

# BOLETIN MINERO

DE  LA  
SOCIEDAD NACIONAL DE MINERIA

Año XLI

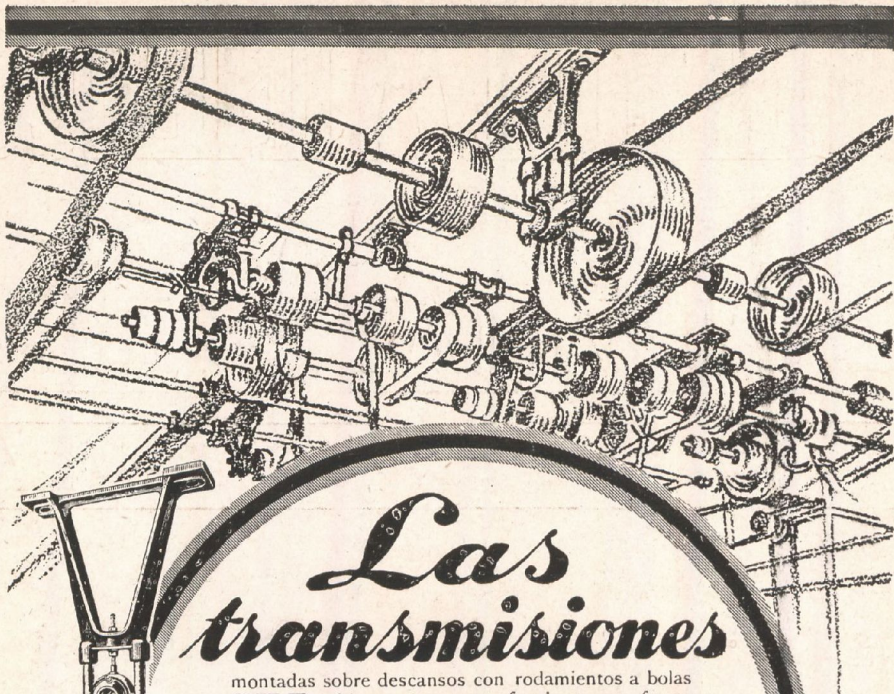
Santiago de Chile  
Marzo de 1925

Vol. XXXVII  
Núm. 311



**MINERAL DE CHUQUICAMATA**

VISTA GENERAL DE LA MINA



# Las transmisiones

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

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

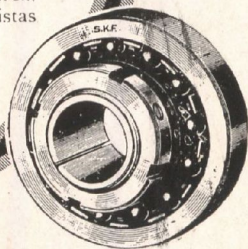
## Por consiguiente

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

## Cojinetes Oscilantes.

# SKF

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



## Compañía Sud-Americana S K F

— SANTIAGO —

Estado 50 — Casilla 207

Dirección Telegráfica "ROLUEMERT"

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

## BOLETIN MINERO

DE LA

## Sociedad Nacional de Minería

SANTIAGO DE CHILE

## SUMARIO

La Creación del Cuerpo de Ingenieros de Minas.....	121
El costo de construcción y operación de plantas de concentración, por F. Benítez.....	124
El uso del aire comprimido en las minas, por O. M. Brown.....	130
Las vetas de Chañarillo, por W. L. Whitehead.....	134
SECCIÓN CARBONERA.—El lavado de carbón fino por el sistema de la flotación y su concentración en mesas, por J. B. Scouler y Basil Duglison.....	142
SECCIÓN SALITRERA.—Investigaciones sobre el nitrógeno, por H. Foster Bain y H. S. Mulliken.....	150
LEGISLACIÓN.—El Cuerpo de Ingenieros de Minas.....	156
Primas al acero y hierro producidos en Chile.....	157
COTIZACIONES.....	158

## LA CREACION DEL CUERPO DE INGENIEROS DE MINAS

La creación del cuerpo de Ingenieros de Minas, establecido por el decreto-ley N.º 311 del 9 de Marzo, es un importante acontecimiento que todos los mineros deben celebrar. Significa para el Gobierno la posibilidad de tener una política minera y para los industriales el poder contar con una ayuda poderosa para el desarrollo de sus negocios.

Desde mucho tiempo atrás la Sociedad Nacional de Minería se ha venido preocupando de esta materia; pero inconvenientes especiales relacionados con la falta de fondos del erario habían impedido, en repetidas oca-

siones, la dictación de una ley orgánica a este respecto.

Con el objeto de dar a nuestros lectores una breve idea de la manera cómo se ha generado este organismo administrativo en los diferentes países, vamos a apuntar a la ligera algunos datos que ilustren esta cuestión.

Desde el siglo XIV y XV se había creado en las minas de carbón de Lieja y en las metálicas de Prusia y Sajonia un cuerpo de funcionarios que vigilaba la correcta explotación técnica de las minas, sobre todo en lo referente a su desagüe y ventilación. Especialmente en

Bélgica tenía este cuerpo las facultades de tribunal para fallar contiendas entre vecinos sobre el mejor derecho de explotación. Posteriormente, a mediados del siglo XVIII, se dictaron en Alemania, principalmente en Prusia y Sajonia, Ordenanzas que comprendían la manera de constituir la propiedad minera, ciertas reglas generales para su explotación y la inspección de sus trabajos con un Cuerpo de Ingenieros de Minas que tenía facultades para conocer todos los detalles de la parte técnica y administrativa de las diferentes empresas.

De estos acabados modelos de legislación minera para la época, nacieron las ordenanzas mineras españolas para Nueva España y la ley dictada en 1810 por Napoleón para Bélgica y Francia, que constituyen hasta hoy la base del derecho minero. Sólo en épocas muy recientes se han introducido algunas modificaciones de detalles que poco afectan el marco general de esta sabia legislación.

El Cuerpo de Ingenieros de Minas de Francia, Bélgica y otros países de Europa, menos Inglaterra, se desarrolló conjuntamente con la fecha de 1810 o muy poco tiempo después, teniendo éste las facultades administrativas que se le dieron en su origen en las legislaciones alemanas y que han conservado hasta hoy.

En Inglaterra, donde el carbón constituye la propiedad minera más rica e importante del

país, el subsuelo, con los minerales que contiene, pertenece al dueño del terreno por una evolución especial en la legislación minera de aquel país. Esta diferencia de la legislación inglesa respecto de la de las demás naciones del continente europeo, influyó en una forma diversa en la constitución del Cuerpo de Ingenieros de Minas con análogas atribuciones a las de los demás países que ya hemos citado. No obstante, con relación a la policía minera se creó desde el año 1835, más o menos, la Inspección Fiscal de Minas para hacer el estudio de los accidentes del trabajo y prevenir su repetición.

Con respecto a todos los Dominios Británicos, Gran Bretaña, sin embargo, ha observado una política diferente, creando el Cuerpo de Ingenieros de Minas en Australia, Nueva Zelanda, Canadá, Africa del Sud y la India. Estos organismos no sólo efectúan la inspección de las minas, sino que, a semejanza de los que se crearon en el continente europeo, elaboran un programa de trabajo relativo al conocimiento minero y geológico del territorio, y al desarrollo de la industria minera.

Posteriormente, desde hace unos 25 años, un gran número de países americanos empezando por los Estados Unidos, Méjico, Perú, Bolivia y la Argentina han creado también este Departamento Administrativo con los mejores resultados.

