerar el electrolito por medio de cañerías de plomo que encierran agua fría.

En algunas plantas, estos serpentines de refrigeración se colocan en los baños, en otras, se colocan en cajas situadas entre los baños y la solución circula por ellas. En nuestro caso, tenemos, para una producción dada de zinc, una cantidad de calor por disipar menor que en otras plantas y como el área de los baños es menor también, es menor el área expuesta al aire. Puede ser ventajoso o diferentes según la temperatura ambiente sea mayor o menor que la temperatura de los baños. En Martínez, durante el verano, la temperatura del aire se eleva sobre 105° F. y con gran humedad; si mantuviésemos la temperatura de los baños bajo 95° F., el sistema de baños absorbería calor de la atmósfera.

Estas temperaturas elevadas durante el verano (sobre 85° F.) elevan la temperatura del agua de refrigeración, y dan motivo a trabajos considerables para idear un sistema de refrigeración que sea eficiente en estas condiciones extremas. Una característica del problema es que de la solución se depositan el bióxido de manganeso y el sulfato de calcio sobre toda superficie fría; en consecuencia, se toman medidas para la extracción rápida de este depósito de cualquier sistema refrigerado. Se ensayó el enfriamiento en torres de refrigeración, por serpentines en los baños y por la circulación de las soluciones en cañerías sumergidas en agua y en todas estas formas origina-

ron molestias continuas la formación de dichos depósitos. Se resolvió el problema haciendo llegar las soluciones a una amplia artesa en cuyo fondo había cañerías de plomo apoyadas en listones de madera. El agua circulaba en las cañerías en sentido contrario a las soluciones. Puede sacarse rápidamente todo depósito que se forme en las cañerías escobillando con una escoba dura, sin interrumpir la marcha de las operaciones. También se puede reducir o impedir la formación de depósitos colocando una pieza de zinc en contacto con la cañería o aplicando un pequeño voltaje negativo, como se hace para impedir las incrustaciones en las calderas.

Todo baño se debe alimentar con una cantidad de solución fría, suficiente para mantener la temperatura dentro de límites convenientes. Por ejemplo, un baño que emplea 8,000 amp. con 3,6 volts que hacen 28,8 kw. h., de los cuales son absorbidos químicamente 18,7 mientras 10,1 aparecen como calor. Siendo la temperatura ambiente apreciablemente inferior a la temperatura de los baños, una gran parte del calor se disipa por radiación, convección, evaporación, etc. Sin embargo, suponiendo que en épocas de calor nada de este se disipe y que se necesite mantener la temperatura en los baños bajo 95° F., y supongamos que el agua entre a las cañerías de refrigeración a 65° F. y que la solución enfriada que alimenta los baños está a 70° F.; la temperatura de la solución sube 25° F. en su paso a través de los baños. El calor llevado representa 10,1 kw. o 579 B. t. u. por minuto. Por lo tanto, se puede mantener cada baño dentro de límites convenientes suministrando un poco menos de 3 galones por minuto de solución enfriada.

Un cálculo semejante nos dará para cualquier caso la cantidad máxima de solución que debe circular y el agua de refrigeración necesaria. La circulación de las soluciones se hace por medio de bombas de plomo centrífugas de un diseño standard, trabajan a entera satisfacción. La fuerza necesaria alcanza a menos de 0,5% de la energía que se gasta en la electrolisis.

Durante la electrolisis el manganeso se precipita completamente de la solución. Principia la depositación a consecuencia de la formación en el anodo de ácido permangánico, el cual reacciona con el sulfato de manganeso, como en la determinación Volhard del manganeso. Esto se demuestra por el hecho que una muestra filtrada de la solución de los baños se enturbia gradualmente por la presencia del bióxido de manganeso.

Cuando se emplea electrólisis en soluciones débiles, el bióxido de manganeso se precipita formando una corteza en el anodo y opone una resistencia cada vez mayor al paso de la corriente. Laist dice: "Insistimos en la conveniencia de extraer este bióxido de manganeso por lo menos una vez cada seis semanas".

No se presenta este efecto cuando se emplea la electrolisis en soluciones fuertes y altas densidades de corriente, a menos que se

mantengan sumergidos los anodos antes de pasar la corriente. Cuando pasa esto, la cubierta de peróxido de plomo de los anodos reacciona con el sulfato de manganeso en solución formando una corteza de MnO^2 y $PbSO^4$ la que se adhiere al anodo. Este efecto lo encontramos en Martínez y por algún tiempo no descubrimos la causa.

Estábamos usando tres catodos en un baño donde se habían destinado cinco. Después de un tiempo se retiraba un catodo, pero antes se colocaba otro en el espacio vacío entre los anodos. Esto significa que los anodos se usaban con intermitencias, en estas condiciones se formaba en la superficie de los anodos una corteza que elevaba el voltaje en los baños en 0,5 volts. Cuando se diagnosticó la causa, se tomaron disposiciones para que fuese continua la corriente en los anodos e inmediatamente se solucionó la dificultad.

El bióxido de manganeso cae al fondo del baño en un estado muy fino de división. En Martínez se tomaron medidas ocasionales para sacar de la solución, juntar, filtrar, lavar y secar este bióxido de manganeso, el cual se vendió fácilmente a 10 centavos americanos por libra. La producción normal de este bióxido de manganeso sube alrededor de 4% del peso del zinc electrolítico.

Durante la electrólisis, se agrega una solución aglutinante al electrolito en cantidad de 3 lb. de gluten por tonelada de zinc producida. Gluten u otro coloide semejante, es de una importancia capital en la formación de un zinc liso en los depósitos obtenidos con altas densidades de corriente, por más puras que sean las soluciones. "En realidad, el empleo de coloides en los baños de zinc descansa en las más puras teorías científicas. Tiende a elevar el sobre-voltaje del hidrógeno tanto en la superficie del zinc como en la de otros metales—aspecto que tiene importancia especial ya que todas las soluciones comerciales contienen cantidades relativamente considerables de impurezas. Reduce la formación de cristales en los metales y reduce la formación de "árboles" o vegetaciones que de otro modo se forman rápidamente aumentando la superficie, disminuyendo la densidad de corriente y en consecuencia el sobre-voltaje del hidrógeno en toda la superficie".

La presencia de gluten, junto con la de anodos dobles, también tiende a eliminar que salten gotas de la solución sulfúrica a la atmósfera de la sala de los baños. Este rocío, en las plantas de soluciones débiles, causa deterioros de consideración en la maquinaria. Laist ha establecido que cuando el precio del aluminio es de 50 c. americanos por libra, el deterioro de los catodos de aluminio por esta causa sube a 75 c. por tonelada de zinc producida. Elton y Caples atribuyen la formación de esta neblina a la salida brusca de las burbujas de hidrógeno debida a la redisolución del zinc, diciendo que es "directamente proporcional a la cantidad de impurezas del electrolito. . . con solución pura se formará una neblina insignificante". Laist ha establecido que, en Great Falls, "existe en todo momento esta nebli-

na de ácido sulfúrico diluido y de solución de sulfato de zinc en el aire". Es obligatorio, en estos casos, el empleo por parte de los operarios de máscaras protectoras.

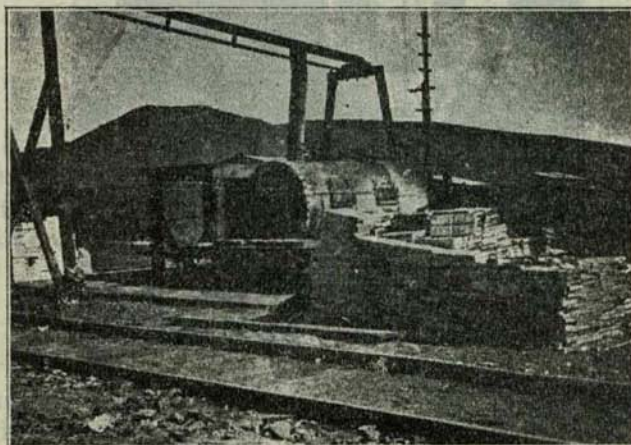


Fig. 15.—Hornos de fundición de zinc a petróleo de la planta Martínez, se ve el zinc en barras listo para embarcarlo.

En la fundición de los catodos de zinc se tienen algunos problemas interesantes. Siendo el zinc de soluciones fuertes más denso, su fusión es más sencilla que la del zinc de soluciones débiles; pero no se puede impedir que se oxide en gran parte, a menos que se emplee un flujo de cloruro de amonio. El flujo de cloruro de amonio tiene el inconveniente que la escoria no puede volver al circuito de lixiviación sin un tratamiento de purificación previo que elimine el cloruro. En las plantas de soluciones débiles, un 4 a 6 % del zinc producido se pierde en esta forma.

Constituye el problema principal en la fundición del zinc que cualquiera que sea la naturaleza del crisol empleado para fundir el metal, el óxido de zinc tiene tendencia a formar una capa aisladora entre el zinc metálico y la fuente de calor. Aún más, todo zinc electrolítico contiene muchas veces su propio volumen de hidrógeno ocluido, así que, como los catodos se colocan debajo de la superficie del metal fundido, este gas se desprende y forma una espuma metálica que se oxida rápidamente.

En la fundición de Martínez se procedía con intermitencias en lotes de 50 toneladas de catodos, utilizando pequeños hornos de reverbero alimentados con petróleo, Fig. 15. No se empleaba cloruro de amonio y toda la escoria volvía al circuito de lixiviación. Sin embargo, este método era costoso y poco satisfactorio debido a que si se deseaba aumentar la producción de zinc, se debía elevar la temperatura y crecía la formación de escoria.

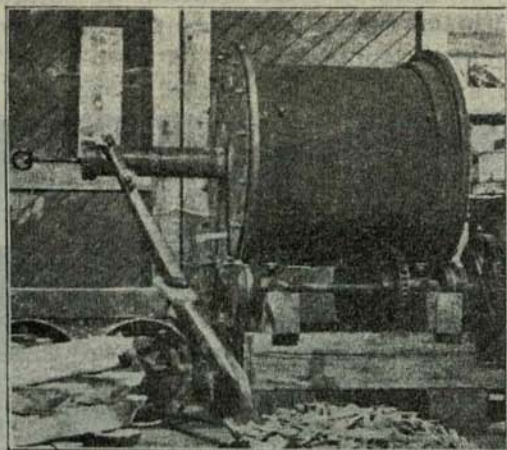


Fig. 16.—Nuevo tipo de horno eléctrico de fundición de tres toneladas en ensayo en la planta de Bunker Hill y Sullivan Mining Co. Kellogg Ida.

Recientemente hemos diseñado un horno eléctrico para fundir catodos, el cual, aunque en su etapa experimental, promete la eliminación de las actuales molestias, Fig. 16. Consiste de un tambor cilíndrico de 2 pies de diámetro y 30 pulgadas de largo provisto de hogar de ladrillos. Los elementos que suministran el calor se componen de una abrazadera de fierro de 2 pulgadas con un baño de aluminio, una cañería de fierro a prueba de calor en forma de horquilla, los dos extremos de la abrazadera salen atravesando dos discos circulares de una plancha Transite, el que cierra una abertura en el centro del disco posterior del tambor. La abrazadera está doblada en forma de un ángulo que está fuera del camino del zinc que alimenta el horno, en su otro extremo. Los extremos de la cañería están conectados con un transformador con enfriamiento de aire, este transformador baja de 2,300 volts hasta 5, 7.5 o 10 volts según sean las necesidades.

Los catodos son obligados a pasar entre dos rodillos dentados que los trituran en pedazos de 2 pulgadas cuadradas. Los pedazos de zinc caen en el horno por medio de un alimentador de tipo pistón colocado en el centro del otro disco extremo. El horno puede cerrarse completamente al aire, excepto al llevado por los trozos de zinc.

Durante la operación, el tambor rota continuamente, excepto cuando se hace la sangría del zinc. De este modo, el calor lo absorbe el revestimiento y pasa al zinc fundido en todo su rededor cualquiera que sea la cantidad de escoria que se forme en la superficie del metal. Se mantiene en todo el sistema una temperatura uniforme, evitándose

todo peligro de recalentamiento o volatilización. El movimiento de rotación junta el metal e impide que la escoria formada arrastre gotas metálicas. Los resultados obtenidos hasta ahora aseguran una pérdida en la escoria de 2,5% del peso de los catodos y se espera mejorar esta cifra cuando el horno pueda hacerse más impermeable al aire.

Este tipo de horno parece apto para una gran capacidad y puede disponerse para que la carga, sangría y moldaje del zinc sean mecánicos. Debido a la baja temperatura que emplea, los gastos de su manutención son bajos; tampoco el costo de instalación es excesivo. Según los datos de que actualmente disponemos, un horno de 25 toneladas con su transformador, costaría menos de 4,000 dollars.

GASTOS DE INSTALACIÓN

Sin lugar a dudas los gastos de instalación elevados en el procedimiento de soluciones débiles limitaron la producción de zinc electrolítico en el país, a las dos grandes plantas (Great Falls y Trail) que se construyeron y financiaron bajo el estímulo de los precios del zinc durante la guerra. Un boletín reciente del Mines Bureau se expresa así: "Con el perfeccionamiento y regularización del proceso electrolítico se han vencido mejor las dificultades, especialmente aquellas que se refieren a trabajos en gran escala y a obtener un rendimiento elevado".

Con el procedimiento de soluciones fuertes, los gastos de instalación se pueden reducir en forma efectiva. Ya nos hemos referido a la experiencia de Anaconda, las cuales dicen que la instalación de tostadores costará menos, no sólo debido a la mayor recuperación de zinc, sino también por la mayor capacidad que pueden dar los hornos de tuesta. En cuanto a los departamentos de lixiviación, basta comparar los esquemas de los procesos de soluciones fuertes (consiste en cuatro etapas) y de solución débil (con treinta y cuatro etapas). También se debe recordar que la solución por manejar en la planta de lixiviación, agitadores, filtros, purificadores, etc., es unas cuatro veces mayor en el procedimiento de soluciones débiles que en el de soluciones fuertes.

En el departamento electrolítico, el aumento de cuatro veces en la densidad de corriente, reduce considerablemente el tamaño de la planta. Hansen dice: "Los costos de los baños son inversamente proporcionales a la densidad de corriente". En el departamento generador de fuerza, el menor consumo medio de fuerza por unidad de zinc y la mayor uniformidad y estabilidad en las condiciones de la electrolisis (que permite un factor de carga elevado) tienden a reducir el capital de instalación en el proceso de soluciones fuertes.

Este proceso encuentra su mayor justificación, más bien que en

la disminución del capital de instalación, en sus ventajas metalúrgicas. Especialmente en cuanto se refiere a minerales de mayor complejidad y de zinc difícil de separar y con leyes excesivas en cobre, fierro, arsénico, antimonio, cobalto o sílice soluble. Evidentemente el procedimiento de soluciones fuertes tiene ventajas químicas en el tratamiento de los problemas descritos, y también puede aplicarse con eficiencia y en forma continua en trabajos en gran escala.

Para terminar, queremos hacer resaltar que los trabajos hechos sólo han servido para dar a conocer la extensión y riqueza del campo. El advenimiento de nuevos investigadores y la mayor experiencia en los trabajos, darán resultados mejores que los hasta ahora obtenidos, así como los de la planta Trail son mejores que los de hace 6 ó 7 años atrás. Esto esperamos demostrarlo en la nueva planta que construirá en un futuro muy próximo la Bunker Hill & Sullivan Mining & Concentrating Co.

LA NUEVA FUNDICION DE PLOMO DE MALAGA ⁽¹⁾

(Conclusión)

TALLERES DE LAMINACIÓN Y TUBERÍA.—Están todavía sin terminar de instalar y el proyecto completo consiste en colocar en el taller de laminación una caldera de fusión y un tren de laminación, construido por la casa Krupp Grusonwerk, estando suministrada la necesaria fuerza para todo el movimiento de este taller por dos motores de 100 y 30 H. P. (2).

En el taller de tubería se dispondrá de dos prensas y dos bombas construidas por la misma casa Krupp Grusonwerk, y con acoplamiento directo a motores de 30 y 15 H. P.

RECUPERACIÓN DE HUMOS.—Constituye esta instalación la parte más interesante del establecimiento que vamos describiendo, por su novedad, ya que no creemos existan más instalaciones de esta clase en España que esta que describimos, y una análoga que se ha instalado en la fábrica de superfosfatos de la Sociedad Vasco Andaluza, también en Málaga y muy próxima a esta fábrica.

Todos los humos que proceden de los distintos hornos (excepto los de desplatación y destilación que van directamente a la chimenea), conducidos por tuberías de gran diámetro (1.20 a 1.30 metros),

(1) Boletín 301/2 Mayo y Junio 1924.

(2) En la actualidad están ya estos talleres produciendo planchas y tubos.—(Nota de la R. M.)

llegan a un mezclador, del que pasan a la instalación de recuperación y de ella a la chimenea.

El sistema empleado es el de Cottrell, cuyo principio es la precipitación electrostática, conocida ya por las experiencias de Lodge, pero que no fué introducida en la industria hasta 1907 por el ingeniero americano Cottrell, y limitado su uso a los Estados Unidos, hasta que el año 1916 se puso en práctica en Francia para la precipitación de los gases cargados de ácido sulfúrico que se producían en ciertos aparatos usados en la fabricación de pólvoras; después se ha extendido rápidamente, por evitarse con su empleo los litigios incesantes que los daños a la agricultura causaban a un gran número de industrias.

El procedimiento empleado consiste en hacer pasar los gases que hay que purificar por un campo electrostático intenso, sostenido a una tensión cercana de la disruptiva. Bajo la influencia de este campo y de los gases ionizados por él y por el calor, los polvos en suspensión se electrizan y son arrastrados por el campo eléctrico para condensarse finalmente sobre los electrodos y caer, sea por la gravedad o por medio de vibraciones producidas mecánicamente, a una tolva dispuesta convenientemente para recogerlos.

La instalación que nos ocupa, construída por la casa Lurgibau, de Frankfort, se compone de una batería de 384 tubos verticales de hierro de 200 milímetros de diámetro y 3.20 metros de longitud que constituyen los electrodos positivos puestos a tierra. Estos tubos están divididos en grupos de 24, desembocando cada grupo en una cámara a la que llegan los gases que hay que purificar y terminando en una tolva, de modo que hay en total 16 tolvas; cada dos tolvas tienen su salida una frente a otra, de modo que pueden descargar en la misma vagoneta; el conjunto está dividido en dos grupos, separados por el conducto de humos, y cada uno de ellos, por consiguiente, consta de 192 tubos y ocho tolvas. Estos tubos, por su parte superior terminan en una cámara provista de un canal para la salida de los gases purificados.

Los electrodos negativos, conectados con los aparatos productores de corriente, están individualmente constituídos por un alambre de acero suspendido verticalmente en el centro del tubo, y por cuyo alambre pasa la corriente continua a 80,000 voltios; estos alambres se mantienen en su posición por un tensor.

Para evitar que los polvos queden adheridos a los electrodos y den lugar a la formación de cortocircuitos, se hace funcionar periódicamente y a mano, unos martillos oscilantes, que por las vibraciones producidas al chocar con los tubos hacen desprenderse esos polvos.

Las bocas de las tolvas, en forma de sector, están cerradas por una compuerta provista de un contrapeso para su fácil manejo; esta forma permite abrir más o menos la salida de los polvos y evita el desprendimiento brusco.

La descarga de los polvos se hace en vagonetas colgadas de un carril, que corre por entre cada dos filas de tolvas y que conduce estos polvos a los hornos Newman para su tratamiento ulterior mezclados con los minerales.

La instalación puede tratar 1,500 metros cúbicos de gas por minuto, y permite recuperar del 95 al 98% del polvo en suspensión, por lo que puede decirse que es convenientísima, por evitar los perjuicios que pudieran ocasionarse a la agricultura y económicamente, por las muchas toneladas de plomo que se recuperan.

La corriente necesaria para estos aparatos se produce en la forma siguiente: en una instalación, se toma la corriente trifásica de la línea general de la fábrica a 380 voltios, y por dos transformadores de la casa Lurgibau, con una capacidad cada uno de 18 kilovatios, se transforma en 220 voltios, después tres transformadores de 15 kilovatios transforman la corriente trifásica de 220 voltios en monofásica de 80,000 voltios, y por medio de tres conmutadores mecánicos a disco, accionados por tres motores síncronos, es rectificada la corriente monofásica de alta tensión en continua del mismo voltaje.

Los motores síncronos son de 0,74 kilovatios de potencia y 220 voltios.

Todas las partes metálicas de la instalación están cuidadosamente unidas a tierra, y los aisladores convenientemente colocados, y todo en grandes condiciones de seguridad.

Para el caso de formarse un cortacircuito en algún punto, hay una disposición en uno de los interruptores, por la que cae una varilla que establece un contacto y hace sonar una sirena colocada en la puerta de la caseta de transformación.

CHIMENEA.—Tiene una altura total de 100 metros; el diámetro en la base es de 8,06 metros exterior y 5,50 interior, y en la coronación cuatro metros diámetro exterior y 3,50 metros interior; es de ladrillo.

Se ha calculado la construcción, de modo que la presión sobre el terreno es de 1,100 kilogramos por centímetro cuadrado.

Como dato curioso, se han consumido en la construcción de la columna de esta chimenea 1,400 toneladas de ladrillo.

En los cimientos se gastaron 800 metros cúbicos de grava y 250 toneladas de cemento.

DEPÓSITOS DE MINERALES.—Están contruídos de cemento armado y con una capacidad total de 5,000 metros cúbicos, lo que hace de 20 a 25,000 toneladas; son tres, separados entre sí en la parte superior por las vías de acceso de los vagones, y por las bóvedas inferiores corren las vagonetas colgadas que transportan los diversos materiales a los hornos.