Sólo Chile se ha encontrado,

como decíamos más adelante, en un estado de verdadero atraso a este respecto y los funcionarios del servicio de minas existente sólo podían ser recibidos a título de visitantes sin derecho propio a conocer el desarrollo de los trabajos y planos de las minas, ni mucho menos pedir copias de ellos para llevar el registro de los trabajos subterráneos. Tampoco podía dictarse un reglamento sobre Policía Minera considerado en nuestro Código de Minas de 1888, porque el incumplimiento de sus disposiciones debía tener sanciones que no podían autorizarse sino por medio de una ley. Todo esto ha venido a quedar subsanado con el Decreto-Ley a que hacemos referencia.

En cuanto a los trabajos que quedan dentro de la esfera de acción del Cuerpo de Ingenieros de Minas podrían citarse los siguientes:

- 1.º Policía Minera;
- 2.º Estudio Minero y Geológico del territorio;

3.º Estudio de los sistemas de beneficio;

Esta materia exigirá más tarde la creación de un laboratorio de experimentación industrial para lo cual se requiere un edificio propio. Por lo tanto, deberá postergarse su realización por un tiempo todavía.

4.º Estudios de las medidas de fomento que el Gobierno puede conceder para intensificar la producción;

5.º Estudios sobre la tributación minera;

6.º Estudios de las industrias derivadas de los metales: Siderrurgia, fabricación de bronce, latones, etc.

7.º Estudios económicos sobre los combustibles nacionales y su empleo en reemplazo de los importados; y

8.º Estudio sobre las reformas convenientes en nuestra legislación minera en cuanto a la constitución de la propiedad en las minas de carbón.



### Análisis de la maduración selectiva



tado es simple, eficiente y barato para el tamaño de mineral que se va a alimentar (no mayor de 6"). Se adoptó una correa transportadora con polea magnética, para evitar que pedazos de hierro, como puntas de brocas, combos, etc., quiebren las quijadas de la chancadora. La parrilla con abertura de 1" evita que el mineral más fino que este tamaño y que siempre se produce en la explotación del metal pase por el Blake y lo atolle. Una chancadora de 7"×10" tiene capacidad suficiente para chancar de 2 a 2½ toneladas por hora cuando el mineral es silicoso y duro con el cual el molino de 5'×4' no podría moler más de 50 toneladas en las 24 horas. Para el caso de un mineral blando que permitiera al molino pasar de 70 a 75 toneladas en las 24 horas se colocaría una chancadora de 15"×9" capaz de quebrantar 80 a 90 toneladas por día. Para la planta de 100 toneladas por 24 horas un Blake de 20"×10" tiene capacidad suficiente.

Este tipo de chancadora (Blake) se adoptó en preferencia a todos los demás por ser el más simple, perfeccionado, barato, de mayor capacidad y no necesitar cuidado alguno. El tipo «Tellsmith» también es muy eficiente, pero algo más complicado.

Por lo que se refiere al tipo de molino, hay en la actualidad 3 que se disputan la supremacía, a saber: El «Hardinge» cónico, el granulador «Allis Chalmers» y el «Marcy».

Hay en el mercado otros tipos como el Traylor, Colorado y Morse, pero estos 3 últimos son inferiores a los primeros en diseño y calidad, por lo que nos concretaremos a analizar los primeros.

El Hardinge es un molino compuesto de una parte cilíndrica en el centro y dos conos en los extremos, uno de 30° por donde entra la alimentación y otro de 60° por donde se descarga. Es el tipo más simple de operar por carecer de diafragma y el preferido por el autor para Chile. Tanto el Allis Chalmers como el Marcy tienen diafragmas de descarga, que es una especie de parrilla que impide la salida del mineral que no ha sido molido a un tamaño mayor que las rejillas del diafragma, las que varían entre 1/16" y 3/8". Estos tres molinos son la última palabra en construcción y su selección dependería exclusivamente de las preferencias del metalurgista que construyera la planta. Para una de 50 toneladas un Hardinge de 6' de diámetro por 22" de largo en la parte cilíndrica o un Allis Chalmers o Marcy de 5'×4' sería suficiente, o si el mineral fuera muy duro, uno de 5'×5' daría amplia capacidad.

El clasificador Dorr es el mejor en el mercado. Como alternativa ofrecemos el Akins que es del tipo espiral. Los alimentadores de discos para aceites de flotación Braun construídos por la J. B. C. son los mejores y absolutamente necesarios para obtener una alimentación constante de aceites en la planta.

La máquina de flotación tipo «Mineral Separation Standard» es a nuestro juicio la mejor, de mayor capacidad y se puede, además,

construir en Chile fácilmente y por estas razones la hemos preferido a la K y K, Jones Belmont, Janney u otros tipos. La de 12 cajones de 12" tiene capacidad hasta para 75 toneladas en las 24 horas. Para una planta de 100 toneladas se necesita una máquina M. S. S. de 12 cajones de (14") cuadradas. Los 12 cajones son necesarios para un mineral que necesite un tratamiento prolongado, pero para uno que flote fácilmente es suficiente con 8 ó 10 cajones, lo que reduciría la fuerza necesaria entre 10 y 5 HP. Los agitadores de la máquina M. S. S. serían movidos por correas actuadas desde un contra-eje general. La bomba Frenier o un «air lift» son los tipos más adecuados de máquinas para elevar los repasos.

En la planta de 50 toneladas se ha incluido un filtro Oliver o Portland, pero en la práctica, si el plantel estuviera situado en las provincias del norte, no son necesarios dado la poca cantidad de concentrados que se producirían (entre 8 y 12 toneladas según la ley del concentrado), los que se podrían asentar perfectamente en una serie de pozos (6 u 8) de 5×5 metros y de 0.50 metros de profundidad construídos de ladrillos cocidos o de piedra y revestidos de cemento. Los pozos se construirían contiguos y comunicados entre sí para asentar los concentrados bien y clarificar el agua.

Una vez que los concentrados tuvieran 20% de humedad se sacarían de los pozos y se extenderían en la cancha a secar hasta 4-6% de humedad, cuando estarían listos para ensacar. La supresión del asentador y filtro representaría un ahorro de 5,450 dollars en maquinarias, unos 2,000 dollars en fletes e instalaciones o un total de 7,450 dollars menos; más 700 dollars que costarían los pozos y accesorios o un ahorro de 6,500 dollars en total. En fuerza se ahorraría de 4 a 6 H.P.

Este sistema de sacar concentrado se empleó con éxito en la planta de la Compañía de Catemu en el valle de Aconcagua, por lo que debería dar aún mejor resultado cuanto más al norte esté ubicada la planta debido a la mayor sequedad del aire y temperatura más elevada.

La fuerza total consumida en el tablero sería en el primer caso 119 caballos, o sea  $\frac{119}{50} \cdot 2 = 4$  HP. ton/día, y en el segundo

$\frac{201}{100} = 2.1$  ton./día. como se verá en el cociente  $\frac{\text{tonelaje}}{\text{HP}}$  disminuye en razón directa al aumento en tonelaje hasta que en plantas de 500 para arriba llega a ser igual a 1.0 y aún a 0.9.