Los transportes están bien estudiados, tanto que se han reducido

al *mínimum*; así por ejemplo, la distancia de los depósitos a los hornos de Newman es sólo de algunos metros.

Como la fábrica posee un ramal de unión a los Ferrocarriles Sub-Urbanos de Málaga a Coín y otro a la línea general de los Ferrocarriles Andaluces, pueden llegar los vagones de ambas Compañías a los depósitos, porque la vía establecida se compone de tres carriles, dado el ancho normal de los Ferrocarriles Andaluces, que es de 1,73 metros, y el de los Sub-urbanos, que es de un metro.

Para el servicio interior de la fábrica, los vagones son arrastrados por una locomotora con motor de bencina de 60 H. P. de potencia.

ENERGÍA EMPLEADA.—Se calcula en 200 H. P. la fuerza máxima necesaria, en plena marcha, para todos los servicios de la fábrica.

La fábrica recibe la energía eléctrica de que dispone de la Hidro-eléctrica del Chorro. La corriente trifásica, a 2,500 voltios llega al recinto de la fábrica por cable armado y subterráneo; a la sala de máquinas y en un compartimento reservado y por debajo del piso de dicha sala se rebaja la tensión de 2,500 a 380 voltios, en dos transformadores de capacidad de 300 kilovatios cada uno, construídos por la casa Garbe-Lameyer, de Aquisgram.

La corriente secundaria pasa a un cuadro de distribución, de donde salen las cuatro líneas siguientes: una para los hornos Newman y talleres; otra para las naves de desplatación, instalación Cottrell y horno alto; la tercera, para la laminación y la cuarta para la fabricación de tubería.

La instalación está provista de todos los aparatos necesarios.

CENTRAL DE RESERVA.—Para suplir las deficiencias de la Hidro-eléctrica del Chorro hay una Central de reserva, compuesta de un motor Diesel, construído por la casa Augsburg-Nuernberg, en Augsburg (Alemania), modelo vertical, de tipo S. 3. V. 26/36 de tres cilindros, cuatro tiempos y simple efecto, con 375 revoluciones por minuto y 120 H. P. de fuerza.

Se emplea de combustible FUEL OIL, que da 10,000 calorías por kilogramo.

Este motor acciona un generador trifásico de 100 kilovatios de potencia; tensión 380-410 voltios; frecuencia 50 períodos; revoluciones por minuto, 375. El generador está acoplado directamente al motor Diesel y a la excitatriz de corriente continua de 125 voltios y 3 kilovatios, con arrollamiento compound.

Este grupo marcha admirablemente, y en la sala de máquinas se ha dejado espacio para poder colocar dos grupos iguales.

DEPÓSITO DE AGUA.—El agua utilizada en los diferentes servicios de la fábrica es elevada a un depósito de cemento armado, construído por la casa Luis Rank, de Sevilla, que tiene una capacidad de 100 metros cúbicos. La altura del fondo del depósito sobre el terreno es de 15 metros.

En una caseta situada debajo del depósito se han instalado dos bombas centrífugas, con acoplamiento directo a dos motores.

Las bombas centrífugas de la casa Fr. Groepel, de Bochun (Alemania), elevan dos metros cúbicos de agua por minuto a 20 metros de altura, 1,460 revoluciones por minuto. Los motores trifásicos están contruidos por la A. E. G., de Berlín; son del tipo V. D. 1,500/20, para 380 voltios, 50 períodos y 20 kilovatios de potencia.

El agua del depósito se distribuye desde éste a los distintos edificios y aparatos por tuberías subterráneas de 100, 75 y 50 milímetros de diámetro.

DEPENDENCIAS.—A la entrada de la fábrica, y en amplios locales perfectamente ventilados, se hallan instaladas las oficinas, laboratorio muy completo, con los elementos necesarios para ensayo por vía seca y análisis de toda clase de productos; enfermería, con mesa de operaciones; camilla y aparatos; cocina, comedor para los obreros, con mesas cubiertas de chapa galvanizada, y, por consiguiente, fácilmente lavables; vestuario, en el que hay un armario para cada obrero y lavabos para los mismos, estando esto estudiado de modo que, para entrar en el comedor, hay que pasar forzosamente por el vestuario-lavabos, habiendo empleados que cuidan de que no pasen sin haberse lavado antes de la comida.

Hay también baños y duchas, y una pequeña cantina.

Por supuesto, existen también retretes y urinarios con todas las condiciones higiénicas; y por cierto los urinarios están instalados por bajo del canal que separa los grupos de tubos de la instalación Cottrell.

TALLERES.—El taller de reparaciones es un local de 23 por 12 metros de superficie, y en él están instaladas las máquinas siguientes:

Dos tornos, una máquina de taladrar, una cepilladora, una tijera, una sierra, una máquina para curvar chapas, tres fraguas y, además, un soplete para soldaduras autógenas.

Todos estos aparatos están accionados por un motor de 15 H. P. y otro de 3 H. P.

En el taller de carpintería, que ocupa una superficie de 12 por 5 metros, están instaladas las siguientes máquinas: una sierra de cinta, una sierra de disco y una máquina para cepillar.

ALMACÉN.—Ocupa este local una superficie de 12 por 12 metros, y en él se custodian los artículos de uso corriente en la fabricación.

CASAS PARA OBREROS.—La Sociedad propietaria ha comprado, fuera del recinto de la fábrica y al otro lado del camino que conduce al barrio de Huelin y a la carretera de Cádiz a Málaga, una extensión de cuatro a cinco hectáreas de terrenos para construir en ellos una barriada obrera; en la actualidad se ha empezado la construcción del primer cuartel o grupo de casas.

Para terminar, diremos que a uno y otro lado del alto horno se ha dejado sitio suficiente para instalar, a un lado, convertidores para

la calcinación de minerales, caso de adquirir algunos más impuros que los actualmente tratados, y al otro lado, algún otro alto horno.

Finalmente, entre los talleres de laminación, y depósito de agua y el límite de los terrenos propios existen grandes espacios libres, donde tal vez el día de mañana puedan establecerse industrias auxiliares o derivadas, como fabricación de minios, albayalde, ácido sulfúrico, etc., etc.

Aunque la capacidad actual de la fábrica es de unas 28,000 toneladas de plomo por campaña anual, o sean, unas 35,000 toneladas de mineral, está dispuesto todo para poder duplicarla utilizando los mismos terrenos y construyendo los nuevos aparatos en posición simétrica con los que están instalados actualmente.

LUIS SOUVIRON DEL RÍO,

Ingeniero Jefe del distrito minero de Málaga.
(De la Memoria estadística de Abril de 1923).

EL DESARROLLO RECIENTE DE LA INDUSTRIA DEL HIERRO Y DEL ACERO EN LA INDIA

POR

CHARLES PAGE PERIN

Ingeniero Consultor.—Nueva York

Sir Thomas Holland llamó a la India la tierra de la paradoja por estar compuesta de dos partes completamente diferentes no sólo en su historia geológica, sino también en su topografía, que es el resultado directo de su pasado geológico. Hacia el norte se encuentran magníficas y altas montañas cubiertas de nieves perpetuas y ventisqueros en eterna soledad; a sus pies se hallan grandes pampas formadas por las cuencas de los ríos que unas veces son arenosas y quemadas por el ardiente sol y otras veces cultivadas o sumergidas por las aguas y bajo una atmósfera de vapor. Al sur se extiende la gran planicie central en cuyas selvas ancestrales se esconden todavía las tribus aborígenes. En la Península Indica se encuentra una de las pocas regiones de la tierra que haya resistido todas las tendencias a plegamientos desde los tiempos más remotos a que nos llevan los records de la paleontología. En la región del Himalaya, por el con-

trario, el plegamiento de la superficie terrestre ha producido durante la última época geológica la mayor de las cadenas de montañas de la tierra. Los geólogos asumen que aquella parte de la India que se encuentra más abajo de la planicie Indo-Gangetic, formó parte del viejo continente Indo-Africano conocido por el nombre de continente Gondwana. Entre las islas Seychelles que están unidas a Madagascar y al Africa por aguas de poca profundidad y las islas de Laccadive y Maldive, que pertenecen al continente Indico, existe, una protuberancia submarina que impide a las corrientes frías del Antártico—que caracterizan las grandes profundidades en el océano Sud-Indico—seguir hasta el océano Arábigo que tiene una temperatura mucho más alta que las aguas que están a una misma profundidad al sur de la protuberancia mencionada. Estos son los restos del antiguo continente que se ha sumergido lo suficiente para separar la India del Africa del Sud, pero que existe todavía en la forma de una gran protuberancia entre las grandes depresiones al noroeste y sud-este.

Este viejo continente posee estratas carboníferas conocidas por el nombre de Gondwana. Los grandes cambios en la geografía física, que tuvieron efecto hacia el final del cretáceo y a principios del terciario, tuvieron como consecuencia la destrucción del antiguo continente Gondwana y fueron seguidos por el solevantamiento de la cadena del Himalaya. Estos movimientos orogénicos parecen haber sido causados o acompañados, por extrusiones ígneas de una violencia extraordinaria. Las grandes masas de lava básicas que cubren más de 200,000 millas cuadradas en la península Indica, son sólo un fragmento de la enorme corriente que debe haberse extendido sobre esta superficie y probablemente sobre una porción mucho mayor del viejo continente de Gondwana hacia el oeste y el sur y, que yace ahora bajo el océano Indico o que ha sido destruído por la denudación.

Entre otros fenómenos similares acaecidos en otras partes del mundo y aproximadamente al mismo tiempo, pueden mencionarse las grandes masas basálticas del noroeste de Europa, y la serie de Laramie en los Estados Unidos, que forma un paralelo muy similar al caso de la roca Deccan de la India.

Las grandes masas de lava que ocupan la mayor parte del llano del Deccan, cubren todas las rocas de mayor antigüedad y llenan todos los valles anteriores, nivelando toda la superficie del país. Una denudación subsiguiente ha cortado todas estas masas de lava formando terrazas y conos de cimas horizontales, que han dado lugar a la gran cadena oeste del Ghat Range, cuyos escarpados contornos se elevan a 4,000 pies de altura y que indican que sólo una parte del gran espesor original de la lava, cenizas y mantos de gredas interstratificadas y acumuladas existen en la actualidad. La roca llamada "trap" es, por lo general, una variación de basalto a base de olivena o andesita a base de augita.

Hay expuestas, en ciertas partes de la India, estratas de "Gondwana" que contienen rocas del carbonífero superior o del permo carbonífero. Las secciones que contienen mantos carboníferos explotables parecen haberse corrido hacia abajo, casi siempre por efecto de fallas, hasta entrar a formar parte de las grandes masas cristalinas de la Península. En un principio éstas debieron haber cubierto una superficie mucho mayor; pero, como la Península ha estado expuesta desde su formación a la libre acción de los agentes atmosféricos, las series "Gondwana" han sido, lo mismo que las rocas más antiguas destruidas parcialmente y los mantos carboníferos que se conservan en la India forman sólo una fracción de los que debieron existir en otro tiempo. Pedazos separados de rocas Gondwana, incluyendo mantos carboníferos, han sido envueltos en los plegamientos del área extra Peninsular, en el distrito Darjeeling y en el norte de Assam. La serie de pedazos de Gondwana, que determina la dirección del río Damodar, en Bengal y en Bihar y Orissa, incluye los depósitos de carbón de mayor valor de la India. El río Damodar pasa a través de los yacimientos carboníferos de Jherria. La subdivisión más baja de la serie Gondwana se llama la serie Talcher, que tiene un espesor total que probablemente no excede de 800 pies. Los mantos posteriores que le siguen han sido agrupados bajo el nombre de la serie de Damodar y están subdivididos en Bengal en tres grupos: el Ranigunj, el "Ironstone Shale" y el Barakar. En las series del Damodar es donde se encuentra el carbón de mayor valor. Las rocas con que éste se encuentra asociado son todas areniscas y gredas, que algunas veces alcanzan un espesor de 10,000 pies. Las gredas del "Ironstone" contienen masas de mineral de hierro impuro que ha sido explotado por la Barakar Iron Works, durante un número de años. Este mineral es bajo en hierro y alto en fósforo.

India tiene 1.820,657 millas cuadradas, o poco menos de 60% del área de los Estados Unidos. Esta superficie contiene una población de 315 millones. La densidad de población por milla cuadrada varía de un término medio de 175 hasta 800 habitantes por milla cuadrada en ciertos distritos.

De la población total el 60,6% está bajo el dominio de los ingleses y el 39,4% bajo el control de príncipes indios.

Lord George Hamilton, durante el tiempo que fué Secretaric de Estado para la India, se puso en comunicación con Mr. Jamsetji Nusservanji Tata, un distinguido Parsee de Bombay, quien había alcanzado un gran éxito en la industria algodonera y le aconsejó que dedicara sus actividades a la manufactura del hierro y del acero en la India, a fin de restaurar a este país el renombre que había tenido hacía 2,000 años atrás, como país productor de hierro y acero. Como resultado de estas conversaciones Mr. Tata se dedicó con entusiasmo al asunto y en 1902 comisionó al que esto escribe para que estudiara

los minerales de hierro en los distritos de Chanda, en las provincias Centrales.

Más tarde estas investigaciones se extendieron sobre una distancia de cerca de 1,000 millas al este y al oeste, y cerca de 400 millas al norte y sur. Mr. C. M. Weld, de Nueva York, estuvo durante tres años a cargo de estos estudios geológicos. Su trabajo incluyó no sólo el cateo en busca de minerales de hierro, sino estudios en los campos carboníferos, y el descubrimiento de los otros minerales necesarios para la producción del hierro. Se descubrieron muchos nuevos yacimientos de mineral de hierro y de los antiguos se encontró que muchos sólo contenían tonelajes insignificantes. Nuestras investigaciones estuvieron limitadas a la Península Indica al sur del valle del Ganges, en su mayor parte en regiones que no habían sido previamente estudiadas por el servicio Geológico de la India, debido a que se encontraban en estados independientes o feudatarios.

Nuestros primeros estudios pusieron de manifiesto que los bosques no tenían densidad suficiente para garantizar el establecimiento de hornos de carbón en las provincias Centrales en la región donde Mr. Tata había obtenido concesiones. Por lo tanto, se extendieron las investigaciones hacia el este, con el objeto de acercarse hacia las minas de carbón de Bengal, que estaban entonces lo bastante desarrolladas para producir un tonelaje considerable. Nuestros estudios de los minerales de hierro de Chanda nos demostraron la presencia de un mineral en su mayor parte magnético, que contenía 69% de hierro metálico y 0.01 por ciento de fósforo. Nuestro próximo trabajo de importancia se llevó a cabo en las provincias Centrales al sur del ferrocarril Bengal-Nagpur, en un lugar llamado Dhullee-Rajara. Aquí Mr. Weld demostró, por medio de sondajes con sondas de diamantes la existencia de un depósito que contenía 2½ millones de toneladas y un yacimiento adyacente que se asumía contuviera 7½ millones de toneladas, lo que sumaba una reserva total en el distrito de Raipur de 10 millones de toneladas de mineral de hierro, que contenía de 67% a 68% de hierro metálico, con 0.06 a 0.09% de fósforo. Este yacimiento de mineral de hierro se sabe ahora que se extiende considerablemente hacia el sur, con un tonelaje cuya estimación varía entre 20 y 30 veces el probado. La extensión hacia el este de nuestras investigaciones fué la causa de que se hiciera un contrato para el arriendo de yacimientos que se encuentran en el estado del Maharaja de Mourbhanj. El primero, o sea el de Gurumahisani, sobre el que se basó el proyecto Tata para la manufactura de hierro y acero, se estimó al principio que contenía 7½ millones de toneladas de mineral de 60 a 63% de hierro metálico y 0.01 por ciento de fósforo. Este yacimiento y los otros que se encuentran en el mismo estado, se estiman ahora que contienen 39,400,000 toneladas de minerales no titaníferos con 60 a 67% de hierro metálico.

Después de obtener el arriendo del mineral de hierro con una

regalía de $2\frac{1}{2}$ annas (5 centavos oro americano) por tonelada, sobre un período de 60 años, se decidió construir los altos hornos en Kalimati, cerca de Tatanagar, donde existía una posición conveniente, por estar sobre la línea del ferrocarril Bengal-Nagpur, cerca de la Seni Junction, a una distancia de 155 millas de Calcutta. El que el sitio elegido para construir los altos hornos tuviera el agua necesaria, fué uno de los problemas de difícil solución que se presentaron, pues no sólo era necesario asegurar el agua para la usina, sino también para la ciudad que con seguridad la primera daría origen. Esta se obtuvo en la confluencia de los ríos Khorkai y Subernareka.

El punto seleccionado estaba aproximadamente a 100 millas del carbón, a 40 millas del mineral de hierro y a 100 millas de los depósitos de dolomita. Cuando se presentó el proyecto Tata a los banqueros, la historia de la India con respecto al éxito alcanzado en la industria del hierro dejaba mucho que desear.

HISTORIA DE LA INDUSTRIA DEL HIERRO

Los naturales del país acostumbraban fundir el hierro en pequeños hornos de barro que tenían de cuatro a cinco pies de altura, empleando carbón de bamboo como combustible y para obtener tiraje, al principio aprovechaban los vientos solsticios y después fuelles de mano.

Cerca de Katub Minar, cerca de Delhi, existe una famosa masa de hierro dulce que pesa seis toneladas, en la forma de una pilastra sólida, llamada la Pilastra de Asoka o la Pilastra de Hierro, que mide 25 pies 8 pulgadas de altura y de un diámetro medio de 14 pulgadas más arriba de su base, que alcanza 2 pies 4 pulgadas por abajo. Hasta el día de hoy ha mistificado a los que han querido explicarse la manera cómo se produjo.

“Wootz” o acero indio es uno de los orígenes probables de las en un tiempo famosas espadas u hojas de damasco. Parte de este acero fué enviado a Inglaterra y empleado en la construcción del puente de Londres construído a principios del siglo XIII.

En 1830 Mr. Heath había empezado, de una manera modesta una fundición de hierro en Porto Novo en la costa de Madras. Durante varios años esta fundición pudo seguir trabajando gracias a un subsidio del gobierno y al capital de Mr. Heath, hasta que fracasó en 1837.

En 1853 se formó una nueva compañía, la East India Iron Company, que suspendió sus operaciones en 1874. Esta pequeña planta empleaba carbón como combustible.

En 1875 la Barakar Iron Works empezó a producir cerca de las minas de carbón de Jherria, 143 millas al noroeste de Calcutta. Sus primeros esfuerzos terminaron en el fracaso. Comenzaron a trabajar de nuevo en 1881 y después de una carrera bastante accidentada,

fué organizada de nuevo bajo el nombre de Bengal Iron & Steel Company en 1889. Hasta 1906 este plantel dependía de los minerales de hierro que se encuentran en las tobas de "ironstone" y sólo después del descubrimiento de los ricos minerales de hierro en el estado de Mourbhanj por los intereses Tata, el Bengal Iron & Steel Company se lanzó a explorar y descubrió yacimientos de minerales a 70 millas al oeste de los que trabajaba la Tata Iron & Steel Company a corta distancia de la estación de Manharpur sobre el ferrocarril Bengal-Nagpur.

El distrito de Manharpur ha sido informado por competentes ingenieros de minas ingleses y los tres grandes yacimientos en las proximidades de Buda Baru, se estima que contienen más de 300 millones de toneladas de magnetita rica, con más de 60 a 65% de hierro metálico y 0.10% de fósforo. Hay áreas que contienen hasta 67% de fierro metálico, pero el porcentaje permanece bastante uniforme. La firma Bengal Iron & Steel Company trabaja con cuatro altos hornos, con una producción posible de 80 toneladas diarias cada uno. Los altos hornos tienen hornos Simon-Carves para coque, con planta para recoger los subproductos. Estos hornos producen la mitad del coque que necesita el establecimiento y la otra mitad lo compra a los productores en las minas de carbón de Jherria. Durante la guerra uno de sus altos hornos estuvo dedicado a la producción de ferro-manganeso.

Cuando efectué mi primera visita a la India en 1904, la firma Bengal Iron & Steel Company acababa de parar su fábrica de acero que consistía en dos pequeños hornos básicos tipo hogar abierto y una fábrica de blooming y laminación. Esta fábrica fracasó y no ha trabajado desde 1905. Esta compañía tiene trabajando ahora una gran fundición de hierro en la que se fabrican durmientes y sillas de hierro, lo mismo que cañerías de hierro hasta un diámetro de 12 pulgadas.

En 1907 se formó la firma Tata Iron & Steel Company y comenzó sus operaciones cinco años más tarde. Kennedy, Sahlin & Company fueron los ingenieros constructores y levantaron la primera planta que consistía en dos altos hornos, cuatro hornos básicos tipo hogar-abierto de 40 toneladas de capacidad, una fábrica combinada para manufacturar rieles y acero laminado y otro para hacer barras de 16 y 10 pulgadas.

Por razones de economía en el costo inicial de la planta, se instalaron 180 retortas para coque tipo Coppee, sin recuperación de subproductos. El coque producido en estas retortas de polvo de carbón de las minas de Jherria, lleva de 17 a 20% de ceniza y en Inglaterra y América sería considerado como un combustible muy poco conveniente para altos hornos, pero con un mineral de hierro puro que contiene poca alúmina y sílice, el funcionamiento de los altos hornos ha sido bastante satisfactorio desde sus comienzos.

El tonelaje de estos dos hornos construídos para producir 200 toneladas diarias cada uno, ha sido aumentado hasta un término medio de 375 toneladas. La capacidad de cada uno de los hornos tipo hogar abierto, ha sido aumentada para producir 58 toneladas cada uno y además se han añadido tres hornos de 75 toneladas de capacidad cada uno.

Cuando empezó a trabajar la fundición Tata, nuestras investigaciones respecto a las importaciones de la India mostraban un tonelaje de 600,000 toneladas de acero en que se incluían una forma muy variada de productos. Al principio se decidió satisfacer sólo una parte de las necesidades de la India con respecto a rieles de ferrocarriles, acero para construcciones y barras. Las necesidades de la India con respecto al acero han aumentado de tal manera que las importaciones han aumentado 100% en 15 años, a pesar de la manufactura de hierro y acero en el país.

Los trabajos de la fundición Tata en la producción de acero tuvieron al principio que luchar contra todas aquellas dificultades que son de esperar al poner en movimiento un procedimiento técnico completo en un país donde las condiciones climatéricas son del todo contrarias y donde no existen reservas de trabajadores competentes para substituir los que por una razón u otra no podían continuar trabajando.

Las especificaciones del Gobierno de la India con respecto a rieles son extremadamente severas, pero estas dificultades fueron al fin resueltas.

El Gobierno tenía empleado como inspector metalúrgico al Dr. A. Mc. Williams, de Sheffield, quien es bien conocido entre los miembros del Instituto como un metalurgista distinguido y sus consejos fueron de gran valor para conseguir que los productos de la planta de acero alcanzara el grado de bondad demandado por el Gobierno de la India.

Al comienzo de las operaciones, el personal estaba compuesto de unos pocos americanos en la sección hornos, ingleses en la laminación y alemanes en el departamento de hornos tipo hogar-abierto.

El tipo aventurero dispuesto a ir al trópico, no es por regla general el de mayor técnica y el proceso de eliminación se llevó a cabo rápidamente. Sin embargo, no fué hasta fines de 1913 que las operaciones de fabricar y laminar acero puede decirse que se llevaron a efecto con éxito. Después de esa fecha la presión a que ha sido sujeto el Directorio para conseguir mayor producción ha sido muy grande y la planta en su estado actual deberá alcanzar una producción de un millón de toneladas al año.

Después del éxito obtenido por la firma Tata Steel Works, se han formado otras empresas y ahora están en construcción por la casa Indian Iron & Steel Company, dos hornos modernos. Esta compañía ha obtenido su mineral de hierro del distrito de Singhbhum, un

poco al sur de los yacimientos de la Bengal Iron & Steel Company. Se han hecho varios cálculos del tonelaje en poder de esta compañía, pero un solo depósito, según sus propios informes contiene más de 150 millones de toneladas de mineral de 65% sobre un nivel que se puede explotar por socavones. Esta compañía tendrá que transportar su mineral por un ferrocarril en construcción a una distancia de unas 200 millas hasta sus hornos, los que se piensan construir en las proximidades de las minas de carbón.

Además hay otros dos proyectos de fundiciones de fierro y acero en curso de formación; uno está en manos de los señores Villiers & Company, en el cual algunos de los productores ingleses han tomado un interés considerable. Esta compañía tiene el propósito de construir dos hornos a poca distancia de Calcutta en la región donde se ha descubierto recientemente carbón y hierro. Aquí también se han encontrado yacimientos que poseen tonelajes de mineral de hierro que parecerán extraordinarios a esos miembros del Instituto que han estimado con gran cuidado las futuras reservas de mineral de hierro.

La última compañía que se ha formado está dirigida por personas que poseen el control de una extensa superficie de carbón apto para ser transformado en coke, y han obtenido depósitos de fierro cuyo contenido se ha estimado entre doscientos y trescientos millones de toneladas. Tengo la seguridad que estos números causarán sorpresa a los miembros del Instituto y darán la impresión de ser lo que el Profesor Shaler llamó "generalizaciones temerarias basadas sobre hipótesis insuficientes". Sin embargo, el caso no es tal; y desde el comienzo de la guerra, partidas de cateadores han estado continuamente en el terreno trabajando en un cuadrilátero de 400 millas de norte a sur, tomando a Calcutta como punto noreste.

Después de las investigaciones llevadas a cabo por unos veinte cateadores, que son ingenieros experimentados y geólogos relacionados con las diferentes compañías que han conducido estas investigaciones se ha estimado que hay 20,000 millones de toneladas de mineral de alta ley a una distancia máxima del combustible de 500 millas y a una distancia media de 120 a 130 millas. Durante la guerra, la compañía Tata añadió a sus reservas de mineral un tonelaje grande, anticipando un gran aumento en el tonelaje de fierro bruto que se producirá en el futuro. Uno se pregunta naturalmente si existe suficiente combustible para fundir el enorme tonelaje de que se habló anteriormente. En la actualidad el desarrollo de esas superficies de estratas "Gondwana", a los cuales yo me he referido como las que contienen mantos carboníferos, no han dado base a la esperanza que haya un tonelaje suficiente de carbón para este propósito, si el comercio continúa consumiendo una proporción cada vez mayor del tonelaje.

(Continuará).

EL PROCEDIMIENTO HOLT-CHRISTENSEN

INTRODUCCIÓN

Las experiencias de cloruración de minerales de plata mediante una tuesta con insuflación de aire se comenzaron en 1911 por Theo. P. Holt y N. C. Christensen, en la Universidad de Utah, en Salt Lake City, Utah, E. U. El trabajo se inició como una tentativa para obtener un procedimiento barato que permitiera recobrar la plata y el cobre de minerales de baja ley intratables económicamente por dos métodos entonces en uso. Como resultado del estudio comenzado en esa fecha se obtuvo un procedimiento que recurre a una tuesta con insuflación de aire para clorurar la plata y el cobre, los cuales son en seguida lixiviados en una solución de lejía ácida para ser precipitados después por virutas o limaduras de fierro.

La superioridad de una tuesta de esta naturaleza sobre la antigua de los hornos de reverbero o Kilms, está en lo siguiente:

1.º Se ha constatado que se obtiene una buena cloruración con mineral triturado de $\frac{1}{8}$ " a $\frac{1}{4}$ " de tal modo que se hace innecesaria la molienda fina requerida en los hornos de tipo más antiguo;

2.º Las pérdidas por volatilización del polvo se han reducido a cantidades despreciables, gracias a la presencia de una capa húmeda y fina de mineral mezclado sobre la zona de tuesta;

3.º No requiere combustible siempre que el mineral contenga a lo menos 5% de azufre en forma de sulfuro;

4.º Se observa un gran ahorro de mano de obra comparada con la que exigían los hornos antiguos; y

5.º Proporciona un lixivante barato y eficiente como es la lejía cuya sal la recibe del mineral tostado y su ácido de los gases de tuesta.

Todo esto tiende, pues, hacia la obtención de rendimientos más altos y trabajo más barato que cualquier otro de los antiguos procedimientos de cloruración y la base del nuevo sistema es la aplicación de la tuesta con insuflación de aire a la cloruración de minerales.

LA PRÁCTICA DE PARK CITY

El proceso se aplicó comercialmente primero al material de relleno de los disfrutes de la mina Ontario en Park City, Utah. Este material era de naturaleza compleja pues contenía minerales oxidados de plomo, zinc, cobre y fierro y daba alrededor de 350 gramos de plata por tonelada. El primer horno que se empleó fué un simple conducto de cemento con parrillas de madera debajo de las cuales

había una cámara de aire. El horno trabajaba intermitentemente, la carga una vez tostada se retiraba íntegramente y se preparaba un nuevo fuego para encender la carga nueva que se vaciaba en el horno. Más tarde se introdujo el horno continuo Holt-Dern que representó un gran progreso comparado con el tipo intermitente. Este horno tenía parrillas móviles a las que se daba movimiento durante unos pocos minutos cada 2 ó 3 horas descargando así una porción de la carga tostada dejando un resto suficiente para encender la nueva carga vaciada por arriba.

Del molino de Park City resultaron muchos detalles nuevos para hacer más práctica la explotación de la planta. Para elevar las soluciones se adoptó el aire comprimido; para los estanques y el horno, el material más apropiado fué el concreto y así fué cómo se llegó por fin a obtener un procedimiento comercial.

Es interesante anotar la comparación del nuevo costo de trabajo en Park City con los procedimientos antiguos. La Ontario es una antigua y famosa mina de plata. Uno de los primeros tratamientos usados para sus minerales consistía en una tuesta clorurante seguida de una amalgamación de la plata, posteriormente se introdujo el procedimiento Patera con hornos Stetefeldt para la tuesta clorurante y lixiviación por el hiposulfito.

Las estadísticas de la mina señalan el costo de la tonelada tratada como sigue:

Amalgamación.....	16.00	dollars
Patera.....	8.00	»
Holt-Christensen.....	2.50	»

INSTALACIONES EN EL DISTRITO DE TINTIC

Se construyeron dos molinos consecutivamente en este distrito. El primero, el de la Tintic Milling Co., ha trabajado durante muchos años como una planta compradora de minerales compitiendo con los fundidores de Salt Lake Valley. El segundo molino lo construyó la Tintic Standard Co., uno de los mayores productores del distrito de Tintic. Ambos molinos tienen una capacidad de 200 toneladas en 24 horas y han trabajado satisfactoriamente. La recuperación de la planta ha variado del 80 al 90% habiendo recuperado también bastante cantidad de plomo y cobre.

En estos molinos se han introducido mejoras posteriores tanto en la construcción como en el trabajo mismo de tal modo que hoy día el procedimiento constituye un método para tratamiento de minerales perfectamente demostrado. A. Mr. Theo. P. Holt que ha estado a cargo de la planta de la Tintic Milling se debe la mayor parte del estudio y de las reformas introducidas.

INTRODUCCIÓN EN BOLIVIA

En Bolivia se ha tratado, durante años, un gran tonelaje de minerales de plata por el antiguo procedimiento Patera en sus diversas formas, debido a la ventaja económica de embarcar un producto con alta ley de plata. Los costos ordinarios varían entre 6 y 10 pesos, moneda americana por tonelada tratada y el rendimiento es varias veces superior al 70%. De aquí que sólo se hayan tratado minerales relativamente ricos en plata existiendo un gran tonelaje de desmontes y minerales que esperan un tratamiento barato y eficiente para la extracción de la plata. En 1919 se comenzó a experimentar el procedimiento Holt-Christensen para tratar estos minerales por V. J. Hampton y el que esto escribe y como resultado de estas experiencias la Compañía Beneficiadora de San Vicente instaló una planta y con estudio más extenso también la Compañía Huanchaca de Bolivia.

Ha sido un acontecimiento interesante para la minería la aparición reciente de un procedimiento de retratamiento por medio del cual se pueden tratar eficazmente minerales de alta ley en azufre y su desarrollo ha producido un interés creciente de parte de varias compañías mineras Sud-Americanas.

APLICACIÓN DEL PROCEDIMIENTO HOLT-CHRISTENSEN

Es adaptable a la mayoría de los minerales con plata y cobre, de los cuales quiere extraerse uno o ambos metales. Minerales con alta ley en cal y plomo son difíciles de tratar. Alrededor de 5% de azufre proporciona el combustible necesario para la tuesta. Si el mineral tiene menos de 5% la diferencia se puede obtener agregando pirita de fierro o carbón, si tiene más se puede bajar la ley en azufre mezclándolo con productos ya tostados.

Como todos los procedimientos de cloruración, este método requiere de 4 a 10% de sal de aquí que el precio de la sal sea una cuestión importante.

El mineral tostado puede tratarse por hiposulfito o por una lejía ácida. Si se usa el primero para la precipitación se emplearán polisulfuros alcalinos, si el segundo, limaduras o virutas de fierro. Cualquiera que sea el método de lixiviación los productos finales contienen de 30 a 60% de plata y pueden convertirse fácilmente en barras de plata si se desea.

El procedimiento se puede aplicar no sólo para minerales con plata o cobre, sino que también es aplicable a la cloruración de minerales de estaño argentífero y a la oxidación de minerales simples piríticos de estaño.

ROBERT D. FERRON.

ANACONDA COPPER MINING Co. (1)**Compañía Sud-Americana**

Las propiedades de la Andes Copper Mining Co. situadas en Potrerillos, Chile, han desarrollado 138.890,509 toneladas de mineral con ley de 1,498% de cobre (2). El desarrollo y preparación de la mina ya basta para satisfacer la producción en relación con una planta metalúrgica. Los problemas metalúrgicos han sido resueltos y los resultados obtenidos con ensayos de cantidades de más o menos 5,000 toneladas han sido del todo satisfactorios. El yacimiento se presta para la explotación y los resultados metalúrgicos obtenidos aseguran a esta mina que llegará a ser una de las grandes productoras a bajo precio. Las condiciones del mercado del cobre son tales, que no convenía empezar la producción de la planta.

Las propiedades de la Santiago Mining Co. cuyo desarrollo, aunque detenido en 1921, había avanzado suficientemente para la producción que requería la planta metalúrgica.

THE CHILE COPPER Co.**Memoria del año 1923**

La Memoria de la Chile Copper Co., para el año 1923 da a conocer una entrada líquida de 15.026,680 dollars fuera de impuestos e intereses, contra 4.886,954 dollars en 1922. Después de cargar la depreciación y de incluir 1.810,637 dollars de utilidad obtenidos en la venta del cobre, pero que no se entregaron durante el año, las utilidades líquidas alcanzan a 14.721,264 dollars, equivalentes a 3.35 dollars por acción (acción de 25 dollars) en un capital de 109.776,500 dollars. No se ha descontado nada en el capítulo correspondiente a la depreciación de la mina porque en 1922 hubo un déficit de 822,498 descontados los impuestos, intereses, castigos y depreciación.

A continuación va la comparación de las entradas en los años 1922 y 1923:

(1) South Pacific Mail, Junio 19, 1924.

(2) Este tonelaje se desarrolla por medio de 168 sondajes que suman 17,9 millas de profundidad y por piques, chimeneas, galerías que suman en largo 15,58 millas.

	1923 dollars	1922 dollars
Entradas brutas.....	29.911,105	19.576,634
Gastos directos.....	12.394,688	11.668,816
Utilidad bruta.....	17.516,417	7.907,818
Otros ingresos.....	108,611	680,531
Entrada total.....	18.625,028	8.588,349
Impuestos y gastos varios.....	1.214,255	533,384
Intereses.....	2.384,093	3.148,011
Diferencia.....	15.026,680	4.886,954
Depreciación.....	2.116,053	2.856,568
Amortización del mineral.....		2.852,884
Diferencia.....	12.910,627	(1) 822,498
Utilidad adicional.....	1.810,637	
Excedente.....	(2) 14.721,264	(1) 822,498

John D. Ryan, presidente del Directorio, en su Memoria anual dice que los trabajos de la Chile Exploration Co. durante 1923 fueron continuos y satisfactorios en el tonelaje tratado, producción de cobre y utilidades líquidas mayores que en cualquier otro año anterior.

La utilidad neta después de tomar en cuenta depreciación, interés y liberación de bonos, fué de 14.721,263 dollars de los cuales 1.810 mil 637 dollars correspondientes a las ventas hechas antes del 31 de Diciembre, pero no entregadas hasta después del 1.º de Enero de 1924.

De los 14.799,500 dollars en bonos del 7% que vencían el 1.º de Mayo de 1923 se pagaron 223,500 dollars y los 14.576,000 se canjearon para incrementar el número de acciones de 3.808,020 a 4.391,060.

El año 1923 la compañía produjo 304.897,590 libras de cobre a un costo aproximado de 8,1 centavos americanos por libra, tomando en cuenta depreciación, impuesto, interés y descuento de bonos. La compañía vendió durante el año 203.801,420 libras de cobre a un término medio de 14,677 centavos y tenía vendidas pero sin entregar 24.614,194 libras. El 31 de Diciembre de 1923 la compañía tenía en caja 16.622,017 dollars.

(1) Déficit.—(2) Utilidad de la venta de 24.641,194 libras de cobre vendidas antes del 31 de Diciembre de 1923, pero no entregadas en esa fecha.

Durante el año la compañía adquirió 9 pertenencias mineras y 100 pertenencias para botar los ripios, tender líneas férreas y en depósitos de calizas.

DESARROLLO DE LA MINA

El largo total de todos los cortes el 31 de Diciembre de 1923 alcanzaba a 33,430 pies en vez de los 18,740 pies que había el 31 de Diciembre de 1922. El aumento se debe casi enteramente a la subdivisión de los cortes existentes de acuerdo con la política puesta en práctica durante el año.

El mineral explotado alcanzó a 7.067,006 toneladas con un término medio de 1,666% de cobre. Esto eleva el total del mineral explotado hasta el 31 de Diciembre de 1923 a 29.339,183 toneladas con un término medio de 1,671% de cobre.

Los estériles removidos durante el año alcanzaron a 4.243,710 toneladas con un término medio de 0,46%. También se construyeron durante el año 29,191 pies de túneles principales y auxiliares y se hicieron explotar para el trabajo de los cortes. Debido a que de nuevo se volvió al método de taladros se hicieron estallar 15 nuevos de ellos elevando el largo total de taladros, a 312,500 pies en 1923.

MOLINO

Se molieron en total durante el año 7.057,776 toneladas (de 2,000 libras). El rendimiento medio de la lixiviación sobre 654 cargas tratadas alcanzó a 90,15% en vez de 89,62% del año anterior. Se puso término a la reedificación y aumento de la planta descloruradora.

El desarrollo reciente de los anodos de cobre-silicio ha continuado con éxito, estando equipadas con estos anodos toda la sección comercial de la Casa Verde. El rendimiento de la energía en la sección comercial ha aumentado de tal modo que actualmente por cada Kw. se depositan 24 libras de cobre en vez de las 19 del mejor año anterior al empleo de estos nuevos anodos y bajo las mismas condiciones de densidad de corriente.

Los hornos de refundición produjeron 199,364,000 libras de cobre comercial en 1923.

La tabla siguiente da los resultados obtenidos desde el año 1918:

1923	Mineral molido—Tons.	% de Cu en el mineral Lixiviado. Ensayo de la solución	°° neto rendimiento	Libras de cobre producidas
1.º semestre.....	1.622,504	1,622	90,61	47.189,020
2.º semestre.	1.678,208	1,727	89,55	40.338,430
3.º semestre.....	1.871,105	1,669	88,68	54.243,808
4.º semestre.....	1.885,959	1,636	89,18	53.126,332
Año 1923.....	7.057,770	1,663	89,48	204.897,590
Año 1922.	4.375,983	1,698	89,72	134.569,044
Año 1921.	1.671,936	1,712	90,36	53.999,952
Año 1920.	4.243,301	1,550	89,68	111.132,380
Año 1919.....	2.961,464	1,634	86,00	76.717,872
Año 1918.....	3.745,083	1,653	82,20	102.136,658

Una vez entregado el cobre para la fabricación de anodos, quedó una producción de cobre en 1923 de 204.245,523 libras de cobre comercial.

Se ha empezado la construcción de un ferrocarril principal que una los diferentes ramales y al mismo tiempo una nueva línea para unir Punta de Rieles con la línea de Antofagasta a Bolivia, obligada por el crecimiento del desmonte de los rípios sobre la línea existente. El nuevo espacio para los rípios bastará para todas las reservas de minerales oxidados hasta ahora calculadas. Estas nuevas líneas alcanzan 10,35 millas en total.

En cuanto a las nuevas economías y a asegurar una producción regular y teniendo en vista la compensación de las diversas unidades de la planta para una mayor producción de la planta, es decir, 240 millones de libras al año, los directores han autorizado un gasto de 5 millones 800 mil dollars. Esta suma incluye el costo de una nueva transmisión; las torres se han proyectado de tal modo que permitan agregar un tercer circuito para que pueda responder a cualquier engrandecimiento futuro de la planta. También se han acumulado elementos para la instalación de una segunda cañería de agua salada que tenga la misma capacidad de la existente. Los ítems principales se refieren a los equipos de la mina y de la planta y a las unidades adicionales de la instalación de fuerza en Chuquicamata y Tocopilla.

LA UNION MINERA DE "HAUT-KATANGA" (1)

INTRODUCCIÓN

La Unión Minera de Haut-Katanga formada por capitalistas belgas se dedica a explotar minerales en sus enormes concesiones en Africa. Estos minerales junto con los productos metalúrgicos se envían a Bélgica para su beneficio final a compañías relacionadas con la Unión Minera. Los minerales principales objeto de su explotación son el cobre y el uranio, en menor escala, la casiterita, cobalto y el oro; existen además en sus concesiones, hasta ahora reconocidas, platino, vanadio, paladio.

La explotación de los minerales de uranio y su beneficio para la obtención del radio, han permitido a Bélgica monopolizar la producción de radio en el mundo, obligando a cerrar a las fábricas norteamericanas.

En cuanto al cobre, la Unión Minera mantiene en el mes de Agosto de 1914 su posición de primer productor de cobre en el mundo, posición que había logrado alcanzar en Julio. La producción que en Febrero de 1924 era de 11.400,000 libras de cobre, subió rápidamente hasta 18.800,000 libras en Julio y 20.411,685 libras en Agosto. Algunas compañías de Norte o Sud América no tendrían mayor dificultad en batir la producción de Katanga, si sólo tomaran en cuenta el honor de pasar al primer lugar y no el precio del cobre.

Citaremos algunas cifras para que se pueda apreciar la importancia que tiene para la economía de Bélgica el cobre de la Unión Minera.

Primero, economía en la importación de minerales de cobre: de 14,666 toneladas en 1922 baja a 201 en los seis primeros meses de 1923.