La tendencia que se nota en la actualidad en la Construcción de plantas de Flotación es la siguiente:

1) Simplificar en todo lo posible el esquema de tratamiento y hacer la planta lo más compacta posible.



2) Emplear concreto armado donde antes se usaba hierro o madera.

3) La selección de aquella maquinaria que sea lo más segura y sólida posible con el objeto de evitar paradillas y obtener el mayor tanto por ciento posible del tiempo corrido y el consiguiente bajo costo de operación.

4) El uso de un motor eléctrico para cada máquina y el empleo de controles eléctricos centrales que pongan en movimiento gradual y ordenadamente toda la maquinaria, empezando por las transportadoras, chancadoras, molinos, etc. Esta práctica se ha llevado hasta el extremo que en la nueva planta de la Copper Queen de Phelps Dodge construída por Kenyon Burch en Bisbee, Arizona, se emplean mesas Plato antes y después de la flotación y cada mesa está actuada por un motor eléctrico de 1 HP. Entre las ventajas de este sistema individual de mover las diferentes máquinas se pueden citar las siguientes:

a) Se simplifica el sistema de transmisión de fuerza y se reduce considerablemente la superficie que requiere una planta, evitando ejes, contra-ejes, correas. En el caso de los molinos éstos se acoplan directamente al motor por medio de engranajes del tipo «Herringbone». La mayor ventaja que se obtiene con este sistema de un motor para cada máquina está en la mayor elasticidad y consiguiente economía que se obtiene. Si bien es verdad que la eficiencia mecánica de varios motores pequeños es menor que el de un solo motor grande, del mismo HP., esta desventaja queda contrarrestada con la mayor economía que se produce cuando una o varias máquinas están de para, porque la fuerza que consume la planta queda reducida por todo el HP. de la máquina o máquinas fuera del circuito. Empleando un símil de contabilidad se podría decir que no hay «gastos generales» que distribuir entre los otros motores cuando alguno de ellos está de para.

También se ha avanzado mucho en el control automático de los motores eléctricos de las plantas de concentración, pues hoy día es posible poner en movimiento a una sección entera de un plantel desde un punto central con sólo apretar unos pocos botones. Esta ventaja tiene especial importancia en aquellas secciones como la de chancado en seco con sus correspondientes correas transportadoras, donde las diferentes máquinas son interdependientes y en la que es ventajoso ponerlas en marcha en su debido orden para evitar contratiempos que muchas veces resultan costosos.

En cada nueva planta que se construye se nota una mayor tendencia a asegurar el mayor tanto por ciento del tiempo corrido, lo que se obtiene colocando aquellos tipos de máquinas que aseguran la mayor continuidad posible en su trabajo y construyendo la planta con ese ideal como objetivo. Los progresos que se han hecho en este sentido han sido enormes en los últimos 5 ó 6 años.

Con las chancadoras modernas, bien sean del tipo Blake, Giratorio o Symons, se puede decir que las paradillas por quebraciones en esta sección se han reducido al mínimo irreductible, no tanto como consecuencia de la perfección en la resistencia y diseño de las máquinas en sí, sino más bien debido al empleo de poleas electro-imanés y correas transportadoras, las primeras de las cuales evitan el paso de hierros a la chancadora y las segundas las paradillas por atollamiento de los elevadores. Otra de las prácticas que han producido mejores resultados en el sentido de la continuidad del trabajo, ha sido la construcción de tolvas intermediarias entre la sección de chancado en seco y la de molinos húmedos; tolvas que en algunos casos tienen una capacidad que permiten a cualquiera de las dos secciones de la planta, chancado en seco o molienda húmeda, funcionar durante 48 horas independientemente una de la otra para hacer las separaciones necesarias.

Por lo que respecta al tipo de chancadora preferido para las grandes plantas la opinión parece estar dividida entre los tipos Blake y Giratorio. La selección de cada tipo depende de las condiciones especiales de cada planta. Sin embargo no hay duda, en mi opinión, de que para Chile, y en una planta chica, el tipo Blake es el más ventajoso. Por lo que se refiere a la selección del tipo intermediario de chancadora, el disco Symons parece mantener la ventaja que le tomó a los molinos de rodillos. A pesar de todo, los rodillos bien contruídos son un tipo económico y eficiente para el chancado intermediario y en los últimos años se ha progresado enormemente en el diseño de este tipo de molino. La planta de la Compañía Nevada Consolidated introdujo dos lotes de rodillos entre la chancadora Giratoria y los molinos Marcy. En la planta de Boston y Montana se dejó espacio para instalar molinos de rodillos entre las chancadoras giratorias, que son del tipo TelSmith, y los molinos Hardinge para el día que sea necesario aumentar la capacidad de la planta.

En la Nueva planta de la Compañía New Cornelia, en Ajo, Arizona, de la que se publicará próximamente una traducción completa, se han introducido rodillos después de los discos Symons Horizontales.

Los molinos de bolas parecen haber perdido algo de la boga que adquirieron en los primeros años de su introducción y en la actualidad parece notarse una bien marcada reacción a favor de introducir chancadoras intermediarias entre las primarias (Blake y Giratoria) y los molinos de bolas. Estos se perfeccionan más cada día, especialmente en lo referente a la parte mecánica, pero a pesar del gran progreso realizado por los molinos de bolas los fabricantes de esta clase de maquinarias han introducido un nuevo tipo llamado «Rod-Mill» o «Roller Mill» en los que se emplean cilindros de acero en lugar de bolas para la molienda.

Esta clase de molinos tienen un diámetro menor que los de bolas y parecen haber demostrado tener mayor capacidad, menos consumo de acero, y trabajar mejor cuando la razón de reducción (diámetro de alimentación) es pequeña y cuando no hay que modificar el diámetro de descarga

lora a un tamaño mayor de 120 mallas. También producen menos lodos que los de bolas. Las nuevas plantas de Copper Queen y New Cornelia han adoptado el molino de barras o «Rod-Mill».

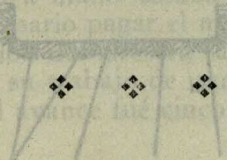
**CLASIFICADORES.**—El tipo Dorr parece dominar el mercado casi por completo a excepción de algunos casos donde se ha preferido el tipo Akins de espiral. La Casa Dorr ha añadido recientemente a sus clasificadores un estanque circular o palangana («bowl») que produce una separación más limpia en la descarga. Este tipo de clasificador gana terreno día a día.

**MESAS Y FLOTACIÓN.**—La mayoría de las Compañías radicadas en los Estados Unidos todavía emplean mesas, algunas antes y otras después de la flotación.

En ciertos casos se emplea una mesa antes de la flotación como «piloto» que indica al metalurgista la clase de alimentación que está recibiendo la máquina de flotación y otra después de la flotación que sirve como «barómetro» a la clase de trabajo que hace la sección de flotación. Estas mesas sirven de ensayadores inmediatos y continuos del trabajo de la Sección flotación y tienen mayor importancia en aquellas plantas que benefician minerales complejos y donde sería necesario llevar a cabo varios análisis simultáneos para saber en un momento dado el rendimiento de la planta.