Segundo, las importaciones de cobre bruto, laminado y elaborado que suman en los cuatro y medio años posteriores a la guerra terminados en Junio 30 de 1923, 300 millones de francos, deberán desaparecer en un futuro próximo, gracias al cobre bruto de la Unión Minera y a las Minas de Oolen que lo beneficiarán.

Tiene un interés especial para las compañías cupríferas Sud-Americanas, exportadoras de minerales o cobre bruto, el rápido desarrollo de la Unión Minera que tiende a cerrarles el mercado europeo, sobre todo si se considera que están amenazadas con el cierre del mercado en Estados Unidos por la campaña que han emprendido algunas compañías de este país para que se grave las importaciones de cobre.

(1) L'ECONOMIE FINANCIERE, 20 Julio 1924.

MEMORIA DEL CONSEJO ADMINISTRATIVO

Presentada a la Asamblea general ordinaria del 14 de Julio de 1924

SEÑORES:

Tenemos el honor de daros cuenta de los resultados de las operaciones sociales durante el año 1923.

Las cotizaciones de los metales han experimentado oscilaciones importantes durante el primero y segundo semestre de 1923. El precio medio del cobre Standard ha sido respectivamente £ 69 y £ 62-16. En Enero de 1924 la cotización media ha bajado a £ 61. Desde entonces, las cotizaciones de los metales, entre éstos el cobre, después de tener una cierta mejoría han bajado de nuevo y el cobre ha descendido a alrededor de £ 60 la tonelada.

La producción mundial del cobre alcanzó durante el año 1923 a ser un 20% superior a la del año 1913 que fué de 1.020,000 toneladas. El consumo en Estados Unidos casi ha doblado en comparación con el de antes de la guerra, mientras que en Europa, debido a la situación un tanto obscura, ha sido bastante inferior al de antes de 1914.

Si, como es de esperar, la situación política mejora en Europa, seguramente el consumo del cobre aumentará considerablemente y esto con toda seguridad originará un alza sensible en los precios de este metal.

A pesar de estas condiciones desfavorables, gracias a nuestros costos de elaboración muy reducidos, hemos podido obtener beneficios de importancia y no hemos tenido ninguna dificultad para vender nuestra producción.

Independientes del cobre nuestras secciones de estaño y radio han dado buenos resultados.

DEPARTAMENTO DE MINAS

TRABAJOS DE RECONOCIMIENTO.—RESERVAS MINERAS.—Con toda actividad se han proseguido los trabajos de reconocimiento por medio de sondajes, piques y galerías. Además se han efectuado reconocimientos generales en diversos yacimientos para ver cuál de ellos merece una prospección más detallada.

Los trabajos de investigación sobre piritas también se prosiguen en diversos puntos y todo permite suponer de ellos buenos resultados.

En el transcurso del año se han corrido un total de 26,504 metros de sondaje.

Hasta Diciembre de 1923, los trabajos mineros y de prospección emprendidos en nuestra concesión han cubicado el tonelaje de reservas de minerales de cobre que se indica en el cuadro a continuación:

1. MINERALES OXIDADOS	Toneladas	% de cobre	cobre total contenido
Minerales de fusión.	4.421,700	18,28	792,000
Minerales de concentración	11.080,900	7,62	845,000
Minerales tratables por vía húmeda.	40.402,700	5,82	2.507,100
Minerales pobres.	3.316,500	2,84	94,200
2.—MINERALES SULFURADOS.	7.665,000	2,97	228,000
3.—MINERALES MIXTOS. . .	5.799,200	5,81	335,700
TOTAL A FÍN DE 1923. . .	72.666,000	6,20	4.802,000
A fin de 1922 las reservas eran de.	68.500,000	6,20	4.515,000

Estas cifras demuestran que a pesar de la explotación intensiva de 1923, nuestras reservas mineras se han acrecentado en forma notable.

TRABAJOS DE EXPLOTACIÓN.—1. MINERALES DE COBRE.—El mineral de cobre extraído en las diferentes minas alcanzó en total a 1.307,027 toneladas.

2. FUNDENTES.—La fundición ha empleado 154,896 toneladas de material calcáreo y 105,756 toneladas de mineral de fierro.

II.—PREPARACIÓN MECÁNICA DE LOS MINERALES

CONCENTRACIÓN.—Se trataron durante el año 759,451 toneladas de mineral que proporcionaron 142,719 toneladas de concentrados con ley media de 24,95% de cobre.

INSTALACIÓN DE LAVADO.—Se lavaron 57,105 toneladas de mineral que dieron 20,417 toneladas de mineral lavado con 20,42% de cobre.

BRIQUETACIÓN DE MINERALES FINOS.—Se briquetaron en total 28,453 toneladas de minerales finos.

III.—OPERACIONES METALÚRGICAS

1. Hornos de Water-Jackets.—Produjeron en total 56,221 toneladas de lingotes.

2. Horno de reverbero.—En experimentación con resultados satisfactorios. Si se obtienen con él los resultados esperados se tratará todo el mineral y concentrados por este procedimiento.

USINA DE EXPERIMENTACIÓN ELECTROQUÍMICA.—Usina experimental que trató 13,217 toneladas de mineral produciendo 1,124 toneladas de cobre electrolítico. Los resultados obtenidos han confirmado enteramente nuestras previsiones y se espera empezar muy luego la instalación definitiva para tratar los minerales pobres por este procedimiento.

PRODUCCIÓN TOTAL.—La producción total se eleva en el año 1923 a 57,886 toneladas.

A título de comparación, la producción en los años precedentes ha sido:

En 1922.....	43,362 toneladas
En 1921.....	30,464 »

La producción en el conjunto de los diez primeros años de fabricación (1911-1920) había sido de 147,509 toneladas.

Desde el 1.º de Enero de 1924 las operaciones se han desarrollado aún más y las producciones mensuales han sido:

	1923	1924	
Enero.....	4,291	5,253	toneladas
Febrero.....	3,653	5,199	»
Marzo.....	4,088	6,229	»
Abril.....	3,935	6,404	»
Mayo.....	4,167	6,447	»
Junio (deducida).....	4,910	7,000	»
Total en los seis meses.	25,044	36,531	toneladas

IV.—TRABAJOS EN EL PRIMER ESTABLECIMIENTO

DEPARTAMENTO DE MINAS.—Durante 1923 se ha entregado a la explotación una nueva mina con todas las instalaciones accesorias, y una nueva central destinada a proporcionarle fuerza. Se tiene preparada para la explotación otra mina; y se han proseguido los trabajos de reconocimiento por medio de pozos y galerías en numerosos yacimientos.

DEPARTAMENTO METALÚRGICO.—Los gastos principales se deben a la instalación de un horno de reverbero con sus accesorios, una planta para el carbón pulverizado y una nueva central eléctrica.

DIVERSOS.—Debido al aumento del personal hemos tenido que construir nuevas habitaciones, almacenes, oficinas, etc.

Un horno para el tratamiento de los minerales de cobre cobaltíferos.

Hemos terminado los estudios de una usina hidro-eléctrica y de una planta para el tratamiento electro-químico de los minerales pobres.

V.—ESTAÑO—COBALTO—RADIO

MINAS DE ESTAÑO.—Se produjeron en el año 705 toneladas de casiterita. La producción total desde que se empezó sube a 2,354 toneladas. Los minerales se benefician en Bélgica. Las cotizaciones del estaño han experimentado oscilaciones bruscas. El 2 de Julio de 1923 se cotizaba a £ 176 la tonelada, llegando en Diciembre a £ 240. Después de llegar en Marzo del 24 a £ 297 ha caído su precio hasta alrededor de £ 200.

COBALTO.—Se continúan los estudios para el tratamiento de los minerales de cobre-cobaltíferos. En Mayo de 1924 ha empezado a funcionar una planta que produce una aleación cobre-cobalto-ferro que se beneficia en Bélgica.

URANIO-RADIO.—Hemos entregado durante el año 1923 las dos terceras partes del consumo mundial del radio en minerales que se benefician en Oolen.

VI.—PARTICIPACIONES FINANCIERAS

Compañía del Ferrocarril de Katanga.—Tenemos acciones de esta compañía por valor de 10 millones de francos.

Compañía Fonciere de Katanga.—Compañía destinada principalmente a repartir y conservar las habitaciones de los europeos que forman parte de las diversas sociedades con las cuales se ha constituido ella. Tenemos una participación de 225,000 francos.

Yacimientos carboníferos de la Luena.—Su producción alcanza a 57,000 toneladas, de las cuales la Unión Minera consume la mitad.

Sociedad General Metalúrgica de Hoboken.—En esta sociedad poseemos un interés preponderante. Su personal técnico nos ha prestado su valioso concurso para la instalación de los diversos procedimientos que nos interesan.

VII.—PERSONAL

En Diciembre 31 de 1923 nuestro personal estaba compuesto de 916 blancos y 10,059 indígenas. Se debe agregar a esta cifra de indígenas 2,000 negros ocupados permanentemente en nuestras canteras por nuestros contratistas.

BALANCE DEL 31 DE DICIEMBRE DE 1923

Para que se pueda apreciar la verdadera importancia de la compañía damos los principales puntos del balance:

ACTIVO

A.—PRIMER ESTABLECIMIENTO.....	Fr. 156.527,240.43	
1. Concesiones mineras representadas por 260,000 acciones de dividendo.....		(por memoria)
2. Pago efectuado por la prórroga de las concesiones, hasta 1990.....	6.000,000.—	
3. Usinas, edificios, instalaciones diversas, estudios, trabajos mineros preparatorios, material y aprovisionamiento destinado al primer establecimiento.....	250.226,504.07	
	<hr/>	
	Fr. 256.226,504.07	
Amortizaciones anteriores.....	84.005,200.81	
Amortizaciones correspondientes al ejercicio de 1923...	15.694,062.83	99.699,263.64
	<hr/>	
	Fr.156.527,240.43	
B.—VALOR DE LAS EMISIONES DE OBLIGACIONES...	1.854,022.98	
Este capítulo se elevaba en el balance anterior		
a.....	1.922,690.50	
Como el año anterior amortizamos 1/30 de 2,060,025 fr.....	68,667.52	
	<hr/>	
	Fr. 1.854,022.98	
C.—MATERIAL Y APROVISIONAMIENTO.....	46.031,525.40	
Esta cantidad a fines de 1922 para materiales y aprovisionamiento destinado a la explotación era de.....	31.227,237.91	
Este capítulo ha aumentado en fr.....	14.804,287.49	

Comprende material destinado al establecimiento primitivo y la liquidación de esta cuenta se efectuará en 1924.

D.—TÍTULOS EN CARTERA..... 20.250,375.—

Comprenden nuestras participaciones en:

El Ferrocarril de Katanga y la Sociedad General Metalúrgica de Hoboken, las Minas de Carbón de Luena, Compañía de Seguros de Katanga y la Agencia Telegráfica belga.

Este capítulo ha aumentado en 3.282,865.42 francos, cifra que representa nuestra suscripción en el aumento de capital de la Sociedad General Metalúrgica de Hoboken y de los dividendos de la compañía Carbonífera de la Luena y de la Compañía aseguradora de Katanga, menos 457,500 francos, nominales del empréstito interior belga realizados en el curso de la operación.

E.—PRODUCTOS (minerales y metalúrgicos)..... Fr.125.198,533.42

Este capítulo comprende el cobre, la casiterita, el estaño, como también los diversos minerales almacenados y en viaje hasta el 31 de Diciembre de 1923.

F.—VARIOS DEUDORES..... 40.672,168.80

Comprende las cuentas de los clientes y diversas sumas por recibir o liquidadas.

G.—SALDO POR RECIBIR..... 14,007.35

Saldo por recibir de mercadería remitida en pago.

H.—CAJA Y BANCOS..... 25.100,872.83

PASIVO

A.—Pago de cuotas de accionistas..... Fr.134.000,000.—

Capital nominal: 260,000 acciones liberadas dadas en pago de nuestras concesiones y que representan derechos iguales a la mitad de los beneficios (según memoria).

260,000 acciones de capital a 100 fr. cada una. 26.000,000.—

100,000 acciones privilegiadas 6% a 500 fr. c/u. 50.000,000.—

Primas sobre emisiones de acciones de capital. . . 58.000,000.—

Fr. 134.000,000.—

B.—RESERVAS..... 6.662,715.45

Las reservas de acuerdo con los Estatutos, una vez

que les asigne el 5% de los beneficios netos del balance pasará de.....	2.260,030.83
a 4.811,612.36 fr.	
La reserva especial llega a.....	4.402,684.62
	<hr/>
	6.662,715.45
C.—OBLIGACIONES.....	Fr. 60.000,000.—
20,000 obligaciones del 4½% de 1,000 fr. c/u y	
40,000 obligaciones del 7% de 1,000 fr. c/u.	
D.—DIVERSOS ACREEDORES.....	Fr.157.005,439.18
Cuentas pendientes con nuestros banqueros, proveedores, agentes, contratistas, como también los impuestos y otras sumas por pagar.	
E.—CUPONES DE OBLIGACIONES Y ACCIONES....	5.183,137.18
F.—MERCADERÍA POR PAGAR.....	1.765,823.—
H.—GANANCIAS Y PÉRDIDAS.....	51.031,630.78

CUENTA DE GANANCIAS Y PERDIDAS

Los beneficios brutos a fines de 1923 se elevan a fr.....	78.872,755.21
A saber:	
1. Intereses de obligaciones y acciones privilegiadas, fr.....	6.700,000.—
2. Intereses varios y comisiones.....	5.378,394.08
3. Amortizaciones:	
a) Gastos de emisiones de obligaciones, fr....	68,667.52
b) Sobre la instalación primitiva (10% sobre el saldo el 31 de Diciembre 1922)	15.694,062.83 15.762,730.35
	<hr/>
	27.841,124.43
Saldo: Utilidades por repartir.....	51.031,630.78

Después de hacer los diversos descuentos de acuerdo con los Estatutos y otro nuevo de 4.456,046.78 fr. el saldo disponible permite repartir un dividendo de 80 francos por acción de capital y de dividendo.

EL COMERCIO INTERNACIONAL DE MINERALES Y METALES (1)

Discurre "L'Echo des Mines" sobre la transformación que ha experimentado el comercio mundial de substancias minerales. Conocido es el papel tan preponderante que jugaban los alemanes, antes de la guerra, en el comercio y la industria de los mismos. Su obra tentacular se extendía por el mundo entero siendo una famosa entidad de Franckfort la que principalmente acaparaba el negocio. Pero, a decir verdad, no obstante tener las riendas del mercado mundial de minerales y metales, con grandes alientos y soberana pericia comercial, los alemanes admitían y aún buscaban la colaboración de casas salientes de este mercado en cada país. Si la consigna partía de allí o bien de Berlín, o de Colonia, era por consentimiento tácito de los corresponsales de Nueva-York, Londres y París, que cooperaban al negocio.

Sobrevino la guerra que rompió todos los lazos antiguos y puso ante los ojos de todos el papel preponderante o mejor dicho, la dominación del comercio alemán, en ese terreno.

Los ingleses fueron los primeros sorprendidos al ver que se habían dejado absorber el negocio en su propio país y en sus dominios y colonias. La reacción fué muy violenta en Londres y ocasionó decisiones legislativas, instituyendo autorizaciones muy restrictivas para los nacionales que quisieran integrarse al comercio de minerales y metales. El Gobierno mismo, para desligar a los Dominios de sus contratos alemanes (por ejemplo, en Australia), se comprometió en operaciones que le costaron muy caras.

Los bienes de los alemanes y especialmente sus participaciones en las sociedades mineras y metalúrgicas, habiendo sido secuestrados y después liquidados por los aliados, la situación quedó allanada para una reorganización del mercado sobre nuevas bases.

En el deseo de proteger de una manera más firme los intereses nacionales, se creó en Francia la "Société de Minerais et Métaux"; en Inglaterra, la "British Metal Corporation"; después de la guerra en Bélgica, la "Société Générale des Minerais"; en fin, muy recientemente, en Italia, la Sociedad "Minerali e Metali".

El objeto de estas diversas empresas es ejercer el comercio y la industria de los minerales y metales, substrayendo las minas y fábricas al CONTROL germánico.

Sin embargo, las casas alemanas despliegan actividad en estos últimos años para reconquistar sus antiguas posiciones. Para esto

(1) «Revista Minera, Metalúrgica y de Ingeniería», 16 Junio, 1924.

han restablecido en las diversas capitales, agencias, y se esfuerzan por los mismos procedimientos que anteriormente en restablecer su situación, pero encuentran naturalmente un terreno mucho menos propicio, a causa de la organización de las Sociedades antes citadas, que tienen entre sí estrechas relaciones.

Estas relaciones no tienen por objeto, dicen, bloquear a Alemania y BOYCOTTEAR a sus representantes en la industria de los metales, sino sencillamente evitar la vuelta a la antigua hegemonía de Franckfort.

Se sabe, en efecto, que el mercado de minerales y metales es esencialmente internacional, y que Alemania desempeñará siempre un papel importante, puesto que es gran consumidora.

Es por consiguiente, muy natural, que las grandes casas creadas después de la guerra entre los Aliados, tengan relaciones industriales con las casas alemanas. Es una cuestión de intereses comunes subordinada a la renovación de las relaciones internacionales.

Nadie puede extrañarse de que los alemanes traten de restablecer sus agencias en países extranjeros; lo esencial es que ellos no desempeñen ya un papel predominante y casi exclusivo, dicen las nuevas entidades.

PRODUCCION MUNDIAL DE PETROLEO EN 1923 (1)

El American Petroleum Institute calcula la producción total de petróleo en el mundo durante 1923 en 1.010.995,000 barriles, contra 854.808,000 barriles en 1922.

He aquí las cifras por países, expresando las de 1922 entre paréntesis: Estados Unidos de América, 735.000,000 (557.531,000); México, 149.472,000 (182.278,000); Rusia, 38.167,000 (32.966,000); Persia, 25.000,000 (21.909,000); Indias Holandesas, 15.000,000 (16.720,000); Rumania, 10.850,000 (9.843,000); India, 7.575,000 (7.700,000); Perú, 6.375,000 (5.314,000); Polonia, 5.000,000 (5 millones 227 mil); Sarawak, 3.887,000 (2.849,000); Venezuela, 3.800,000 (2.201,000); Argentina, 3.250,000 (3.018,000); Trinidad, 3.087,000 (2.445,000); Japón, 1.695,000 (2.042,000); Egipto, 1.037,000 (1 millón 188 mil); Francia, 503,000 (496,000) Colombia, 426,000 (323 mil); Alemania, 354,000 (319,000); Canadá, 175,000 (179,000); Checoeslovaquia, 100,000 (120,000); Italia, 32,000 (31,000); Argelia, 9,000 (9,000); Inglaterra, 1,000 (1,000); otros países 200,000 (100,000).

(1) «Revista Minera, Metalúrgica y de Ingeniería». Mayo 24 de 1924.

ESTUDIO SOBRE LA FLOTACION DE LOS MINERALES DE HUANUNI

El BOLETIN MINERO tiene el agrado de publicar la primera parte del estudio de Mr. S. Tucker, metalurgista en Chile de la Minerals Separation Co. de Londres, sobre las pruebas que se hicieron de los desmontes que la Compañía de Huanuni posee en Bolivia para determinar el mejor sistema de beneficio y la planta más adecuada. Aunque este trabajo se publicó en "El MERCURIO" de Santiago, correspondiente al 21 de Febrero del año pasado, la Redacción estima de interés su inserción por ser una muestra acabada de cómo debieran hacerse estos trabajos, que demoraron más de cuatro meses en este caso, antes de que se decidiera el tipo de planta que se iba a construir, y no como fué en un tiempo la costumbre de construir las plantas de beneficio sin haber hecho antes las pruebas necesarias para decidir el tipo más adecuado para el mineral que se iba a beneficiar, que es lo lógico y científico. El construir primero la planta y querer después adoptarla al beneficio de un mineral cualquiera, es una política ruinosa y descabellada que tiene necesariamente que conducir al desastre en la mayoría de los casos.

DESCRIPCIÓN DEL MINERAL

El mineral recibido era como de una pulgada de anillo, consistiendo de material altamente mineralizado.

Un examen nos reveló la presencia de blenda cristalizada, asociada con sulfuros de plomo-antimonio, conteniendo valores subidos de plata.

También se notó casiterita en cristales regularmente gruesos, juntamente con un poco de piritas de hierro.

DESCRIPCIÓN DE LOS VALORES

Con el objeto de determinar la distribución de los valores más importantes se extrajo una muestra del mineral y se trituroó cuidadosamente a 10 mallas por medio de los rollos, tomándose la debida precaución en evitar la formación de una cantidad excesiva de finos.

Esta muestra fué pasada después por un juego de cribas y los diversos productos pesados y ensayados.

Los siguientes resultados demuestran que la blenda es liberada en las primeras etapas de la molienda mientras que los valores de plata son pronunciados en los tamaños menores de la criba más fina.

Producto	Peso Gmos	Peso %	% Zn	Recup. %	Pb %	Recp. %	Gmos Ag.	Recp. %
Crudo.....	1,000	100	32.65	100	8.22	100	3007	100
+ 20	208	20.8	30.80	19.6	8.76	22.2	3179	22.0
— 20+ 30	206	20.6	34.25	21.6	8.36	21.0	3019	20.7
— 30+ 40	126	12.6	37.50	14.5	8.10	12.4	2877	12.0
— 40+ 60	80	8.0	35.60	8.7	7.22	7.0	2552	6.8
— 60+ 80	58	5.8	34.70	6.2	6.03	4.3	2298	4.4
— 80+100	48	4.8	39.00	5.7	6.58	3.8	2483	4.0
—100+150	60	6.0	36.40	6.7	6.13	4.5	2393	4.8
—150+200	58	5.8	33.45	5.9	7.94	5.6	2790	5.4
—200	156	15.6	25.75	12.3	10.13	19.2	3720	19.3
Totales y medios....	1,000	100	33.00	101.2	8.22	100.0	2990	99.4

Los productos de las cribas fueron examinados separadamente bajo el microscopio y las productos gruesos hasta—80+100 demostraron partículas de blenda adheridas a las partículas de sulfuros de plomo-antimonio.

Los—100+150 y —150+200 también desplegaron las mismas características, pero a un grado menor que los tamaños más finos.

Los experimentos por flotación probaron subsiguientemente que moliendo a 120-150 mallas (0.107 mm—0.084) era necesario para obtener la liberación máxima de la blenda de los sulfuros de plomo-antimonio.

ANÁLISIS COMPLETO DEL MINERAL

El siguiente es un análisis completo del mineral recibido:

Pb.	8.22%
Zn.	32.65 »
Ag.	0.30 »
Fe.	9.44 »
S.	22.67 »
Sb.	3.68 »
Mn.	0.32 »
Sn.	2.90 »
CaO.	0.77 »

As.....	1.08%
Insels.	16.10 »
MgO.	Rastros.
<hr/>	
TOTAL.....	98.13%
CO2 y no estimados.....	1.87
<hr/>	
Au. como 1 gmo. por	1,000 k.

MUESTREO Y MOLIENDA

Los 250 kilos de mineral fueron bien mezclados y cuarteados por los métodos corrientes y se trituró una muestra grande por medio de una chancadora a un tamaño de 3/8" de anillo. De este material se extrajeron muestras a medida que se necesitaron y se trituraron a 10 mallas por medio de los rollos, efectuándose la molienda subsiguiente mojada en un molino de barras de acero.

Este método de muestreo fué efectuado como una salvaguardia contra la oxidación y alteración del mineral cuando estaba dividido en una condición fina; también explicará las pequeñas variaciones en los ensayos del mineral crudo.

PRUEBAS, SEPARACIÓN PRIMITIVA DE LOS VALORES DE LA PLATA

Se efectuó primeramente una serie de pruebas guías en una unidad de sub-aeración de una celda. Esta fué elegida desde que, con la mayor parte de los minerales complejos es costumbre efectuar operaciones de flotación selectiva en este tipo de máquinas.

Los productos obtenidos del tratamiento fueron ensayados para plomo y zinc, efectuándose solamente las pruebas de mejor aspecto para la planta.

No tendría ningún objeto útil en establecer los resultados de todas las pruebas conducidas en la máquina de sub-aeración.

Se dan solamente tres ejemplos típicos.

PRUEBA 376-B, MÁQUINA DE SUB-AERACIÓN

600 gramos mineral molido en húmedo a 100 mallas con 1 libra por tonelada aceite de flotación N.º 15.

Proporción de agua al mineral en la máquina de flotación 4-1. Se tomaron tres espumas por un período de 5 minutos cada una.

Producto	Peso grms	Ensayes			Recuperación		
		Pb %	Zn %	Ag grms	Pb %	Zn %	Ag %
Crudo.....	600	8.22	32.65	2890	100	100	100
1. ^a espuma....	130	20.97	23.53	7200	55.3	15.6	53.0
2. ^a espuma....	298	4.94	45.40	2042	29.9	68.9	35.2
3. ^a espuma....	72	4.36	29.90	1558	6.4	11.0	6.5
Residuos.....	100	2.94	9.48	800	6.0	4.8	4.6

NOTA.—Después de haber retirado la primera espuma se agregó 10 libras por tonelada de modificador N.º 3 a la máquina.

PRUEBA 468-B, MÁQUINA DE SUB-AERACIÓN

En esta prueba el mineral se molió en húmedo a 120 mallas con 1 libra por tonelada aceite de flotación N.º 15.

Proporción de agua al mineral 4-1.

Se tomaron dos espumas por 5 minutos cada una.

Producto	Peso Grms.	Ensaye Gm.	Ag.	Recuper.	% Ag.
Crudo.....	600	2820		100	
1. ^a espuma....	116	8730	} 5840	60.0	} 73.6
2. ^a espuma....	97	2380		13.6	
Residuos.....	387	1050		24.0	

NOTA.—No se efectuó flotación de zinc en esta prueba.
Compárese los ensayos de la 1.^a espuma en pruebas 376-B y 468-B.

PRUEBA 418-B, MÁQUINA DE SUB-AERACIÓN

La prueba 468-B repetida con mineral a 150 mallas.

Se retiró una espuma solamente durante 10 minutos.

Producto	Peso Gmos.	Ensaye Gmos.	Recuperación % Ag
Crudo.....	600	2875	100
Espuma.....	215	6244	78.0
Residuos.....	385	960	21.5

NOTA.—Compárese los ensayos medios de dos espumas en la prueba 468-B y el ensayo de una espuma en la prueba 418 B.

De los resultados arriba indicados se observará que la molienda a 150 mallas produce los mejores resultados medios en el tratamiento de sub-aeración pero los valores de la plata en los concentrados son muy bajos para algún valor comercial.

Esto se explica por la razón de que las paredes de las burbujas que forman la espuma tenían una capa espesa de lama de blenda, además, de minerales de plomo-antimonio y como la espuma sale de la máquina algo rápida no se desagua con suficiente tiempo para algo de la blenda.

Ahora dirigimos nuestra atención al tratamiento del mineral en una máquina del tipo Minerals Separation Standard.

En esta máquina la pulpa pasando continuamente a través de ella está sujeta a períodos alternados de agitación y relativo reposo.

Consiste de un número de unidades hechas de una caja de agitación combinada con una caja de espumación o spitzkast, estando las dos construídas juntas y comunicándose la una con la otra por medio de una ranura rectangular cortada por el lado común que sirve como frente de la caja de mezclas y la espalda del spitzkast.

Un número de estas unidades construídas compactamente una al lado de la otra, constituyen el maderamen esencial de una máquina Minerals Separation Standard.

Cada caja de mezclas es adaptada con un impulsor cruciforme, el cual actúa como bomba a la vez que agitador. Los agitadores mantienen los contenidos de las cajas de agitación en una mezcla íntima, atraen el aire necesario para la flotación de los sulfuros y mantienen el contenido de la máquina en una moción transitoria continua desde el punto de alimentación hasta la descarga. Cada spitzkast está conectado a la caja de mezclas de la siguiente unidad por medio de cañerías de circulación golleteadas por válvulas de regulación, por la cual puede ser regularizado el fluido a través de la planta.

En esta máquina la espuma flota sobre la superficie del líquido contenido en el spitzkast y como esta zona es relativamente reposada,

la espuma tiene una oportunidad de soltar los minerales, los cuales bajo ciertas condiciones tienen una menor tendencia de flotar.

En el tratamiento del mineral de Huanuni la blenda en la primera separación de la flotación, se suelta mucho de la espuma durante su paso por el spitzkast.

En la práctica de laboratorio la máquina que se emplea consiste de una celda de una unidad, dependiendo del tiempo empleado para la separación, para que se pueda estimar el número de unidades necesario para la operación en gran escala.

Durante la separación primitiva de los valores conteniendo plata se encontró que un número de factores influían en el grado del concentrado producido, a saber:

- 1.º El tipo de aceite de flotación empleado;
- 2.º El punto de agregado de aceite;
- 3.º La proporción de agua a sólidos.
- 4.º La cantidad de remoción de espumas;
- 5.º El tipo de agente modificador empleado;
- 6.º El grado de molienda; y
- 7.º La cantidad de aceite de flotación.

EL TIPO DE ACEITE DE FLOTACIÓN

Se efectuó un gran número de experimentos con el objeto de seleccionar un aceite de flotación adecuado o una combinación de aceites de flotación que produjeran si fuese posible, un concentrado de alta ley por tratamiento directo, seguido por la separación de la blenda.

Solamente se obtuvo un éxito parcial con estos experimentos como lo demuestra el resultado de las siguientes tres pruebas:

PRUEBA 426-B, MÁQUINA STANDARD

1,200 gramos de mineral molido en húmedo a 100 mallas con una libra cada uno por tonelada de aceite de flotación números 7 y 10.

Después de retirar la primera espuma durante 10 minutos, se agregó agente modificador N.º 3 a razón de 10 libras por tonelada y 0.1 libra por tonelada de aceite de flotación N.º 14 R. y se retiró una segunda espuma durante 10 minutos.

Proporción de agua por mineral 5-1.

Producto	Peso Gmos.	Ensayes		Recuperación	
		% Zn	Gmos. Ag	% Zn	% Ag
Crudo.....	1200	32.65	3007	100	100
1. ^a espuma.....	186	20.11	10315	9.6	53.2
2. ^a espuma.....	670	46.36	1728	79.4	32.2
Residuos.....	344	11.41	1426	10.0	13.6

PRUEBA 435-B, MÁQUINA STANDARD

1,200 gramos mineral molido en húmedo 150 mallas con 1 libra por tonelada cada una de aceite de flotación números 7 y 10.

Después de retirar la primera espuma durante 10 minutos, se agregó agente modificador N.º 3 a razón de 14 libras por tonelada junto con aceites de flotación 0.71 libras por tonelada N.º 7, 0.24 libras por tonelada N.º 10 y 0.43 libras por tonelada N.º 14 R y se retiró una segunda espuma durante 10 minutos.

Proporción de agua por mineral 5-1.

Producto	Peso Gmos.	Ensayes		Recuperación	
		% Zn	Gmos. Ag	% Zn	% Ag
Crudo.....	1200	32.65	3007	100	100
1. ^a espuma.....	252	21.81	9485	14.0	66.4
2. ^a espuma.....	526	50.75	1244	68.2	18.2
Residuos.....	422	16.99	1080	18.3	12.6

Al comparar los resultados de las dos pruebas arriba indicadas, se observará que la recuperación de la plata en el primer concentrado es 13,2% mayor con mineral molido a 150 mallas, pero al mismo tiempo la ley de este último es levemente menos.

PRUEBA 439-B, MÁQUINA STANDARD

1,200 gramos mineral molido en húmedo a 120 mallas con 2 libras por tonelada aceite de flotación N.º 7.

Después de retirar una espuma durante 10 minutos, se agregó

agente modificador N.º 3 a razón de 10 libras por tonelada junto con 1 libras por tonelada aceite de flotación N.º 7, 05 libras por tonelada aceite de flotación N.º 30 R y 0.5 libras por tonelada aceite de flotación N.º 14 R. retirando una segunda espuma durante 15 minutos.

Proporción de agua a sólidos 5-1.

Productos	Peso Gmos.	Ensayes		Recuperación	
		% Zn	Gmos. Ag	% Zn	% Ag.
Crudo.....	1200	32.65	3007	100	100
1.ª espuma.....	222	20.48	10060	11.6	61.8
2.ª espuma.....	692	45.78	1114	80.8	33.0
Residuos.	286	9.76	524	7.1	4.2

En la prueba arriba citada, el aceite de flotación usado para la primera espuma era soluble en agua en un 40% y explica el concentrado de un poco más alta ley producido cuando se compara con la prueba anterior.

Nuestra atención fué dirigida ahora a la explotación de aceites más solubles y después de efectuar una serie de pruebas-guías, el aceite de flotación N.º 14 fué seleccionado como el más adecuado para la separación de sulfuros conteniendo plata.

Este aceite fué usado sólo modificado por métodos especiales. Se encontró que otros aceites de la misma clase dieron resultados de un mismo carácter; pero nuestras pruebas se confinaron solamente a este sólo aceite.

Nuevamente dimos especial atención al grado de molienda más adecuado al usar este tipo de aceite y había una posibilidad de obtener una concentración satisfactoria en mineral más grueso que 150 mallas si se dejaba margen para solapadura de la flotación de blenda con los valores conteniendo plata.

Los resultados de las cuatro siguientes pruebas son representativas de los efectos de la molienda solamente y no se pretende que lleven ninguna otra información.

El aceite usado ascendió a 1 libra por tonelada del N.º 14 y se retiró solamente una espuma durante 15 minutos.

Proporción de agua a sólidos 5-1.

Molienda	Crudo		Concentrados		Residuos		Recuperación %
	Peso	Ensayes	Peso	Ensayes	Peso	Ensayes	
150 mallas.....	1200	2820	227	12520	973	990	68.7
120 ».....	1200	2618	188	10850	1012	1047	64.9
100 ».....	1200	2618	193	9950	1007	1247	61.3
80 ».....	1200	2618	178	9850	1022	1372	55.8

Ensayes = Gms. Ag. por 1,000 K.

Pruebas Nos. 467 B., 463 B., 464 B. 465 respectivamente.

PRUEBA 468-B SUB-AERADORA

Se efectuó una prueba en la máquina sub-aeradora con material a 100 mallas usando 2 libras por tonelada de aceite N.º 14. La espuma se retiró durante 10 minutos en una pulpa de cuatro partes de agua por una de mineral.

PRODUCTO	Peso Gmos.	Ensayes Gmos. Ag.	Recuperación % Ag.
Crudo.....	600	2820	100
Espuma.....	213	5840	73.6
Residuos.....	387	1050	24.0

NOTA.—El concentrado de esta prueba fué examinado por el microscopio y desplegó un gran número de partículas consistentes en minerales adjuntos llevando blenda y plata.

A este punto se decidió dispensar definitivamente con la máquina de sub-aeración por ser inadecuada y en adelante todas las pruebas se efectuaron en la máquina Standard.

EL PUNTO DE AGREGADO DEL ACEITE

En todos los experimentos a este punto el aceite de flotación que se usó para la primera separación fué agregado al molino.

Mientras que este punto de agregado es marcadamente beneficioso para la flotación de minerales en general, se necesitaba probar

si se obtendrían las mismas ventajas en el tratamiento selectivo o si el aceitado bajo estas condiciones sería demasiado intenso y hacerla blenda de zinc más flotable que si el aceite fuera mezclado con el mineral después de la molienda.

Solamente una prueba fué suficiente para demostrar la ventaja de agregar el aceite al molino.

PRUEBA 469-B, MÁQUINA STANDARD

1,200 gramos mineral molido en húmedo a 150 mallas.

La pulpa molida fué traspasada a una celda de mezclas ajustada con un agitador y agregándose 2 libras por tonelada de aceite N.º 14, agitándose el conjunto vivamente durante tres minutos.

La pulpa fué traspasada ahora a la máquina Standard, diluída con agua en cinco partes de ésta por una de mineral y se retiró una espuma durante 15 minutos.

PRODUCTO	Peso Gramos	Ensaye Gmos. Ag.	Recuperación % Ag.
Crudo.....	1,200	2,820	100
Espuma.....	204	10,950	65.9
Residuos.....	996	1,116	32.8

NOTA.—Compárese esta prueba con la primera (467-B), en la tabla comparativa de arriba. Esta última fué molida con 1 libra por tonelada de aceite N.º 14 y no solamente es mucho más subido el grado de concentrado 12,520 gramos, comparado con 10,950, pero la recuperación es casi 3% mejor y además tenemos una economía en aceite con un resultado superior. Establecido este punto, todas las subsiguientes se efectuaron con aceite agregado al molino.

LA PROPORCIÓN DE AGUA A SÓLIDOS

Es común en toda la flotación que las pulpas con un contenido subido de agua, invariablemente arrojan un concentrado de ley más alta que una pulpa conteniendo menos agua.

Sobre este punto hay que observar el límite económico, tanto con respecto a la capacidad de la planta de flotación como el consumo de agua y fuerza motriz necesarias.

Las pulpas abundantes de agua son de ventaja en el tratamiento del mineral de Huanuni, arrojando efectivamente concentrados de alta ley y una buena recuperación, pero las mejoras en los resultados

no son suficientemente buenas para garantizar la planta adicional necesitada.

Mientras que efectuamos una prueba en la proporción de agua por mineral de 10—1, la proporción de 5—1 fué empleada en la mayor parte de las pruebas, siendo ésta el mejor término medio.

PRUEBA 454-B, MÁQUINA STANDARD

600 gramos de mineral molido en húmedo a 150 mallas con 1 libra por tonelada de aceite de flotación N.º 14.

Se retiró una espuma durante 15 minutos en la proporción de 10 partes de agua por una de mineral.

PRODUCTO	Peso Gramos	Ensaye Gmos. Ag.	Recuperación % Ag.
Crudo.....	600	3,007	100
Espuma.....	118	11,395	74.7
Residuos.....	482	982	26.3

NOTA.—El tratamiento de esta cantidad de mineral bajo las condiciones mencionadas, cuando se compara con el tratamiento de las pulpas, conteniendo cinco partes de agua por una de mineral, es equivalente a duplicar el tamaño de la planta de flotación, desde que el tiempo de flotación que se necesita es igual en ambos casos.

LA PROPORCIÓN DE ESPUMA RETIRADA

La proporción de espuma retirada sobre un tiempo dado tiene influencia sobre ambos, el grado de concentrado y recuperación. Esta remoción se gobierna en la práctica por la velocidad de las paletas y el nivel del líquido en el spitzkasten.

Si la remoción es muy rápida se producirá un concentrado de ley más baja que si la remoción es más lenta.

Suficiente tiempo debe darse para que la espuma se junte y desagüe en orden a obtener la ley máxima y recuperación.

EL TIPO DE AGENTE MODIFICADOR EMPLEADO

Encontramos que, dadas las debidas condiciones de molienda con ciertos aceites de flotación, fué posible aumentar considerablemente la ley de los concentrados de plata con la aplicación de agen-

tes modificadores de la ganga adecuada. Al mismo tiempo se obtuvo una apreciable mejoría en la recuperación.

Sin embargo, se descubrió subsiguientemente que estos agentes modificadores no solamente intervinieron con la posible reclamación de agua, sino que su uso tiene un efecto adverso en la recuperación última de la blenda. La investigación relacionada con la recuperación de la blenda será tratada separadamente más adelante en este informe, y damos una prueba demostrando la influencia de los agentes modificadores solamente.

PRUEBA 446-B, MÁQUINA STANDARD

1,200 gramos de mineral molido en húmedo a 150 mallas con 1 libra por tonelada de aceite de flotación N.º 14.

La pulpa fué traspasada a una máquina de flotación y agitada con 4 libras por tonelada de agente modificador de ganga N.º 1, diluída en la proporción de 5 partes de agua por una de mineral y una espuma removida durante 15 minutos.

PRODUCTO	Peso Gramos	Ensaye Gmos. Ag.	Recuperación % Ag.
Crudo.....	1,200	3,112	100
Espuma.....	216	13,080	75.5
Residuos.	984	956	25.1

NOTA.—Los residuos de esta prueba estaban en un estado de defloculación.

EL GRADO DE MOLIENDA

Este tópico ya ha sido tratado en las primeras partes de este informe y se ha demostrado que para producir los mejores resultados la molienda debe ser suficientemente fina para liberar los minerales el uno del otro.

CANTIDAD DE ACEITE DE FLOTACIÓN

La cantidad de aceite de flotación que se ha necesitado para obtener los mejores resultados ha variado entre 1½ y 2 libras por tonelada para la separación primitiva de los valores de la plata. Un exceso de aceite disminuye el grado de concentrado y mejora la re-

cuperación, mientras que una deficiencia de aceite aumenta el grado y disminuye la recuperación.

La cantidad exacta para ejecutar el mejor trabajo solamente puede ser resuelta en operación continua en la práctica. Se dan los resultados de dos pruebas usando aceite de flotación N.º 14 a razón de 1½ y 2 libras por tonelada, respectivamente.

PRUEBA 470-B, MÁQUINA STANDARD

1,200 gramos mineral sólido en húmedo a 150 mallas con 1½ libras por tonelada de aceite N.º 14.

Proporción de agua a sólidos 5-1.

Una espuma retirada durante 15 minutos.

PRODUCTO	Peso Gramos	Ensaye Gmos. Ag.	Recuperación % Ag.
Crudo.....	1,200	2,820	100
Espuma.....	232	10,790	73.9
Residuos.....	968	833	23.8

PRUEBA 456-B

Repetición de la prueba anterior con 2 libras por tonelada de aceite.

PRODUCTO	Peso Gramos	Ensaye Gmos. Ag.	Recuperación % Ag.
Crudo.....	1,200	2,618	100
Espuma.....	278	8,675	76.8
Residuos.....	922	774	22.7

NOTA.—La ley baja del concentrado se debe parcialmente a que la correa de la máquina de flotación se cortó al final de la prueba causando un pequeño rebalse del spitzkast al receptáculo conteniendo el concentrado. Como el tiempo de espumación había expirado la recuperación aumentaría muy levemente debido al rebalse.

REVISTA DE LA SEPARACIÓN PRIMITIVA DE LOS VALORES DE LA PLATA

Al revisar los resultados de la separación primitiva de los valores de la plata, se observará que los concentrados en la mayor parte de los casos es comparativamente bajo pero con condiciones adecuadas la recuperación varía entre 70-75%.

Era evidente que en orden a mejorar sobre el grado de concentración un tratamiento de relimpiado de los concentrados primitivos era necesario.

Primeramente se efectuó una serie de experimentos relimpiando los concentrados primitivos con el agente modificador N.º 1, y mientras que esto dió un producto final limpiado de ensaye subido en plata, el producto mediano (como espitulado anteriormente) cuando se devolvió al circuito de mineral crudo tuvo un efecto adverso sobre la recuperación última de la blenda, pero no a un grado tan marcado cuando se usó directamente sobre el mineral crudo.