Por lo que se refiere al empleo de los diferentes tipos de máquinas de flotación y especialmente con respecto a los defectos y virtudes especiales de los dos sistemas que se disputan la supremacía: a) agitación mecánica, (Tipos Mineral Separation, K y K, Janney), b) agitación por medio del aire comprimido a baja presión (Tipos Callow e Inspiration, etc.) o la mixta del tipo Jones-Belmont, el autor estima que una discusión amplia sobre este asunto no encuadra dentro del presente artículo y sólo se concreta a manifestar que la mayoría de las grandes plantas que se han construido recientemente en los Estados Unidos emplean el tipo Callow o sus derivados (aire comprimido a baja presión) mientras que las plantas chicas prefieren el sistema de agitación mecánica (M. S. M. o derivados). Para Chile el autor considera que el tipo M. S. M. es el mejor por ser el que produce resultados más certeros.

(Continuará).



**EL USO DEL AIRE COMPRIMIDO EN LAS MINAS <sup>(1)</sup>**

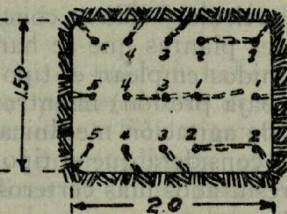
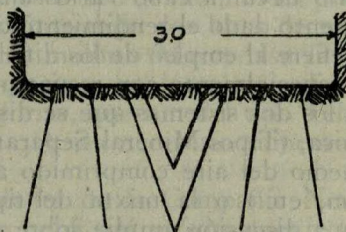
POR O. M. BROWN

(Conclusión)

**Profundización de piques**

En un pique, por supuesto, se colocan los tiros de una manera diferente; y la Fig. 4 muestra una perforación para un pique de tamaño regular. Todos los tiros, o por lo menos los de la rainura o taza, se deben hacer explotar por medio de fulminantes de acción

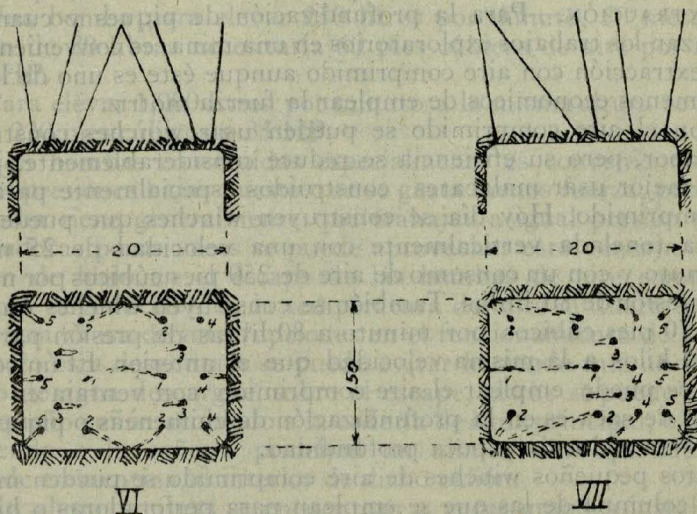
IV



V

(1) Boletines 309 y 310, Enero y Febrero de 1925.

retardada y si éstos no se encuentran en el mercado, dar fuego primero a los tiros de la taza y luego al resto en el orden que se indica. Para un turno de perforación en un chiflón (winze) se emplea el tipo de la Fig. 5 y en una chimenea de subida los de la Figs. 6 y 7.



Este último hay que hacerlo con una máquina del tipo conocido por el nombre de «stoper» y hay que usar un encatrado provisional para perforar los tiros con mayor comodidad y rapidez.

**EXPLOSIVOS.**—La fuerza del explosivo depende de la dureza, etc., de la roca. Para el común general de las rocas se debe usar dinamita o gelignita del 40%, pero para rocas duras es mejor usar de 60%. Los tiros de piques, chimeneas y chiflones es más conveniente darles fuego por medio de fulminantes eléctricos, pues son más seguros y eficientes.

**Cosro.**—Los dos ejemplos que se dan a continuación sirven para comparar el costo de la perforación a mano y mecánica, cuando el trabajo está bien y mal ejecutado. En cierto caso se corrió una galería a mano con un costo de \$ 100 el metro. La misma galería corrida a máquina costó \$ 72 incluyendo la fuerza motriz. Este menor costo se obtuvo poniéndole atención a los puntos sobre los cuales se llama la atención en este artículo, mientras que en otro caso donde no se prestó atención a estos puntos el costo fué el siguiente:

Una galería corrida a mano estaba costando \$ 180 el metro, y a máquina fué necesario pagar el mismo precio a los perforistas debido a que la presión del aire era tan reducida que las perforadoras no podían hacer su trabajo de una manera eficiente.

En el primer caso el avance fué cinco veces más rápido con las

perforadoras que a mano, mientras que en el segundo la diferencia fué casi nula. Además, en el primer caso la fuerza motriz era producida por un motor a petróleo, con un alto precio de transporte, mientras que en el segundo caso la fuerza motriz era hidro-eléctrica y por lo tanto mucho más barata.

**EXTRACCIÓN.**—Para la profundización de piques y cuando se comienzan los trabajos exploratorios en una mina, es conveniente hacer la extracción con aire comprimido aunque éste es uno de los sistemas menos económicos de emplear la fuerza motriz.

Con el aire comprimido se pueden usar winches construídos para vapor, pero su eficiencia se reduce considerablemente, por lo que es mejor usar malacates construídos especialmente para usar aire comprimido. Hoy día se construyen winches que pueden elevar una tonelada verticalmente con una velocidad de 25 metros por minuto y con un consumo de aire de 250 pies cúbicos por minuto a una presión de 80 libras. También se construyen winches que consumen 70 pies cúbicos por minuto a 80 libras de presión para elevar 300 kilos a la misma velocidad que el anterior. El único caso en que se puede emplear el aire comprimido con ventaja en la extracción de saca es en la profundización de chimeneas o piques chicos de área reducida y poca profundidad.

Estos pequeños winches de aire comprimido se pueden montar en una columna de las que se emplean para perforadoras o bien en un callapo en una estación excavada en la galería o cortada y al cable se le hace pasar por una polea colocada en el techo. Este sistema de hacer la excavación en piques pequeños es rápido y muy conveniente, pues un solo hombre basta para manejar el winche y volcar el balde y otro para llenarlo en el fondo del pique; mientras que con un torno se necesitan tres hombres para hacer el mismo trabajo, pero demorarían muchísimo más tiempo.

### Extracción de agua

En la profundización de piques donde se encuentre agua, una bomba especial actuada por aire comprimido es quizá la forma más conveniente de hacer la extracción del agua, si se ha encontrado una cantidad mayor que la que se puede extraer convenientemente con los baldes. Sin embargo, lo mismo que en el caso de la extracción de la saca, la bomba debe ser de un tipo construído para trabajar con aire comprimido, pues si bien es verdad que las bombas de vapor funcionan con aire dentro de ciertos límites es mejor obtener una bomba que tenga la debida proporción entre el cilindro del aire y el del agua. Por regla general se emplea una bomba de las llamadas de profundización «Sinking Pump» para elevar el agua desde el fondo del pique hasta la estación o taza de donde la elevaría una

bomba eléctrica o de aire comprimido, y para esta clase de trabajos no se necesita una bomba que eleve el agua más de 50 metros.

Para trabajar contra esta presión (50 metros) basta una bomba con empaquetadura interna, pero para presiones mayores es necesario emplear una bomba con empaquetadura externa.

Una bomba para elevar 250 litros por minuto, 50 metros con presión de 80 libras necesitaría 60 pies cúbicos de aire por minuto y 10 HP.

Para elevar 1,000 litros por minuto a la misma altura se necesitarían 220 pies cúbicos y 35 HP.

Con bombas construídas especialmente es conveniente trabajar con presiones bajas puesto que se gasta menos fuerza, pero como la bomba tiene generalmente que trabajar a igual presión que las perforadoras pocas veces se puede aprovechar esta ventaja. La formación de hielo en el escape de las bombas de aire comprimido debido a la reducción de la temperatura del aire al dilatarse es con frecuencia causa de interrupciones en el funcionamiento de las bombas, pero esta desventaja se puede evitar haciendo que un pequeño chorro de agua descargue sobre el escape, el que se puede sacar de un pequeño cañón acoplado a la cañería de agua principal, o también añadiendo a la cañería principal un alimentador que descargue gotas de trementina al interior de dicho cañón.

En algunas minas se encuentran a veces grandes instalaciones para hacer la extracción de la saca y del agua con aire comprimido lo que ofrece algunas ventajas cuando se dispone de fuerza hidroeléctrica barata, pero donde la fuerza motriz es cara es mucho más económico emplear winches y bombas eléctricas.

Como se puede suponer, el consumo de aire comprimido de los grandes winches y bombas es muy grande, más de 1,000 pies cúbicos por minuto, por lo que sólo se han estudiado en este artículo las instalaciones pequeñas.

## LAS VETAS DE CHAÑARCILLO (1)

Por W. L. WHITEHEAD

(Continuación)

### Geología ígnea

En un lapso de tiempo indefinidamente posterior a la deposición de la caliza de la Descubridora, se inyectaron muchos diques en las rocas de la formación de Chañarcillo. Su rumbo o dirección más prevalente es la del sudeste, y su espesor varía entre uno y tres a cuatro metros, y su inclinación es casi vertical.

Las rocas de los diques están muy alteradas. La calcita se encuadra abundantemente a través de la masa fina y de los fenocristales alterados de plagioclasa. Se encuentran incrustados en la masa fina colecciones de granos de cuarzo entrelazados y unos pocos cristales de forma holoedra. Rara vez se encuentra clorita, sericita o actinolita. La calcita y algo de cuarzo se han introducido durante el período de alteración y su presencia hace que la clasificación de la roca sea difícil. Los diques sólo pueden, por lo tanto, llamarse pórfidos alterados, de posible origen diorítico o tonalítico.

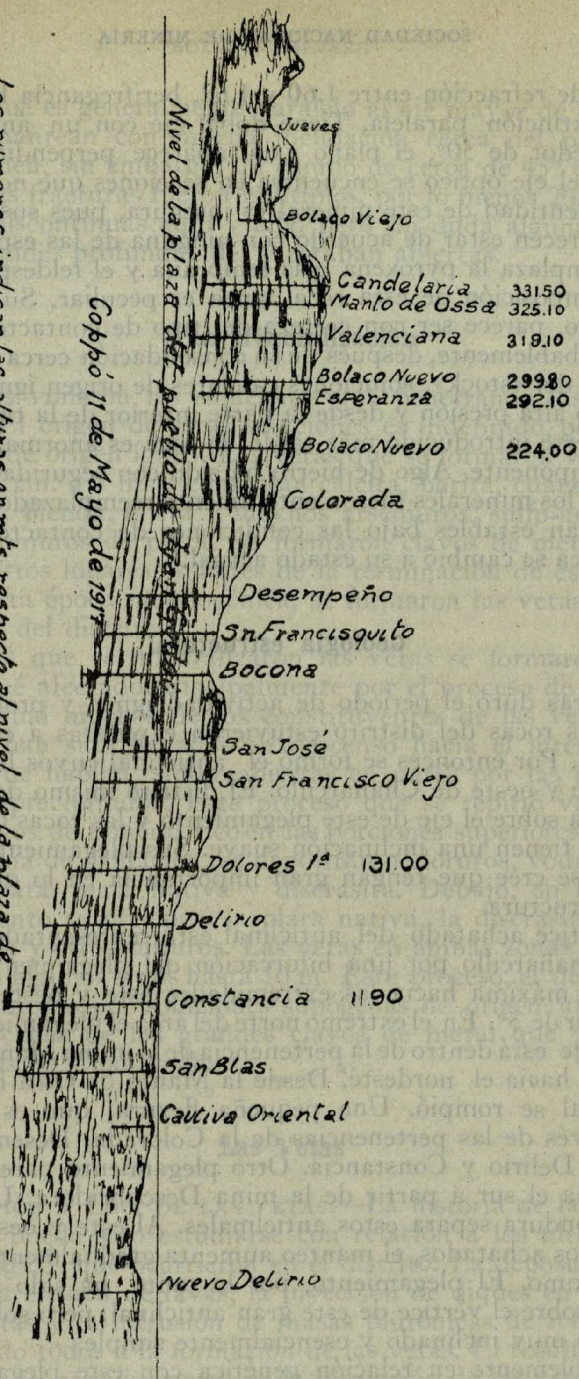
Probablemente en un lapso de tiempo considerablemente posterior a la inyección de los diques, la última intrusión fué un pequeño «stock», de 200 m. de ancho, un poco al este del pueblo de Juan Godoy. Este «stock» está tan alterado que hoy queda muy poco de su textura primitiva. Las muestras tienen un color gris sucio y un lustre vidrioso, y esta roca no puede clasificarse por una mera inspección a simple vista. Bajo el microscopio se puede ver que tiene una textura gruesa. De los minerales que la constituían originalmente sólo el feldespato andesina se conserva todavía en cristales grandes y gemelos que son típicos. La diopsida en cristales gruesos, que muestran sus gemelos característicos, se encuentran en venitas mal definidas y en áreas irregulares que sin duda reemplazan al feldespato y algún mineral ferro-magnesiano que no ha sido del todo alterado. Asociada con la diopsida se encuentra la wallastonita, unos cuantos granos de epidota y un mineral fibroso, quizás serpentina, pero de carácter indeterminado. Un grado posterior de alteración ha introducido un mineral de forma elongada cuyos cristales incoloros interlazados de formas torcidas y extinción ondulatoria. Tiene carácter óptico positivo, elongación negati-

(1) Boletines núms. 309 y 310, Enero y Febrero 1925.



Los números indican las alturas en mts. respecto al nivel de la plaza de  
 Juan Godoy.

Cobpo 11 de Mayo de 1917



va, índice de refracción entre 1.60 y 1.62, birrefringencia baja (0,012-0,015) y extinción paralela. Tiene doble eje con un ángulo óptico (2E) alrededor de 50°, el plano axial aparece perpendicular al clivaje; pero el eje óptico se encuentra en secciones que no tienen clivaje. La identidad de este mineral es insegura, pues sus características no parecen estar de acuerdo con ninguna de las especies conocidas. Reemplaza la pyroxena más temprana y el feldespato.