PRUEBA 471-B, MÁQUINA STANDARD

1,200 gramos de mineral de 10 mallas molido en húmedo a 150 mallas con 1.5 libras por tonelada de aceite N.º 14.

Pulpa tratada en cinco partes de agua por una de sólidos y los concentrados primitivos removidos por 12 minutos fueron relimpiados en la misma máquina con 20 partes de agua por una de sólidos (aprox.) con dos libras por tonelada de agente modificador N.º 1.

La espuma limpia final fué removida por un período de tres minutos y el producto mediano descargado para ensaye por separado.

PRODUCTO	Peso Gramos	Ensaye Gmos. Ag.	Recuperación % Ag.
Crudo.....	1,200	2,820	100
Espuma.....	206	11,820	72.0
Residuos.....	994	910	26.7

NOTA.—Se observará que en la prueba indicada el ensaye del concentrado primitivo era levemente más alto que el término medio.

Esto se explica en parte por el tiempo de espumación reducido de la separación primitiva.

RELIMPIADO DE LOS CONCENTRADOS PRIMITIVOS

PRODUCTO	Peso Gramos	Ensaye Gmos. Ag.	Recuperación % Ag.
Espuma primitiva.....	206	11,820	72.0
Espuma limpiada.....	44	29,560	38.4
Producto mediano.....	162	7,020	33.6

Los resultados del tratamiento de relimpia indican que el tiempo de espumación era insuficiente, pues, en la práctica general, usualmente se procura producir un producto mediano de más o menos el mismo tenor del mineral crudo.

RECUPERACIÓN DE LA BLENDA DE ZINC

Siguiendo sobre el tratamiento de la relimpia, se pusieron en práctica experimentos: para la subsiguiente recuperación de la blenda de zinc después de la remoción y limpiado de los concentrados primitivos.

Durante los primeros pasos de la investigación, el producto mediano fué mantenido separado, la devolución de éste al circuito manteniéndose a un lado hasta que se seleccionaron reactivos adecuados para la separación por flotación de la blenda.

Los concentrados primitivos fueron relimpiados en una pulpa de 20-1 con agente modificador N.º 1 a razón de 2 libras por tonelada sobre el mineral original.

PRUEBA 474-B, MÁQUINA STANDARD

1,200 gramos de mineral molido en húmedo a 150 mallas con 1,5 libras por tonelada aceite núm. 14.

Los concentrados primitivos fueron removidos durante 15 minutos en una pulpa de 5 a 1 y relimpiados como se indica arriba.

El producto restante después de la separación de los concentrados primitivos fueron agitados con 10 libras por tonelada, agente modificador N.º 3 y 0.5 libras por tonelada cada una de los aceites de flotación números 7 R., 30 R., y 14 R.

Se removió una espuma de blenda de zinc durante 5 minutos, después de lo cual se agregó además, 0.13 libras por tonelada de los mismos aceites y se removió una segunda espuma de blenda por otros 5 minutos, descargándose a éste los residuos para ensaye.

También se usó en el tratamiento de zinc agente modificador N.º 10, a razón de 0.5 libras por tonelada.

El resultado de la prueba se demuestra en el orden de los productos tal como se obtuvieron.

PRODUCTO	Peso Gramos	Ensaye Gmos. Ag.	Recuperación % Ag.
Crudo.....	1,200	2,820	100
Espuma primitiva.....	254	9,480	71.3
Espuma limpiada.....	84	19,610	48.7
Producto mediano.....	170	4,490	22.6
1. ^a espuma de zinc.....	467	1,110	15.3
2. ^a espuma de zinc.....	184	1,430	7.8
Residuos.....	295	570	5.0

23.1

NOTA.—La primera espuma de zinc contenía 49,5% Zn.

La recuperación en globo de la plata en todos los productos es 94.4%.

DEVOLUCIÓN DEL PRODUCTO MEDIANO (A)

Se efectuó una serie de pruebas con el objeto de determinar el efecto de la devolución del producto mediano a una nueva carga de mineral original. Estos experimentos corresponden a la devolución del producto mediano a la cabeza de la planta de flotación en las operaciones prácticas.

Se habrá observado que el tratamiento primitivo se efectuó con solamente un aceite pero que la relimpia se efectuó con un agente modificador. Por consiguiente, se introdujo un nuevo factor a lo cual se necesitaba investigar.

(Continuará).

LEGISLACION

PROYECTO DE CODIGO DE MINERIA

TITULO PRIMERO

De las minas y de la propiedad minera

ARTÍCULO PRIMERO.

El Estado es dueño de todas las minas del territorio, no obstante el dominio de los particulares sobre la superficie de la tierra en cuyas entrañas estuvieren situadas.

Pero se concede a los particulares el derecho de catear para buscar las minas, de explotarlasy de disponer de ellas como dueños, con los requisitos y bajo las reglas que prescribe el presente Código.

ART. 2.º

Mina es todo yacimiento o depósito natural de substancias minerales, cualquiera que sea su especie.

Pertenencia es la concesión o propiedad particular de una o más minas, comprensiva de un sólido de base rectangular, de extensión determinada y de profundidad indefinida dentro de los planos verticales que lo limitan.

Minero es el propietario de pertenencia o de alguna cuota en ella.

ART. 3.º

Para los efectos de este Código, las minas se dividen en tres categorías:

1.º Las denunciables o de libre adquisición y son todas las de minerales metálicos, las de combustibles, los lavaderos, las solfataras y además, las de cualesquiera otras substancias minerales que se hallaren en terrenos de propiedad fiscal, excepto las mencionadas en el número siguiente;

2.º Las que se reserva el Estado: salitreras y covaderas, sin perjuicio de los derechos adquiridos por particulares con anterioridad a esta ley; y

3.º Las que el Estado cede al dueño del suelo, que son todas las no mencionadas en este artículo.

Las substancias metálicas a que se refiere el número primero, son: oro, plata, cobre, platino, mercurio, plomo, zinc, bismuto, cobalto, estaño, antimonio, arsénico, fierro, cromo, manganeso, molíbdeno, vanadio, iridio, tungsteno, torio, osmio, paladio, titanio y uranio.

ART. 4.º

Son de aprovechamiento común los escoriales y relaves abandonados en sitios abiertos.

ART. 5.º

La ley concede la propiedad minera bajo la condición de pagar una patente, y sólo se entenderá perdida esa propiedad y devuelta al Estado por la falta de cumplimiento de aquella condición y previos los requisitos expresamente prevenidos en este Código.

ART. 6.º

El dominio de la pertenencia no comprende el terreno superficial, sin perjuicio de las servidumbres que esta ley establece.

ART. 7.º

La ley prohíbe las concesiones mineras en los sitios poblados y en terrenos de regadío; pero en estos las permite exclusivamente a los dueños particulares del suelo.

TITULO II

De la capacidad para adquirir pertenencias

ART. 8.º

Las personas capaces de adquirir bienes raíces pueden solicitar y adquirir pertenencias, salvo las indicadas en el artículo siguiente.

ART. 9.º

Se prohíbe adquirir pertenencias o alguna cuota o interés en ellas:

- 1) A los Gobernadores, dentro del departamento de su mando;
- 2) A los magistrados de los tribunales superiores de justicia y jueces letrados en lo civil, dentro de su territorio jurisdiccional;

3) A los secretarios de los juzgados civiles, a los conservadores de minas y a los empleados de ambos funcionarios, dentro del territorio de sus oficios;

4) A los geólogos e ingenieros de minas del Estado, en la zona que sirven; y

5) A las mujeres no separadas totalmente de bienes y a los hijos de familia de las personas anteriormente indicadas.

Pero podrán adquirirlas a virtud de un título anterior o al de sucesión por causa de muerte.

ART. 10.

La pertenencia o cuota adquirida en contravención a lo dispuesto en el artículo anterior, se adjudicará al que primero la denunciare y probare la contravención.

ART. 11.

El menor de edad y el hijo de familia adultos pueden, sin el consentimiento de sus representantes legales, pedir y adquirir pertenencias en las minas que descubrieren, las cuales quedarán incorporadas a su peculio industrial; pero se requerirá su consentimiento para enajenarlas o hipotecarlas, sin otra formalidad.

ART. 12.

Las pertenencias concedidas a cualquiera de los cónyuges son de la sociedad conyugal.

La mujer, por sí sola, es hábil para solicitarlas.

ART. 13.

La concesión de pertenencias a favor de un impúber, sin el consentimiento de su representante legal, es nula de nulidad absoluta, y la parte que le cupiere en compañía con personas hábiles, acrecerá a éstas proporcionalmente a sus cuotas en la comunidad.

TITULO III

Del cateo

ART. 14.

El derecho de catear puede ejercerse únicamente en terrenos en que puede concederse libremente pertenencias.

ART. 15.

El cateador que encontrare resistencia en el dueño del suelo de secano, por estar cerrado o contener sementeras, arbolados o viñedos o por otra causa, podrá ocurrir al juez, quien concederá o denegará la autorización, previa audiencia verbal de los interesados. Su resolución será cumplida, no obstante cualquier recurso que se interponga.

ART. 16.

La autorización judicial de cateo fijará el número de personas de la expedición y se entenderá siempre con las condiciones siguientes.

- 1.º Que la investigación se practique necesariamente cuando no hubiere frutos pendientes en el terreno;
- 2.º Que su duración no exceda de dos meses, salvo que se quisiera hacerla por medio de sondajes, en cuyo caso el juez fijará prudencialmente el plazo; y
- 3.º Que el solicitante indemnice al dueño del suelo de todo daño que, con la investigación o con ocasión de ella, le causare, debiendo rendir fianza, calificada por el juez, para asegurar el cumplimiento de esta obligación.

ART. 17.

El que ya hubiere obtenido autorización judicial para investigar en un terreno, no podrá solicitar otra con referencia al mismo, sino después de transcurridos dos años.

Pero si no pudiere practicar el cateo en el tiempo debido, podrá el juez, con conocimiento de causa, diferir la autorización para otra época oportuna.

ART. 18.

Durante el plazo de la investigación, el cateador será el único que tendrá derecho a pertenencias en el terreno investigado.

ART. 19.

Se comprende en el cateo, no sólo el derecho de excursionar, sondear y abrir la tierra para hacer reconocimientos, sino el de imponer en los predios de secano los servicios necesarios para la exploración y constitución de pertenencias, como ser: el tránsito de los opera-

rios, animales y vehículos, la construcción de habitaciones ligeras y el uso de leña, pastos y aguadas.

El cateador pagará la indemnización correspondiente por estos servicios, si el dueño del suelo no fuere el Estado, y su monto será fijado de acuerdo de las partes o por el juez en subsidio, procediendo sumariamente.

ART. 20.

No podrá abrirse catas, ni otras labores mineras, a menor distancia de cincuenta metros horizontales de una línea férrea o de un camino o canal cualquiera, o de abrevaderos y vertientes, ni a menos de quinientos de cualquier sitio poblado, sin permiso especial de la autoridad judicial, la cual lo concederá si no hubiere inconveniente a juicio de ingeniero, y prescribirá las medidas de seguridad que el caso requiera.

Para ejecutar esas labores a menor distancia de mil quinientos metros de los puntos fortificados y a menos de quinientos metros de depósitos de pólvora o materias explosivas o inflamables, se requerirá igualmente permiso de la autoridad judicial, quien, para otorgarlo o denegararlo oírá previamente a la autoridad militar respectiva.

La contravención a este artículo se penará con una multa de ciento a mil pesos, sin perjuicio de las indemnizaciones debidas por los daños que se causaren.

TITULO IV

De los descubrimientos y de la constitución de pertenencias

PÁRRAFO I

DE LOS DESCUBRIMIENTOS

ART. 21.

El que descubriere mina, si dentro del radio de cinco kilómetros, partiendo del sitio en que hizo el hallazgo, no se hubiere descubierto otra que haya sido objeto de manifestación inscrita, es **DESCUBRIDOR EN CERRO VIRGEN**.

En caso contrario es **DESCUBRIDOR EN CERRO CONOCIDO**.

Sólo el primero, durante los sesenta días siguientes a su manifestación tendrá derecho a solicitar pertenencias dentro del radio indicado en el inciso primero de este artículo.

ART. 22.

Se tendrá por descubridor al que primero hiciere la manifestación, salvo el caso en que se pruebe que hubo dolo para anticiparse a hacer la manifestación, o para retardar la del que realmente descubrió primero.

Esta acción deberá entablarse dentro del plazo fatal de noventa días, contados desde la fecha de la concesión que se impugna.

ART. 23.

No se tendrá por descubridor al que descubriere mina por orden o encargo de otro, ejecutando por cuenta de éste trabajos de cateo, sino a aquel en cuyo nombre se ejecutan los trabajos.

PÁRRAFO II

DE LA MANIFESTACIÓN

ART. 24.

El descubridor hará manifestación de su hallazgo ante el juez letrado del departamento, por medio de un pedimento o denuncia en que expresará su nombre, profesión y domicilio, como asimismo los de sus compañeros, si los tuviere.

ART. 25.

El pedimento deberá contener las siguientes designaciones:

- 1.º Las señales más precisas y características del sitio en que se hizo el hallazgo;
- 2.º La clase del mineral;
- 3.º La circunstancia de ser el denunciante descubridor en cerro virgen o conocido;
- 4.º El número de pertenencias que solicita, no pudiendo exceder de tres en un mismo pedimento;
- 5.º El nombre y deslindes de cada una de ellas;
- 6.º La extensión expresada en hectáreas, que desea comprenda cada pertenencia; y
- 7.º La comuna y subdelegación de su ubicación.

ART. 26.

El secretario del Juzgado pondrá en el pedimento certificado del día y hora de su presentación, sin emplear guarismos ni abrevia-

turas, tomará nota en un libro de anotaciones que llevará al efecto y dará recibo al interesado, si lo pidiere.

Este libro contendrá las enunciaciones indicadas en los artículos 24 y 25 y al margen el número de orden de las anotaciones.

ART. 27.

Estando la manifestación en forma legal, ordenará el juez registrarla y publicar su registro y en caso contrario, que se subsanen los defectos, quedando vigente, entre tanto, el certificado de que habla el artículo anterior.

Las pertenencias colectivas de un pedimento deberán registrarse separadamente.

ART. 28.

El registro es la transcripción íntegra de la manifestación, cargo y actuaciones pertinentes y del proveído que lo ordena, hecho en el Registro de Descubrimientos

De esta diligencia se dará copia al interesado y se archivará el original, con anotación del folio y número del registro correspondiente.

ART. 29.

La publicación del registro se hará insertando la copia autorizada que dará el Conservador, en un periódico de la cabecera del departamento y en su defecto en uno de la cabecera de la provincia, por tres veces, mediando diez días cuando menos entre una y otra publicación.

ART. 30.

Cualquiera persona hábil puede solicitar pertenencias para otros, sin justificar personería y sólo expresando que procede por encargo suyo.

ART. 31.

El error respecto de algunas de las circunstancias designadas en la manifestación, podrá salvarse antes de la ratificación, por medio de un escrito que tambien se ordenará registrar, y publicar su registro.

PÁRRAFO III

DE LA RATIFICACIÓN.

ART. 32.

El concesionario está obligado a labrar dentro del plazo de noventa días, contado desde la fecha en que se ordenó registrar la manifestación, un pozo de cinco metros, a lo menos, de profundidad vertical en las minas metálicas, que sirva de punto de partida para fijar la ubicación de la pertenencia y para hacer constar la existencia del mineral que se va a explotar.

En las no metálicas el pozo será de un metro.

El pozo que hubieren labrado concesionarios anteriores en el mismo yacimiento o cualquiera otra labor de la profundidad vertical indicada, servirá para el cumplimiento de esta obligación.

Cuando se concediere dos o más pertenencias continuas bastará para la serie, el pozo de la pertenencia inicial.

ART. 33.

Labrado el pozo de que trata el artículo anterior, el concesionario deberá alinderar su pertenencia con hitos sólidos y visibles colocados en cada uno de sus extremos y de cincuenta en cincuenta metros, cuando menos. En seguida deberá ratificar su registro por medio de un escrito, dirigido al juez, en el que expresará los rumbos hacia los cuales ha medido y alinderado el rectángulo de su pertenencia y la extensión que le asigna dentro de la cabida de la concesión.

Acompañará a esta solicitud copia autorizada del registro de la manifestación respectiva, testimonio de su legal publicación y la boleta que acredite el pago de la patente proporcional que corresponda.

Estas obligaciones deberá cumplirlas dentro del plazo señalado en el artículo anterior.

ART. 34.

El juez ordenará inscribir la solicitud de ratificación, si estuviere en forma, en el Registro de Descubrimientos. En caso contrario, ordenará subsanar sus defectos en el acto de la notificación.

ART. 35.

La ratificación registrada servirá de título provisorio de propiedad de la pertenencia, hasta que se constituya su título definitivo por la mensura.

Pero la exposición contenida en la ratificación, no servirá de prueba, por sí sola, de haberse verificado en el terreno las condiciones exigidas en los artículos 32 y 33.

ART. 36.

Si el concesionario no labrare el pozo, no habiendo otro aprovechable, y además, no ratificare su registro dentro del plazo fatal señalado en el artículo 32, se le tendrá por desistido de sus derechos, caducando la concesión.

ART. 37.

El error respecto de cualesquiera de las circunstancias designadas en la ratificación del registro, puede subsanarse en todo tiempo, y la rectificación se mandará inscribir en el Registro de Descubrimientos, haciéndose por el Conservador indicaciones de referencia, al margen de las inscripciones correspondientes.

ART. 38.

Sólo la parte interesada, por sí o por mandatario, podrá solicitar la ratificación.

Las pertenencias solicitadas colectivamente en un pedimento, deberán ratificarse individualmente, en solicitud separada.

PÁRRAFO IV

DE LA MENSURA

ART. 39.

Para solicitar la mensura de una pertenencia deberá acompañarse copia autorizada de la manifestación y ratificación respectivas. El juez ordenará citar a los colindantes por medio de un edicto que se fijará por quince días en la puerta del Juzgado y se insertará por tres veces, en el mismo término, en un periódico del asiento del Juzgado y en su defecto en uno de la cabecera de la provincia.

Si los colindantes residieren en el departamento, se les notificará, además, personalmente.

Siempre, y aún cuando la solicitud de mensura expusiere que no hay colindantes, se harán las publicaciones prevenidas anteriormente,

ART. 40.

La prioridad de la manifestación da derecho preferente para la mensura de una pertenencia.

ART. 41.

Cualquier interesado, dentro del plazo fatal de diez días contados desde el vencimiento de los edictos, podrá oponerse a la mensura que se solicita, alegando derecho preferente, y si se le reconociere tal derecho, el juez le fijará un plazo prudencial para mensurarse.

No haciéndolo dentro de ese plazo, perderá su preferencia.

ART. 42.

Idénticos plazo prudencial y sanción, que en el artículo anterior, se aplicarán cuando un colindante o concesionario posterior reclame del concesionario antelado, para que ejercite su preferencia.

ART. 43.

No habiendo recaído contradicción en la solicitud de mensura o resueltos por sentencia definitiva los incidentes a que ella hubiere dado lugar, el juez ordenará que se proceda a la operación, señalando previamente a las partes el día y hora de su iniciación.

ART. 44.

La mensura se practicará por ingeniero universitario y a falta de ingeniero, por un perito, nombrado por el Juzgado, a presencia de dos testigos.

ART. 45.

Los mineros colindantes tienen derecho para nombrar ante el juez un ingeniero o perito que asista a la mensura, vigile la operación y haga en el terreno las observaciones y reclamos referentes a los procedimientos, datos y apreciaciones periciales.

ART. 46.

El ingeniero, encontrando yacimiento denunciado y que se halla en forma el pozo de ubicación de la pertenencia, procederá a mensurarla en la forma determinada en la ratificación, o como entonces lo pidiere el interesado, si no hubiere colindantes, o si ha-

biéndolos no lo contradijeren, debiendo quedar siempre dicho pozo dentro de la pertenencia.

Toda pertenencia deberá mensurarse y alinderarse separadamente, conforme al señalamiento de hitos, que marcará el ingeniero en los vértices del rectángulo.

Si parte de una pertenencia estuviere cubierta por aguas de mar, ríos o lagos, que no permitieren la construcción de hitos, el ingeniero marcará en los vértices de tierra, los ángulos rectos iniciales del rectángulo, los cuales el interesado deberá exteriorizar con un muro sólido de diez metros de longitud por dos de altura.

ART. 47.

Para fijar los rumbos el ingeniero se valdrá del norte magnético y relacionará la posición del pozo o de alguno de los linderos, a lo menos con respecto a tres objetos fijos y bien perceptibles del terreno, en forma de que la mensura pueda en cualquier tiempo reconstituirse matemáticamente.

ART. 48.

Si se suscitare divergencia entre el ingeniero mensurador y los asistentes, sobre puntos periciales, será ella resuelta por el primero, sin perjuicio de la decisión judicial que posteriormente se dictare.

ART. 49.

Terminada la operación, el mensurador levantará acta de lo obrado, que contenga la narración precisa, clara y circunstanciada del modo cómo se ejecutó y de su resultado y también las observaciones y reclamos de los ingenieros asistentes, en su caso. Igualmente levantará un plano o croquis de ubicación de la mensura.

El acta, suscrita por todos los concurrentes, se elevará al juez, quien hallándola completa y legal la aprobará y mandará inscribir y archivar el original, junto con el plano o croquis en referencia; o bien, ordenará subsanar las faltas o ilegalidades que notare.

En caso de divergencias periciales, antes de resolver, podrá pedir informe de ingeniero sobre la cuestión substancial debatida.

ART. 50.

Toda pertenencia deberá ser continua, formando un solo rectángulo.

Si resultare no haber terreno bastante para la medida que le corresponde, por la interposición de otra pertenencia, quedará aquella restringida al terreno que hubiere libre hasta la interposición y no

podrá completarse dicha medida saltando la pertenencia interpuesta:

La demasía o extensión de terreno en que no cupiere una pertenencia, que resultare de la mensura entre dos o más, accederá a la pertenencia que tuviere prioridad en su manifestación.

ART. 51.

La operación de mensura practicada de conformidad a los artículos anteriores, será inmutable y una vez inscrita el acta respectiva, constituirá definitivamente el título de propiedad de la pertenencia, sin que pueda ser impugnada sino por error pericial constante de la misma acta, por fraude o dolo o por la invasión a pertenencia ya mensurada y actualmente amparada.

La acción de impugnación prescribe en un año contado desde la fecha aprobatoria de la mensura.

ART. 52.

Podrá rectificarse la mensura de una pertenencia, a solicitud del minero que viniere a situarse como colindante y alegare que tiene mayor extensión de la que le corresponde por su título, procediéndose para la rectificación en la misma forma que para la mensura primitiva.

ART. 53.

El minero es obligado a mantener y conservar en pie los hitos de su pertenencia; y no podrá cambiar su ubicación bajo multa de quinientos pesos, sin perjuicio de la responsabilidad criminal si hubiere procedido maliciosamente, o sea, con daño o menoscabo del derecho de un tercero.

TITULO V

De la condición jurídica de las pertenencias

ART. 54.

La pertenencia es un inmueble distinto y separado del terreno superficial que comprende, aunque aquélla y éste pertenezcan a un mismo dueño, y se rige por las mismas leyes que los demás bienes raíces, salvo las disposiciones especiales de este Código.

ART. 55.

Se reputan inmuebles las máquinas, instrumentos y utensilios que arraigados al suelo, sirven para la explotación de la pertenencia y en general las cosas adheridas, destinadas permanentemente por el dueño a dicha explotación.

ART. 56.

Las pertenencias no son susceptibles de división material, sino intelectual o de cuota.

No se puede constituir derecho alguno sobre labores determinadas.

TITULO VI

De la tradición, de las inscripciones y de la prescripción

ART. 57.

La posesión y dominio originarios de las pertenencias se adquieren por el registro de la concesión legalmente practicado y desde que este tiene lugar, la pertenencia queda sujeta a las prescripciones que rigen la propiedad inscrita.

ART. 58.

La tradición de pertenencias mensuradas o ratificadas se efectuará por la inscripción del título en el Registro de Propiedad del Consejador de Minas. Las actas de mensuras se inscribirán también en este Registro. Igualmente la constitución de derechos reales en ellas.

ART. 59.

La tradición de pertenencias simplemente manifestadas e inscritas en el Registro de Descubrimientos, se verificará por la inscripción del título en este Registro, en el cual se inscribirá también todo instrumento relativo a ellas.

ART. 60.

El Registro Conservatorio de Minas se regirá por las mismas disposiciones que el de Bienes Raíces y constará, además de los libros y registros parciales de éste, del Registro de Descubrimientos.

ART. 61.

A excepción de la hipoteca, no son materia de inscripciones mineras, los títulos a que se refiere el número 2.º del artículo 52 del Reglamento Conservador de Bienes Raíces.

ART. 62.

El Conservador de Minas deberá llevar, además, un índice de ratificaciones y mensuras, que contendrá cuatro columnas, con las siguientes enunciaciones: el nombre del minero, el de la pertenencia, la fecha de la providencia que ordena su inscripción o registro y la naturaleza de éste.

ART. 63.

Los contratos en que se transfiera la propiedad de las pertenencias no podrán rescindirse en ningún caso por lesión enorme.

ART. 64.

La venta de una pertenencia no se reputará perfecta si no constare de escritura pública.

ART. 65.

El tiempo de posesión necesario para ganar por prescripción las pertenencias, será de dos años, en la prescripción ordinaria y de diez en la extraordinaria, sin distinción en ningún caso entre presentes y ausentes.

TITULO VII

De los derechos del minero

PÁRRAFO I

DE LAS PERTENENCIAS

ART. 66. •

La pertenencia de substancias metálicas constará de una a cinco hectáreas, a voluntad del petionario y la de otras substancias denunciabiles, inclusive los lavaderos, de una a diez hectáreas.

En ningún caso el rectángulo de la pertenencia podrá tener una latitud inferior a cien metros.

ART. 67.

La solicitud en que se hiciere manifestación de una pertenencia de hectáreas y fracción, se concederá eliminando la fracción.

ART. 68.

El concesionario de una pertenencia es dueño de todas las substancias minerales, denunciables en ese terreno, que se encontraren dentro de ella.

El minero que encontrando en su pertenencia substancias no denunciables, las extrajere, deberá entregarlas a su propietario, en las canchas de la labor de extracción.

ART. 69.

Mientras subsista incertidumbre en los límites de los departamentos, prevalecerá la prioridad de la manifestación, cualquiera que fuere el Juzgado de los departamentos limítrofes que las hubiere otorgado.

Igualmente, en el caso de pertenencias situadas en dos departamentos contiguos.

ART. 70.

Las aguas procedentes de labores subterráneas de la pertenencia, son del dueño de ésta, dentro de sus respectivos límites.

PÁRRAFO II

DE LAS SERVIDUMBRES DEL SUELO

ART. 71.

El concesionario de pertenencia ratificada o mensurada, puede gravar el terreno erial de su ubicación, con las servidumbres necesarias para su cómoda explotación y a medida que el desarrollo de los trabajos lo fuere requiriendo, como ser: para el establecimiento de canchas y máquinas de extracción y beneficio de sus minerales y para la construcción de casas, campamentos, ferrocarriles y líneas aéreas.

Puede, además, gravarlo con las siguientes servidumbres:

La de leñas para las faenas mineras; pero el derecho de cortarlas cesa si el propietario del suelo las entrega cortadas; y

La de pastaje para los animales ocupados en la explotación y en el acarreo de minerales.

Las servidumbres se extienden también a los suelos de secano contiguos, siempre que el de la ubicación de la pertenencia no alcanzare a satisfacerlas, no pudiendo ocupar una extensión de más de un kilómetro de circunferencia del sitio de la explotación. Pero las de vías aéreas y férreas no tienen esta limitación.

ART. 72.

El minero puede, asimismo, aprovecharse de las aguas que vierten o corren por cauce natural en el predio sirviente, no sólo para la bebida, sino para el movimiento de máquinas de explotación y beneficio, con tal que no las haga nocivas para el uso a que se les tenga destinadas y que si se les desvía de rumbo, sean devueltas al antiguo cauce.

Podrá también abrir pozos u otras labores necesarias para proveerse de aguas, todo dentro de la extensión señalada en el artículo anterior.

ART. 73.

Las servidumbres de que trata este párrafo se constituirán por escritura pública y se indemnizará de todo perjuicio al propietario del predio, que no fuere el Fisco, inclusive el valor del terreno ocupado dentro de la pertenencia.

PÁRRAFO III

DE LOS SERVICIOS RECÍPROCOS DE LAS PERTENENCIAS

ART. 74.

Las pertenencias se deben todos los servicios o usos que, sin inhabilitar o dificultar su explotación, cedan en provecho de otras.

Especialmente quedan sujetas a facilitar la ventilación de las labores, a permitir el paso subterráneo de las aguas con dirección al desagüe general y a soportar en la superficie el tránsito de los operarios, animales y vehículos.

Lo dicho se entiende previa la correspondiente indemnización.

PÁRRAFO IV

DE LOS SOCAVONES

ART. 75.

El dueño de una pertenencia que tuviere que iniciar un socavón en pertenencia ajena o atravesarla con él, y no pudiere llegar a avenimiento con su dueño, podrá solicitar el permiso necesario del juez letrado del departamento en que esté situada esta última.

ART. 76.

El juez, previa citación del dueño de la pertenencia, nombrará un ingeniero para que le informe acerca de los puntos siguientes:

- 1.º Si se puede llevar el socavón por terreno vacante sin incurrir en gastos excesivamente mayores; y
- 2.º Si no se daña considerablemente la explotación de la pertenencia por donde se le intenta llevar.

El ingeniero indicará, para el caso en que se pueda conceder el permiso, qué rumbo y qué amplitud habrá de dársele al socavón dentro de la pertenencia ajena.

ART. 77.

Los dueños de la pertenencia ajena podrán nombrar un ingeniero para que informe también al juez sobre la materia.

ART. 78.

Evacuado el informe del ingeniero nombrado por el juez, no se esperará más de ocho días la presentación del informe del ingeniero a que se refiere el artículo anterior, para que el juez se pronuncie concediendo o denegando el permiso.

ART. 79.

Si el juez concediere el permiso solicitado, fijará el rumbo que deberá seguir el socavón y el máximo de amplitud que podrá dársele en la pertenencia sirviente, y dispondrá que el socavonero señale en la superficie, por medio de hitos colocados de veinte en veinte metros, el rumbo del socavón.

ART. 80.

El socavonero no podrá, dentro de la pertenencia ajena, variar el rumbo ni la amplitud fijados al socavón, a menos que obtenga nuevo permiso, con las formalidades de la primitiva solicitud.

Pero no será necesario, cuando la variación sea meramente accidental, para evitar las dificultades que sobrevengan en el trabajo.

ART. 81.

El dueño de la pertenencia atravesada, tiene el derecho de visitar el socavón cuando quiera, pudiendo ocurrir al juez, como en el caso del artículo 94.

ART. 82.

El socavonero deberá indemnizar los perjuicios que causare al dueño de la pertenencia por donde intenta pasar; y si éste lo solicitare, rendirá caución, antes de principiar la obra.

ART. 83.

El dueño de la pertenencia atravesada debe abstenerse, no sólo de tocar las fortificaciones del socavón, sino de arrancar minerales dentro de las labores de su pertenencia, en términos de que queden las paredes del socavón con menos de dos metros de espesor, salvo que las fortifique convenientemente.

Pero el socavonero le indemnizará de los gastos y de todo perjuicio que el cumplimiento de esta obligación le irrogare.

ART. 84.

Encontrando el socavonero substancias minerales en la pertenencia ajena, no podrá explotarlas; y las que extrajere dentro de la amplitud del socavón, las entregará al dueño de la pertenencia, deducidos los gastos de extracción; salvo que éste se negare a recibirlas, en cuyo caso las hará suyas.

PÁRRAFO V

DE LOS DESAGÜES

ART. 85.

El dueño de socavón que alegare que alguna de las pertenencias vecinas se desagua por el suyo con utilidad manifiesta para

ella, tendrá el derecho de pedir que se tome el nivel de las aguas en las labores que indique, y, justificado el hecho del desagüe y la utilidad manifiesta, deberá abonársele por el dueño de la pertenencia beneficiada el valor del beneficio que recibe o el costo que le demandaría obtener ese beneficio por otros medios, a justa tasación pericial.

Es extensiva esta disposición al caso de desagüe por medio de pozos.

ART. 86.

En caso de que el desagüe de una pertenencia se hiciere por dos o más socavones, se distribuirá el monto del pago debido a prorrata del beneficio que de cada socavón se obtiene.

ART. 87.

El pago se hará sólo con los productos de la pertenencia desaguada, como en el caso de avío.

Para que este crédito tenga efecto respecto de terceros, deberá inscribirse en el Registro del Conservador y se considerará como un avío.

PÁRRAFO VI

DE LOS CAMINOS

ART. 88.

Todo camino abierto para una pertenencia aprovechará a las demás que se encuentren en el mismo asiento mineral; y los costos de conservación se repartirán entre todas ellas a prorrata.

Con este objeto, los interesados nombrarán de entre ellos mismos una junta que, anualmente, fijará la cuota con que deba contribuir cada pertenencia, y hará las obras de reparación y conservación que se acuerde.

Cualquiera dificultad que ocurra a este respecto será resuelta por el juez letrado del lugar, procediendo sumariamente.

ART. 89.

Las pertenencias gozan también del derecho de imponer dentro y fuera de su perímetro y en toda clase de fundos hasta los caminos públicos, la servidumbre de tránsito, en conformidad a las reglas generales.

TITULO VIII

Del amparo De la explotación pertenencias

ART. 90.

Los mineros pueden explotar libremente sus pertenencias; pero quedan obligados:

- 1.º A conservar sus labores en buen estado de ventilación;
- 2.º A proveerlas de los medios necesarios que aseguren la fácil circulación de los operarios;
- 3.º A mantenerlas con la debida seguridad para evitar derrumbes o inundaciones; y
- 4.º A dotar de campamentos o habitaciones higiénicas a sus operarios, pudiendo la autoridad administrativa suspender las faenas mientras no se cumpla esta obligación, de acuerdo con lo informado por la oficina del trabajo.

Si por infracción de alguna de las tres primeras prescripciones, ocurriere dentro de la pertenencia algún accidente que causare daño a alguna persona, será ésta debidamente indemnizada, aunque se alegare caso fortuito.

ART. 91.

El minero que temiere inundación o derrumbe en su pertenencia por el mal estado de las labores de la pertenencia vecina, tiene el derecho de visitar ésta y se observará al respecto lo dispuesto en el artículo 94.

ART. 92.

Siempre que el peligro exista, el minero podrá ocurrir al juez para que ordene al dueño de la pertenencia vecina que haga los trabajos necesarios para precaver el peligro y caucione desde luego el resarcimiento de los perjuicios que puedan ocurrir.

Si, notificada la demanda, se realizare el daño temido, se indemnizará de todo perjuicio al demandante; pero si ocurriere por caso fortuito, no habrá lugar a indemnización, a menos de probarse que el caso fortuito, sin el mal estado de las labores, no hubiera causado el accidente.

TITULO IX

De la internación

ART. 93.

Se prohíbe al minero internarse con sus labores en pertenencia ajena. Toda internación sujeta al que la efectúa a la restitución del valor que hubiere sacado de ella, a justa tasación de peritos.

Esta acción sólo podrá ejercerla el propietario de pertenencia mensurada.

ART. 94.

Antes de entablar el juicio sobre internación, podrá el minero, para cerciorarse de su efectividad, visitar la pertenencia colindante, por sí o por medio de un técnico a fin de medir y levantar el plano de las labores inmediatas a la suya.

Negándose el colindante a permitir esta visita, el minero podrá ocurrir al juez, quien la autorizará o nó, procediendo en forma sumaria.

ART. 95.

Podrá el juez ordenar, como medida preventiva, que se suspendan provisionalmente los trabajos en las labores internadas y se fijen sellos en los puntos divisorios, siempre que de la mensura practicada por un ingeniero nombrado por él, resultare comprobado el hecho de la internación.

ART. 96.

Sin perjuicio de lo dispuesto en el artículo 93, al que efectúa la internación podrá estimársele responsable de hurto, si se le probare mala fe.

Se presume mala fe cuando la internación excede de cinco metros, medidos horizontalmente.

Se presume, asimismo, cuando el colindante se ha negado, sin motivo justificado, a permitir la visita a que se refiere el artículo 94.

TITULO X

Del amparo y caducidad de las pertenencias

ART. 97.

Todo concesionario está obligado a amparar su pertenencia pagando una patente anual de diez pesos por cada hectárea de extensión que le asigne su título.

Toda fracción de hectárea se considera como hectárea completa para el pago de la patente.

ART. 98.

La patente anual se pagará anticipada en la tesorería municipal de la comuna en que estuviere situada la pertenencia, o en la respectiva tesorería fiscal, en su caso, desde el primero hasta el treinta y uno de Marzo inclusive, de cada año.

El importe de la patente que previamente deben pagar los concesionarios al raticar, será proporcional al tiempo que falte para completar el período anual que vence el primero de Marzo.

ART. 99.

Todo certificado de entero de patente deberá contener el nombre del concesionario y el de la pertenencia, las hectáreas de que ésta consta, la subdelegación en que está ubicada y la clase del mineral.

ART. 100.

La pertenencia ratificada o mensurada sólo caducará por falta de pago de la patente en el plazo que fija esta ley, caso en el cual se sacará a remate público para el efecto de adjudicarla al mejor postor, con la condición de seguir pagando la patente respectiva.

El remate podrá suspenderse únicamente por la circunstancia comprobada de haberse pagado oportunamente la patente, siendo, por lo tanto, su figuración en la nómina de las impagas, la obra de un error.

ART. 101.

Antes del 30 de Abril las tesorerías municipales y fiscales pasarán al Juzgado de Letras una nómina de las propiedades mineras que no hayan pagado la patente correspondiente en el mes anterior, expresándose en ella las indicaciones contenidas en el artículo 99.

El Juzgado ordenará publicar avisos por cinco veces en un periódico de la cabecera del departamento, y en su defecto en uno de la de provincia, en los que señalará el día y hora del remate, el cual deberá tener lugar en la primera quincena de Junio próximo.

ART. 102.

Si en el remate no hubiere postores por el mínimum de la patente adeudada y costas, acto contínuo el Juzgado declarará franco el terreno ocupado por la respectiva pertenencia.

ART. 103.

El secretario del juzgado certificará a continuación del auto declaratorio de terreno franco, la hora precisa de su pronunciamiento. Esta resolución se inscribirá en el Registro Conservatorio de Minas y se anotará al margen de la inscripción de la ratificación y mensura de las pertenencias declaradas francas, bajo multa de cien pesos por cada contravención. Para el efecto el Conservador exigirá del Secretario, copia autorizada del auto respectivo y piezas pertinentes.

ART. 104.

En el remate se observarán las disposiciones de los artículos 515 a 519 del Código de Procedimiento Civil, y si dentro de tercero día de verificado no se redujere a escritura pública, el tesorero respectivo deberá instaurar procedimiento sumario contra el adjudicatario moroso para hacer efectivo el pago del precio y las costas de la instancia.

ART. 105.

El juzgado, dentro de quinto día, transcribirá a los respectivos tesoreros la parte pertinente del acta de remate y del auto declaratorio de terreno franco.

Los tesoreros eliminarán de su rol las pertenencias que hubieren sido declaradas francas.

ART. 106.

Cuando algún concesionario dejare transcurrir dos períodos consecutivos sin pagar en forma completa la patente respectiva y por alguna omisión no se hubiere sacado a remate su pertenencia, se entenderá que pierde irrevocablemente su propiedad minera por el solo ministerio de la ley.

El terreno será considerado franco y cualquiera persona podrá

solicitar pertenencia en él, y que se cancelen las inscripciones del dominio anterior, previa la comprobación sumaria del desamparo.

ART. 107.

La adjudicación de una pertenencia no comprende los inmuebles accesorios, pero el adjudicatario tiene derecho a adquirirlos, a falta de convenio, por regulación judicial, previo informe pericial.

ART. 108.

El no cumplimiento o cumplimiento tardío de cualquiera de las obligaciones impuestas en este Título a los tesoreros será penado con una multa de cien pesos a beneficio fiscal, que se hará efectiva de oficio o a requerimiento de cualquiera persona.

TITULO XI

De la venta de minerales

ART. 109.

La venta de minerales, cualquiera que sea su clase, se reputa perfecta desde que las partes han convenido en la cosa y en el precio.

ART. 110.

El precio de los minerales metálicos, salvo estipulación en contrario, se determinará por su *ley*, o sea, por el tanto por ciento de metal fino que contengan, obtenido por el ensaye o análisis químico de las muestras y se pagará con arreglo a la cotización en plaza.

ART. 111.

Para la determinación de la *ley*, el comprador cortará muestras de las pilas que el minero hiciere en sus canchas, en la forma establecida por la costumbre, a presencia de éste o de su encargado.

ART. 112.

Si el vendedor no se conformare con las leyes comunes obtenidas por el comprador, podrá obligar a éste a aceptar el arbitrio de un tercero, designado de común acuerdo.

En caso de desacuerdo, este Código designa árbitro al ensayador oficial, que para cada zona minera nombrará el Presidente de la República.

ART. 113.

Mientras los minerales no hubieren sido muestreados no podrá en manera alguna disponer de ellos el comprador.

ART. 114.

La operación de cortar muestras deberá verificarse dentro del plazo de treinta días, contados desde la fecha de la primera entrega de minerales. Expirado este término, el comprador procederá al muestreo en presencia de dos testigos y podrá disponer de ellos en ausencia del vendedor.

ART. 115.

El precio de los minerales no metálicos se estipulará por escritura pública y aún privada, pero en este caso con la firma de dos testigos.

ART. 116.

Los minerales podrán comprarse en las canchas de las minas, o a minero conocido; o a presencia del juez de subdelegación o de distrito; o de testigos que no sean empleados del comprador.

Comprándose con algunas de estas precauciones, no serán reivindicables en ningún caso.

ART. 117.

Cuando fuera de los casos contemplados en el artículo precedente, el reivindicador alegare que le han substraído minerales y que los que reclama son iguales a los que extrae de su pertenencia, le bastará probar estos hechos para que se de lugar a la reivindicación.

ART. 118.

Si resultaren hurtados los minerales que se han comprado sin alguna de las precauciones indicadas en el artículo 116, el comprador queda sujeto a la presunción legal de encubridor de hurto.

(Continuará).

COTIZACIONES

COTIZACIONES DE LAS ACCIONES MINERAS EN LAS BOLSAS DE SANTIAGO Y VALPARAISO

PRECIO DE COMPRADORES.