La composición de esta roca ígnea es peculiar. Su alteración, sin embargo, parece ser con certeza del tipo de contacto metamórfico, y, probablemente, después de su consolidación cerca del contacto superior del «stock», soluciones calientes de origen ígneo la penetraron bajo alta presión y desde la parte interior de la tierra. La cal puede haberse introducido más tarde; la roca es anormalmente alta en este componente. Algo de hierro ha sido con seguridad lixiviado. Muchos de los minerales fueron enteramente reemplazados por aquellos que eran estables bajo las condiciones de contacto metamórfico y la roca se cambió a su estado actual.

### Geología estructural

Mientras duró el período de actividad ígnea y probablemente después, las rocas del distrito estuvieron expuestas a esfuerzos de compresión. Por entonces se formó el anticlinal cuyos brazos mantienen al este y oeste de Chañarcillo. El distrito mismo de Chañarcillo descansa sobre el eje de este plegamiento y las rocas que lo componen sólo tienen una inclinación suave. Sus plegamientos, aunque pequeños, se cree que tengan gran importancia en lo que se refiere a la estructura.

El vértice achatado del anticlinal está representado en el distrito de Chañarcillo por una bifurcación del plegamiento con una inclinación máxima hacia las extremidades este y oeste del distrito alrededor de 5°. En el extremo norte del área el plegamiento es simple, y su eje está dentro de la pertenencia de la mina Manto de Ossa y continúa hacia el nordesté. Desde la Manto de Ossa hacia el sur el anticlinal se rompió. Una pequeña flexura, que es anticlinal, pasa a través de las pertenencias de la Colorada, Desempeño, San Francisco, Delirio y Constanca. Otro plegamiento parecido se extiende hacia el sur a partir de la mina Descubridora. Un sinclinal de poca hondura separa estos anticlinales. Al este y oeste de estos plegamientos achatados, el manteo aumenta gradualmente hasta llegar al máximo. El plegamiento, por lo tanto, ha sido suave, pero complejo, sobre el vértice de este gran anticlinal; pero sobre los brazos ha sido muy inclinado y esencialmente simple.

Probablemente en relación genética con este plegamiento, se formaron las fracturas que dieron origen a las vetas. Estas tienen

un rumbo que es generalmente paralelo al eje mayor de este plegamiento y mantean con mucha inclinación cerca del plano axial. Algunas tienen, sin embargo, un rumbo de cerca de  $45^\circ$  con respecto al eje. Las fracturas fueron múltiples, por lo menos 20, y son con frecuencia discontinuas aquí y allá, pero sin duda alguna se extendieron a grandes profundidades y estaban abiertas.

### La Mineralización

Después vinieron las soluciones que penetrando las vetas las rellenaron. El origen de estas soluciones es indefinido, pero es probablemente de origen ígneo. Las vetas que se formaron variaban en ancho de 25 cm. a 1 m. y contenían calcita, barita, cuarzo, siderita, arsenopirita, blenda, pirita y muchos arseniuros, sulfo-arseniuros y sulfo-antimoniuros de plata. Se formaron clavos de metal ricos en plata en ciertos lugares, y antes de la terminación de esta primera y quizás corta época metalogénica, se formaron las vetas primarias o hipógenas del distrito.

Después que se mineralizaron las vetas se formaron fallas y el distrito fué afectado principalmente por el proceso de la erosión, durante el cual muchos de los constituyentes de las vetas se han disuelto, y han sido llevados en descenso hacia el interior de las vetas, las que habían sido reabiertas en parte por las fallas y los minerales reprecipitados. Este proceso que se repitió varias veces produjo clavos de mineral rico en las porciones superiores de las vetas, en la zona de oxidación, se depositaron cloruros, yoduros y bromuros de plata, plata nativa y discrasita. Debajo, en la zona de enriquecimiento se precipitó la plata nativa, la discrasita, argentita, estefanita y otros sulfuros. Las vetas en ambas zonas se han ensanchado en algunos sitios hasta 10 m. Este proceso, el de oxidación y enriquecimiento por soluciones supógenas de origen atmosférico, ha sido la causa de los grandes clavos de metal que produjeron las bonanzas de Chañarcillo.

### Las Vetas

DIRECCIÓN Y LOCI DE LAS VETAS.—La historia de las vetas de Chañarcillo puede sólo estudiarse con relación a los últimos fenómenos geológicos que ocurrieron en el distrito. La deposición de sedimentos, la efusión de lavas, la inyección de diques en el interior de las estratas y la intrusión de masas plutónicas de rocas ígneas, han precedido todos a la formación de las vetas. El resultado de estos procesos acontecidos antes de la formación de las vetas ha ejercido en muchos casos una marcada influencia sobre la deposición

de los minerales en las vetas; pero sus efectos han sido principalmente aquellos que siempre produce el medio ambiente en el cual penetran las soluciones que forman las vetas. La historia misma de las vetas empieza después de la terminación de la actividad ígnea en el mismo horizonte de la superficie actual del distrito y fué también precedido por el período que dió origen a los plegamientos.

Llama la atención la relación que existe entre la dirección de las vetas y los ejes de los plegamientos. De estos ejes, aquel del anticlinal más persistente, tiene un rumbo N. 25° E.; y el de un anticlinal menor y divergente se separa del principal plegamiento en la pertenencia de la Descubridora y rumbo directamente al sur. Diez de las 24 vetas reconocidas en el distrito tienen una dirección paralela a estos ejes. Seis son paralelas al plegamiento mayor; cuatro tienen un rumbo paralelo a la flexura menor. Estas diez vetas mencionadas incluyen todas las continuas del mineral a excepción de una y han producido, sin duda alguna, más del 70% de la plata explotada en Chañarcillo. Las otras vetas, que son nueve, tienen un rumbo alrededor de 40° al eje mayor del plegamiento. Tres con rumbo N. 65° E., entre las cuales está incluida la veta Candelaria, son vetas de alguna importancia; seis con rumbo N. 15° O son pobres. Dos ramos curvos de la Corrida Colorada parecen estar compuestos de varias vetas reunidas pertenecientes a los sistemas de 40°, y hacen un ángulo de unos 90° la una con la otra. Una tercera veta curva, las Guías de la Descubridora, parte de la veta Descubridora en su parte Norte, la sigue a lo largo de varios centenares de metros, tuerce al N. 65° E. y finalmente muere hacia el sur en la hendidura de un sinclinal de poca profundidad que se halla situado entre los anticlinales mayores y menores. La mayor parte de las vetas, que es, en verdad, alrededor del 90% puede decirse que tienen una dirección paralela a un eje de este plegamiento y alrededor de 40° a dicho eje.

Sin embargo, el carácter de las vetas parece variar en su posición con respecto al eje del plegamiento. La veta más rica de Chañarcillo, la Corrida Colorada, tiene una extensión de más de dos kilómetros y se encuentra directamente encima de la cresta del anticlinal mayor. La veta Descubridora, que fué rica, se encuentra sobre el eje del anticlinal divergente menor. Las vetas que son paralelas a los ejes de los plegamientos se empobrecen y pierden en continuidad al separarse de dichos ejes. Entre estas vetas que forman un ángulo de 40° con los ejes del anticlinal sólo una, la Candelaria, es rica, y alcanza su mejor desarrollo cerca de la cresta de los dos plegamientos en el sitio donde se juntan. El manto de todas las vetas es muy inclinado hacia el oeste o nor-oeste. Las vetas mejor formadas y de mayor continuidad se encuentran, por lo tanto, cerca de los planos axiales de los plegamientos; aquéllas peor formadas y de menor extensión se encuentran sobre los brazos.

### Las Fisuras

De estas consideraciones se puede deducir una relación genética acerca de las fracturas que dieron origen a las fallas y a los plegamientos. La mecánica de la formación de las fisuras mineralizadas, sin embargo, ha sido siempre un problema difícil y oscuro. En muchos casos las rocas son de una naturaleza tal o están tan alteradas que no dan al geólogo un índice preciso de los plegamientos y la literatura es, por lo tanto, deficiente en el tratamiento del origen de las fracturas en los asientos mineros. Sin embargo, Willis (7), aunque no ha tratado el asunto, ha ilustrado la formación de fracturas, o pequeñas fallas, cerca del plano axial del plegamiento en estratas competentes. Los resultados inéditos de A. R. Whitman y del autor en el distrito de Cobalto en el Canadá, nos facilitan también una excelente prueba de la relación genética de los plegamientos y de las vetas producidas por fracturas. Las vetas de Chañarcillo parecen ofrecer un argumento más a favor de este modo de formación de las vetas de fisuras.

Uno de los orígenes de las fracturas durante el plegamiento supone la torcedura hacia arriba de los arcos de los anticlinales y la sujeción de las estratas de calizas y de tobas adyacentes a esfuerzos de tensión cerca de los ejes de los plegamientos. Bajo estas condiciones se formarían fracturas de gran continuidad sobre los ejes; y paralelamente a éstos se encontrarían fracturas menores. Además los esfuerzos de compresión, que produjeron los plegamientos, están a  $90^\circ$  aproximadamente a los ejes de los plegamientos. Tales esfuerzos se sabe que causan con frecuencia fracturas o junturas en las rocas a un ángulo de cerca de  $45^\circ$  a sus direcciones consideradas como diagonales de un elipsoide de tensión (8). Según aumenta la tensión y la consiguiente reacción sobre la roca, el elipsoide se achata, los planos diagonales se cambian y los ángulos entre los planos de las fracturas y la dirección de las fuerzas aumentan. Por lo tanto, los sistemas de vetas de fracturas a ángulos de  $40^\circ$  a los ejes de los plegamientos se explican fácilmente e indican un elipsoide de esfuerzo que difiere muy poco de una esfera sin deformar.

Los hechos comprobados sobre el terreno parecen estar de acuerdo con esta hipótesis del origen de las fracturas. Muy pocas de las vetas se encuentran en una dirección que difiere de esta explicación. Las vetas de la Dolores Tercera y la Loreto Quinta tienen un rumbo norte-sur, pero están muy lejos del plegamiento en esta dirección. Las dos vetas estériles de la parte norte del distrito, la que cruza

7) Willis Bailey «Mechanics of Appalachian Structure», U. S. Geological Survey, thirteenth annual Report, pt. II, p. 217, plate. LXXVI and following

8) Becker, G. F. «Finite Homogenous Strain, Flow and Rapture of Rocks» Bull. Geol. Soc. America, Vol. 4. pp. 13-90, 1893.

las pertenencias de Bolaco Nuevo, Manto de Ossa y Manto de Peralta, y la de Bolaco Nuevo, Esperanza y Descubridora respectivamente, no tienen una dirección clara con respecto a los plegamientos. Tales excepciones son, sin embargo, raras y sólo incluyen cuatro vetas menores de un total de veinte y cuatro. Las otras que constituyen más del 80% del total y todas las vetas más persistentes y ricas han rellenado fracturas de las cuales puede decirse con bastante seguridad que su origen es debido a los esfuerzos que produjeron los plegamientos.

**Vetas con rumbo aproximado N. 25° E.      Vetas con rumbo aproximado N. 15° O.**

1. Corrida Colorada
2. Guías de Carvallo
3. Veta Esperanza
4. Veta Mercedes
5. Veta Loreto 1.a
6. Veta Loreto 2.a

14. Veta Loreto 3.a
15. Veta Loreto 4.a
16. Veta Atravieso
17. Veta Chacabuco
18. Veta Desempeño
19. Veta Yungay.

**Vetas con rumbo aproximado N-S.**

7. Veta Descubridora
8. Guías del Manto de Ossa
9. Veta Dolores Tercera
10. Veta Loreto 5.a

**Vetas Torcidas con dirección  
N. 65° E y N 15° O.**

20. Veta Forastera (ramo)
21. Guías de la Colorada (ramo)
22. Guías de la Descubridora.

**Vetas con rumbo aproximado N. 65° E.**

11. Veta Candelaria
12. Veta Bolsa
13. Veta Bolaco Nuevo.

**Vetas con rumbo aproximado N. 55° O.**

- 23-24 dos vetas estériles de la parte norte del distrito.

Estas últimas pueden ser de formación más reciente y relacionadas con las fallas que tienen rumbo N. 55° O. Las fisuras que dieron origen a las vetas pueden dividirse por lo tanto en dos grupos, aquél de las fisuras axiales y aquél de las fisuras que hacen ángulo de 40° con los ejes de los plegamientos o de las fisuras de torsión. Las fracturas axiales producidas probablemente por esfuerzos de tensión permanecieron sin duda alguna abiertas, en algunos lugares hasta un ancho de 25 centímetros, y quizás hasta un metro. Hubo deslizamiento entre las paredes de las vetas, como lo demuestra la salbanda sobre el yacente; pero este movimiento, aunque de pequeña extensión, no indica que las vetas puedan clasificarse como fallas. Las fracturas de torsión, que son también el loci de pequeños desplazamientos, también fueron fisuras abiertas; pero el carácter de su origen sugiere la idea de que sus aperturas fueron generalmente más estrechas que las fisuras de la primera clase.

La fractura de la Candelaria, sin embargo, ha debido ser una fisura ancha y aquí ha debido obrar el factor de torcedura. En todas las fracturas la caja alta aparece quebrada por una innumerable cantidad de rajaduras superpuestas y fisuras. El yacente está por

lo general intacto. Sin embargo, en muchos sitios está lustroso, con salbanda y cubierto con greda. Durante el tiempo que las rocas del distrito estuvieron sometidas a esfuerzos laterales de compresión, se produjo por lo tanto un enjambre de fisuras abiertas de gran continuidad en extensión vertical y horizontal.

### La Mineralización Primaria

La mineralización primaria se produjo por soluciones que penetraron este enjambre de vetas quizás inmediatamente después que se abrieron. Sin duda alguna provenían del interior, tenían una temperatura alta de 150° a 300° C. y estaban sujetas a una alta presión. Su origen, como es frecuente el caso con las soluciones que han dado origen a las vetas, es obscuro; pero el contacto metamórfico de la diorita del Cerro de los Carros es significativa en relación a su origen.