COMPAÑÍAS	Valor de la acción		ULTIMA COTIZACIÓN DEL MES DE:					
			Julio		Agosto		Septiembre	
	Pagado	Nominal	Santiago	Valparaiso	Santiago	Valparaiso	Santiago	Valparaiso
ORO								
Brilladora.....	3 $\frac{3}{4}$...
Dichas.....	\$ 40	...	35	...	32
Espino de Petorca...	0.80	...
Vacas.....	\$ 5	7	...	6 $\frac{3}{4}$
PLATA								
Al fin hallada.....	\$ 5	...	7 $\frac{3}{4}$...	7
Condoriaco.....	6 $\frac{3}{4}$
Caylloma.....	sh. 5	5	...	5 $\frac{1}{2}$	5 $\frac{1}{4}$	5	6 $\frac{3}{4}$...
Eureka.....	6 $\frac{1}{2}$
Huantajaya.....	£ 1	...	85	88	87 $\frac{1}{4}$	87	78	...
María Fca. Huanuni...	sh 10	...	8
Nueva Elqui.....	\$ 10	...	10 $\frac{1}{4}$...	15	...	16	...
Santa Rita.....	£ 5	...	11 $\frac{3}{4}$	11 $\frac{3}{4}$	8 $\frac{1}{2}$	8
Presidenta.....	\$ 5	12
Tres Puntas.....	\$ 5	3 $\frac{1}{4}$	3 $\frac{1}{2}$
COBRE								
Aconcagua.....	\$ 10	...	16	...	15
Bronces.....	\$ 10	...	9 $\frac{1}{8}$	9
Disputada.....	\$ 20	...	40
Gatico.....	\$ 12	12	8	8
Guanaco.....	\$ 10	10 $\frac{1}{2}$
Las Chiles.....	\$ 20	20	32 $\frac{1}{2}$
Tocopilla.....	£ 1	...	92 $\frac{1}{2}$...	86 $\frac{3}{4}$

COMPAÑÍAS	Valor de la acción		ÚLTIMA COTIZACIÓN DEL MES DE:						
			Julio		Agosto		Septiembre		
	Pagado	Nominal	Santiago	Valparaíso	Santiago	Valparaíso	Santiago	Valparaíso	
ESTAÑO									
Carolina.....	£	1	...	54	47½
Chacaltaya.....	sh.	10	...	53½	...	53	53.20
Colquirí.....	\$	5	...	25	25	...	23	19	...
Fortuna de Colquirí...	\$	10	...	30	22½	...
Kala-Uyu.....	£	1	...	67	65	...	77	76	...
Kumurana.....	£	1	33
Kelluani.....	20	24
Llallagua.....	£	1	...	638	645
Monte Blanco.....	£	4	40
Oploca.....	£	1	£	1	191	194	211.60
Salvador.....	sh.	10	...	69½	70	63½	58½	38	...
Santo Cristo.....	£	1	...	11½	...	14½	...	9¾	...
Totalal.....	£	1	5
Yaco.....	\$	5	...	11
CARBÓN									
Arauco.....	17½
Lebu.....	\$	50	14	...
Minera e Industrial...	\$	80	\$	80	37½	37	36	35½	...
Máfil.....	\$	50	55	...
Schwager.....	£	1	£	1	32
PETROLÍFERAS									
Caupolicán.....	sh.	10	...	0.90
Rafaelitas.....	£	1	4½	4½
SALITRERAS									
Antofagasta.....	\$	50	\$	50	78½	78	80	79½	76
Chilena de Salitres....	£	1	32½	31½	33
Galicia.....	£	1	£	1	37½	35½	...
Lastenia.....	£	1	£	1	56½	...	59½	58½	55½
Loa.....	£	1	£	1	77½	77½	78	...	75½
Peñón.....	£	1	£	1	36½	...
Perfetti.....	£	1	18½	18½
Tocopilla.....	£	5	559	560

CAMBIO Y RECARGO DEL ORO

JULIO				AGOSTO				SEPTIEMBRE			
DÍAS	\$ m/c. por £	£ por oro 18d.	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	41.30	13.10	217.—	1	44.—	13.10	234.—	1	...	13.20	232.20
2	42.20	13.10	221.50	2	44.—	13.10	234.—	2	...	13.10	233.80
3	42.60	13.10	223.—	4	44.20	13.20	234.50	3	44.60	13.20	235.—
4	42.—	13.10	217.50	5	44.40	13.20	238.50	4	45.10	13.20	238.50
5	41.80	13.10	217.—	6	45.—	13.20	243.—	5	45.40	13.20	244.—
7	42.40	13.10	222.50	7	44.50	13.10	236.50	10	43.40	13.10	230.—
8	42.20	13.10	220.—	8	43.60	13.10	232.20	11	42.—	13.10	219.—
9	41.80	13.10	217.60	9	43.20	13.10	230.—	12	40.—	13.10	205.—
10	41.70	13.10	217.50	10	43.60	13.10	233.—	13	40.20	13.10	207.50
11	41.60	13.10	215.—	11	...	13.10	232.50	15	39.40	13.10	200.—
12	42.20	13.10	220.—	12	...	13.10	233.—	16	39.60	13.10	198.70
14	42.40	13.10	221.50	13	...	13.10	232.50	17	39.40	13.20	199.—
15	...	13.10	222.—	15	43.80	13.10	232.50	22	39.40	13.10	199.—
16	42.60	13.10	223.—	18	44.—	13.10	232.50	23	40.20	13.10	206.50
17	42.60	13.10	223.50	19	44.40	13.20	235.—	24	...	13.10	207.—
18	42.40	13.10	222.50	20	44.—	13.20	234.20	25	41.20	13.—	215.—
19	...	13.10	223.—	21	44.10	13.20	233.50	27	40.60	13.—	212.60
21	42.—	13.10	220.50	22	43.80	13.20	231.50	29	39.80	13.—	207.—
22	42.20	13.10	222.50	23	43.80	13.10	233.50	30	39.80	13.—	206.50
23	42.60	13.10	225.50	25	43.80	13.10	231.50				
24	42.80	13.10	225.50	26	43.80	13.10	233.20				
25	42.80	13.10	225.50	27	43.80	13.10	231.50				
26	...	13.10	226.—	28	44.—	13.20	232.—				
28	43.80	13.10	230.50	29	43.80	13.20	231.70				
29	43.80	13.10	233.—	30	...	13.20	232.20				
30	44.20	13.10	234.80								
31	44.—	13.10	235.—								

COTIZACIONES DE LA PLATA

JULIO			AGOSTO			SEPTIEMBRE		
DÍA	Londres 2 meses onza standard peniques	Valparaiso kilo fino \$ m/c.	DÍA	Londres 2 meses onza standard peniques	Valparaiso kilo fino \$ m/c.	DÍA	Londres 2 meses onza standard peniques	Valparaiso kilo fino \$ m/c.
10	34 ⁵ / ₈	198.65	7	34 ¹ / ₂	211.20	4	34 ⁵ / ₁₆	212.82
24	34 ⁷ / ₁₆	203.26	21	34 ⁵ / ₁₆	208.10	17	34 ¹⁵ / ₁₆	190.—

COTIZACIONES DEL COBRE

QUINCENAL EN CHILE

FECHAS	A bordo \$ m/c. por qq. m.		
	Barras	Ejes 50 %	Minerales 10 %
Julio 10.	228.77	99.74	12.03
Julio 24.	241.55	105.71	12.70 $\frac{3}{4}$
Agosto 7.	256.53	112.64	13.50
Agosto 21.	251.5	110.29	13.23 $\frac{3}{4}$
Septiembre 4.	258.41	113.37	13.60
Septiembre 17.	221.86	97.05 $\frac{1}{2}$	11.66 $\frac{1}{2}$
		Escala 228 cts.	Escala 130 $\frac{1}{4}$ cts.
		Escala 241 cts.	Escala 137 cts.
		Escala 256 cts.	Escala 145 cts.
		Escala 251 cts.	Escala 142 $\frac{1}{4}$ cts.
		Escala 258 cts.	Escala 146 cts.
		Escala 221 cts.	Escala 126 cts.

SEMANAL EN NUEVA YORK

JULIO		AGOSTO		SEPTIEMBRE	
Días	Centavos por libra	Días	Centavos por libra	Días	Centavos por libra
3	12 $\frac{3}{8}$ y 12 $\frac{1}{2}$	7	13 $\frac{1}{2}$	4	13 $\frac{1}{2}$
10	12 $\frac{3}{8}$	14	13 $\frac{3}{4}$	11	13 $\frac{3}{8}$
17	12 $\frac{3}{8}$ y 12 $\frac{1}{2}$	21	13 $\frac{3}{8}$ y 13 $\frac{3}{4}$	18	13 a 13 $\frac{1}{8}$
24	13.0	28	13 $\frac{3}{8}$ a 13 $\frac{1}{2}$	25	13
31	13 $\frac{1}{8}$				

DIARIA EN LONDRES

JULIO			AGOSTO			SEPTIEMBRE		
Días	£ por tonelada		Días	£ por tonelada		Días	£ por tonelada	
	Contado	2 meses		Contado	3 meses		Contado	3 meses
1	61.12.6	62.12.6	1	63. 0.0	63.17.6	1	63.17.6	64.15.0
2	61. 5.0	62. 2.6	5	64. 5.0	65. 2.6	2	63.15.0	64.15.0
3	60.17.6	61.17.6	6	64. 5.0	65. 5.0	3	63.17.6	64.17.6
4	60.15.0	61.15.0	7	63.17.6	64.17.5	4	63.10.0	64.10.0
7	60.15.0	61.15.0	8	63.12.6	64.10.6	5	63.10.0	64.10.0
8	60.12.6	61.12.6	11	63.17.6	64.17.6	8	63. 2.6	64. 2.6
9	60.12.6	61.12.6	12	63.12.6	64.12.6	9	63. 2.6	64. 2.6
10	61. 0.0	62. 0.0	13	63.12.6	64.12.6	10	63. 0.0	64. 0.0
11	60.15.0	61.15.0	14	63.17.6	64.17.6	11	63. 0.0	64. 2.6
14	60.17.6	61.17.6	15	63.15.0	64.15.0	12	63. 2.6	64. 2.6
15	60.17.6	61.17.6	18	63.12.6	64.12.6	15	62.15.0	63.15.0
16	61. 0.0	61.17.6	19	63.17.6	64.17.6	16	62. 0.0	63. 0.0
17	60.12.6	61.12.6	20	63. 0.0	64. 0.0	17	62. 7.6	63. 7.6
18	61. 2.6	62. 0.0	21	63. 5.0	64. 5.0	18	62. 5.0	63. 5.0
21	62. 5.0	63. 2.6	22	63.10.0	64.10.0	19	62. 5.0	63. 5.0
22	62. 7.6	63. 7.6	25	63. 3.6	64. 0.0	22	62. 0.0	63. 0.0
23	62.10.0	63.10.0	26	62.12.6	63.12.6	23	62. 0.0	63. 0.0
24	62.10.0	63.10.0	27	63. 2.6	64. 0.0	24	62. 0.0	63. 0.0
25	62.17.6	63.17.6	28	63. 2.6	64. 2.6	25	62. 5.0	63. 5.0
28	63.10.0	64.10.0	29	63. 2.6	64. 0.0	26	62. 5.0	63. 5.0
29	63. 5.0	64. 5.0				29	62. 5.0	63. 5.0
30	63. 2.6	64. 2.6				30	62. 5.0	63. 5.0
31	62.17.6	63.17.6						

SALITRE

10 de Julio.

El mercado salitrero ha continuado firme durante la quincena y algunos lotes de reventas se han hecho por la Asociación para entrega Junio 20/1 por qtl. mét. y Julio a 20/3 quedando vendedores a 206½ para el resto del año. Las ventas efectuadas por la Asociación de Productores sube a 97,400 toneladas y para el consumo en la costa a 1,000 toneladas. Las entregas correspondientes a Diciembre fueron todas vendidas.

El mercado c. i. f en Europa ha estado firme y las ventas efectuadas han sido de £ 11.5.6 a £ 11.12.6 por tonelada c. i. f. salida Junio/Agosto, para Octubre £ 11.17.6 y Noviembre a £ 12.0.0.

Las ventas hechas por la Asociación han sido las siguientes:

Entrega Diciembre...	24,550 toneladas
» Enero.....	31,850 »
» Febrero.....	29,000 »
» Marzo.....	12,000 »
Consumo en la costa.	1,000 »
	98,400 toneladas

La producción durante Junio fué de 1,949,024 qtls. mét. con 90 oficinas trabajando contra 1.551,896 qtls. mét. durante el mismo período el año pasado con 70 oficinas trabajando.

La producción y exportación durante los primeros seis meses en los últimos cuatro años se compara como sigue:

	Qtls.	Met.		Qtls.	Met.
1921 Producción	8.512,389		Exportación	7.853,608	
1922 »	4.266,507		»	2.850,878	
1923 »	8.544,747		»	10.786,134	
1924 »	11.818,194		»	10.107,064	

Varios fletamentos han sido efectuados durante la quincena, habiéndose aceptado 27/- para embarque Agosto/Septiembre, como también embarque hasta Diciembre para Havre Dunkirk Antwerp y Rotterdam. Se sabe de fletamentos por vapores de 23/- a 23/6 embarque Julio para Reino Unido o Continente y veleros para Jul/Dic. de 27/6 a 32/6.

Para el Mediterráneo puertos de costumbre Barcelona y/o Marseille se han efectuado fletamentos a 32/6 embarque Oct/Nov. este tipo sería aceptado para embarque pronto pero el espacio está escaso para embarque fines del año.

Para Estados Unidos Galveston/Boston, el tipo queda nominal a \$ 5.75 amer. para Jul/Agosto. Para New York, directo el espacio se ofrece a \$ 5.— amer. para Agosto.

7 de Agosto.

El mercado salitrero no ha progresado y las ventas han sido escasas a través de la quincena. Lotes de reventa han cambiado de mano a 20/4½ por qtls. mét. para entrega primera quincena de

Agosto y a 20/6½ para principios de Octubre neto para los compradores. Las ventas efectuadas por la Asociación de Productores de salitre durante la quincena han sido las siguientes:

Entrega Enero.	7,130 toneladas
» Febrero.	9,000 »
» Marzo.	7,000 »
	<hr/>
	23,130 toneladas

El mercado c. i. f. en Europa se registra paralizado. Las ventas han sido muy limitadas durante la quincena.

La producción durante Julio fué de 2.011,600 qtls. mét. con 89 oficinas trabajando. Durante el mismo período el año pasado habían trabajado 73 oficinas y produjeron 1.600,000 qtls. mét. El total de lo exportado durante el último mes fué de 2.094,200 qtls. mét. demostrando un aumento comparado con Julio de 1923 de 120,000 qtls. mét.

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

	Qtls.	Met.		Qtls.	Met.
1921 Producción	9.404,600		Exportación	8.154,500	
1922 »	5.093,000		»	3.918,700	
1923 »	10.144,800		»	12.760,500	
1924 »	13.829,800		»	12.111,300	

El mercado de fletes por salitre continúa muerto y los precios están más fijos. Para Europa espacio por vapores para Agosto se ha hecho a 24/- para Havre-Hamburgo e intermedios y a 25/- para Septiembre para Dunkirk directo. Para Octubre espacio se ha ofrecido a 28/- pero los exportadores solamente ofrecen 27/- Nov./Dic. y Enero/Febr. se cotiza nominalmente a 28/- y 29/- respectivamente. Para puertos Norte de España en el Atlántico el precio de 29/- para Agosto/Sept. no ha variado. Para el Mediterráneo espacio por vapores se ha cerrado en la costa para embarque Agosto buen puerto Málaga-Génova e intermedios a 30/- para posiciones más adelante se cotiza 32/6.

Para Estados Unidos Galveston/Boston e intermedios se dice que \$ 4.— dollars ha resultado negocio para embarque pronto. Para Septiembre 4.75 dollars se pide y \$ 5.— dollars para más adelante. Para la costa Oriental el tipo nominal de 3.75 a 4.—dollars según destino para cualquier posición no ha variado.

4 de Septiembre.

El mercado europeo de salitre ha continuado inactivo aunque se registra firme, la Asociación durante la pasada quincena solamente ha efectuado ventas por un total de 3,100 toneladas para entrega durante Enero y 430 toneladas para el consumo en la costa, por otra parte, se han efectuado varias reventas para entregas Agosto a $20/4\frac{1}{2}$, para Septiembre de $20/5\frac{1}{2}$ a $20/6$ y para Noviembre $20/6\frac{1}{2}$, siendo todos estos precios netos para los vendedores.

En Europa se han registrado transacciones c. i. f. para llegada pronta a £ 21.8.6, llegada Enero/Diciembre de £ 12.1.6 a £ 12.2.6.

La producción durante el mes de Agosto subió a 2,033,394 qtls. met. con 88 oficinas trabajando, durante el mismo mes del año anterior habían trabajado 75 oficinas y produjeron 1,668,623 qtls. met.

El total exportado el último mes fué de 2,286,338 qtls. mét. demostrando un aumento de 138,836 qtls. mét. comparado con Agosto de 1923.

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

	Qtls. Met.		Qtls. Met.
1921 Producción	10.256,690	Exportación	8.698,463
1922 »	6.061,080	»	5.580,221
1923 »	11.813,408	»	14.908,044
1924 »	15.863,155	»	14.397,589

El mercado de fletes en esta costa para Reino Unido o Continente ha estado paralizado a través de la quincena y los precios han bajado. Un cargamento completo por vapor alemán se ha hecho en Europa embarque Sept./Oct. para Antwerp-Rotterdam-Amsterdam o Hamburgo a 25/- y también se sabe que se ha aceptado este tipo para embarque Noviembre. Para Diciembre cotizamos ahora $27/6$ y para Enero/Febrero $28/6$ Bordeaux/Hamburgo e intermedios. Todo nominal. Para Norte de España puertos del Atlántico el espacio está siempre difícil de obtener y el precio de 35/- queda sin cambio para cualquier posición. Para el Mediterráneo han habido algunos pedidos pero por el momento no se ofrece gran cosa; los últimos contratos para un puerto Málaga-Génova e intermedios fueron a $32/6$. El precio nominal es ahora $34/-$.

Para Estados Unidos Galveston/Bostón e intermedios un cargamento completo embarque Octubre se cerró a 4.25 dollars con un puerto de descarga, 0.35 centávos extra con dos puertos.

Para New York el precio para embarque pronto por vapores de

la carrera es de 4.25 dollars, para Octubre a Diciembre 5 dollars. Para la costa Oriental la situación queda sin cambio ofreciéndose tonelaje de 3.75 doliars a 4 dollars según puertos de destino.

CARBON

10 de Julio.

El mercado de carbón está decididamente flojo y varias transacciones se han efectuado a precios bajos, las existencias son grandes y hay varios revendedores para llegadas prontas.

Australiano llegadas prontas se han vendido algunas cantidades de 40/- a 41/- un cargamento de Burwood o Lambton salida Julio se vendió a 37/6 para puertos salitreros con descarga pronta.

Cardiff Admiralty se cotiza nominalmente de 45/- a 47/- y West Hartley de 41/6 a 42/6.

Americano Pocahontas o New River se pueden obtener de 38/- a 40/-.

Chileno buenas marcas aún se cotizan a \$ 85.— moneda corriente

7 de Agosto.

El mercado del carbón continúa inactivo con vendedores por grandes existencias en mano en puertos salitreros forzando el mercado y queriendo aceptar precios muy bajos por cargamentos llegados y en camino. Carbón Americano también se ofrece a precios muy reducidos debido a que los vapores desean transportarlo como lastre a precios muy bajos.

Australiano West Wallsend Burwood y marcas parecidas llegado o por llegar pronto se puede obtener a 37/6 en puertos salitreros. Para embarque Agosto se han vendido pequeños lotes a 41/- siendo ésta la cotización para embarques más adelante.

Cardiff Admiralty List embarque por vapor Sept. Oct. la cotización es 44/- y para la misma salida West Hartley el precio es 42/-.

Americano Pocahontas o New River se cotiza de 33/- a 35/- para embarque futuros debido a las razones explicadas más arriba, según los puertos de destino.

Nacional, buenas marcas, c. i. f. puertos salitrero \$ 88.—

4 de Septiembre.

El mercado de carbón continúa flojo, limitándose los negocios solamente a lotes de reventas a bajos precios, las existencias no han sido reducidas.

Carbón Australiano se cotiza nominalmente de 41/- a 42/- para entregas adelantadas.

Americano Pocahontas o New River, se ofrece a precios bajos y se cotiza de 34/- a 33/-.

Cardiff Admiralty List, se cotiza a 45/-.

Nacional, buenas marcas c. i. f. puertos salitreros, a \$ 85.— moneda corriente.

El mercado de carbón está de momento muy tranquilo y los precios se mantienen en los niveles existentes en los últimos meses. Los precios para las entregas adelantadas para las regiones de la costa se han mantenido en los niveles de los meses anteriores. El mercado de carbón de la zona de la costa se ha mantenido en los niveles de los meses anteriores. El mercado de carbón de la zona de la costa se ha mantenido en los niveles de los meses anteriores.

Americano Pocahontas o New River se puede encontrar en el mercado de carbón a precios de 34/- a 33/-.

Cardiff Admiralty List se cotiza a 45/-.

Nacional, buenas marcas c. i. f. puertos salitreros, a \$ 85.— moneda corriente.

El mercado del carbón continúa inactivo y los precios se mantienen en los niveles existentes en los últimos meses. Los precios para las entregas adelantadas para las regiones de la costa se han mantenido en los niveles de los meses anteriores. El mercado de carbón de la zona de la costa se ha mantenido en los niveles de los meses anteriores.

Americano Pocahontas o New River se puede encontrar en el mercado de carbón a precios de 34/- a 33/-.

Cardiff Admiralty List se cotiza a 45/-.

Nacional, buenas marcas c. i. f. puertos salitreros, a \$ 85.— moneda corriente.