Este tipo de alteración del intrusivo, sugiere con fuerza, y en vista de nuestros conocimientos actuales de los procesos de contacto metamórfico, que las rocas ígneas inyectadas bajo la presente superficie del distrito exhalaban emanaciones cargadas con soda, cal, sílice, agua y otras substancias volátiles. Estas emanaciones a alta temperatura y bajo gran presión alteraron los contactos de la intrusión a partir del núcleo de la cual se derivaban y sin duda alguna continuaron hacia adelante para imponer un metamorfismo similar sobre la caliza que la rodeaba. Unos cuantos cristales del feldespato albita que reemplaza la caliza cerca de los planos de estratificación es la única evidencia del último proceso que se llevó a cabo en el mineral. La intrusión de los Carros no se crea, sin embargo, que sea el origen inmediato de las soluciones que originaron las vetas de Chañarcillo; pero dada la naturaleza de la actividad ígneo-platónica en la región, existe una fuerte probabilidad de que intrusiones similares existan a mayores profundidades que aquéllas de la zona penetrada por las minas. El «stock» de Los Carros es simplemente la cupola de una intrusión de mayor hondura que sin duda alguna tuvo otras excrecencias. A partir de estos puntos, que eran quizás el loci de concentración de las emanaciones ígneas del magma que se estaba enfriando más al interior, posiblemente se extendieron las soluciones y después de producir con toda probabilidad metamorfismo de contacto de una naturaleza comparable con aquél que se nota en la superficie actual, penetraron bajo gran presión todas las aperturas que encontraron y según progresaban hacia arriba y a lo largo de las fracturas y en las rocas más frías, se llevó a cabo la deposición.

Las fisuras de Chañarcillo son de una naturaleza tal que sirvieron de vías de circulación en la manera que se explica y hay evidencia poderosa para asumir la presencia hacia el interior de un magma relacionado con las soluciones y se cree que las soluciones que dieron origen a las vetas del distrito tuvieron este origen.

(Continuará).

## SECCION CARBONERA

### EL LAVADO DEL CARBON FINO POR EL SISTEMA DE LA FLOTACION Y SU CONCENTRACION EN MESAS (1)

POR

J. B. SCOULER, B. A. ASSOC. M. INST. C. E. Y BASIL DUNGLISON

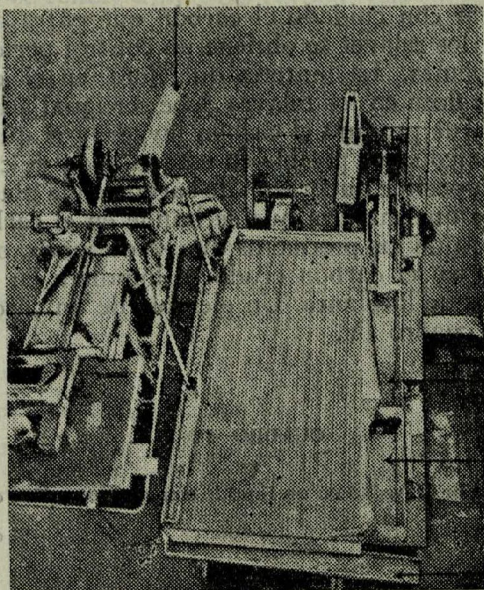
(Conclusión)

La fuerza que consume la secadura del carbón, lo que incluye el vacío, las bombas centrífugas y una compresora de aire, además del filtro, es alrededor de 45 HP. Toda la planta de filtrar funciona perfectamente. Su única desventaja es que no seca bastante el carbón. El término medio de la humedad es alrededor de 17%. Esta es una grave desventaja cuando todo el carbón que se va a convertir en coke hay que tratarlo por la flotación; pero cuando otros tamaños de carbón más grueso se mezclan con el lavado por la flotación el término medio de la humedad se reduce a límites razonables para aquellas plantas en que los hornos de fabricar coke se cargan por medio de una torta de carbón comprimido. Si se necesita un carbón muy seco, entonces sería necesario secarlo con fuego. Nuestra opinión es que este carbón se puede secar centrifugamente hasta dejarlo con una humedad de 8 a 10%, pero no con una máquina centrífuga continua. Se han hecho muchos experimentos con máquinas centrífugas no continuas con las que se obtuvieron los resultados ya citados.

(1) Boletines 309 y 310, Enero y Febrero, 1925.



La Mesa-Plato consiste, como su nombre lo indica, de una mesa de forma rectangular que mide 17 pies por 7 y de la cual se incluye una fotografía.



Su superficie está cubierta de goma acanalada y los canales tienen  $1/8''$  de alto. La superficie de la mesa está cubierta de listones de madera de diferentes alturas que están clavados en dirección longitudinal y sobre la superficie de goma. La mesa tiene un movimiento hacia adelante y hacia atrás debido a un excéntrico, la moción hacia atrás es un poco más rápida. La inclinación lateral se fija por medio de un ajuste especial. El material que se va a beneficiar se estratifica según el peso específico de cada partícula al pasar a través de la mesa. Las partículas más pesadas se van al fondo, entre los listones, mientras que aquéllos de menor peso permanecen en la parte superior de la mesa y se descargan por el lado inferior de ésta gracias a la corriente transversal de agua. Los pedazos más pesados son guiados en su pasaje a través de la mesa por los listones y al mismo tiempo son impulsados hacia el extremo opuesto de la mesa por la moción recíproca principal.

La fuerza que requiere la mesa es  $3/4$  HP.

El funcionamiento de la planta de concentración se controla por medio de ensayos; para cuyo objeto se toman muestras cada media hora de todos los productos de la planta, los que se juntan para obtener el resultado del trabajo de cada día. Los relaves de la máquina de flotación se controlan por medio de un muestreador auto-

mático tipo «Cole», que toma a intervalos una porción de la corriente total. La separación de las muestras en líquidos de diferentes pesos específicos se lleva a cabo en el Laboratorio con gran cuidado, pues estas separaciones forman la base de todas las investigaciones. Al muestrear con cuidado el carbón que entra a la planta, el carbón lavado y los relaves se obtiene un control perfecto del rendimiento de la planta. La materia que flota en el carbón lavado junto con la que flota en los relaves debe ser igual a la que flota en el carbón bruto que produjo el carbón lavado y el que se perdió en los relaves. El único error posible en este método de calcular el rendimiento sería la posible quebrazón de carbón en la planta, lo que daría por resultado que materia que se hunde en el carbón crudo flotara en cualquiera de los productos que se obtienen, o que la materia que FLOTABA en el carbón crudo se hundiera en cualquiera de los dos productos de la planta. Un ejemplo de un caso tal es el que indicamos en el cuadro IV.

CUADRO IV

## Separación por gravedad en un líquido con peso específico de 1.60

Término medio de la muestra	% que flota	% que se hunde
Carbón crudo .....	81	19
Carbón lavado .....	96	4
Relaves .....	20	80

Suponiendo 100 toneladas de carbón crudo:

$$96\% \text{ de carbón lavado} + 20\% \text{ de relaves} = 81 \text{ tons.}$$

$$4\% \text{ " " " } + 80\% \text{ " " " } = 19$$

Carbón lavado producido por 100 tons de carbón bruto . . . = 80.3 tons.  
Relaves producidos por 100 tons. de carbón bruto . . . . . = 19.7

El coke que se obtiene del carbón lavado es un combustible excelente para los Altos Hornos.

El término medio de los análisis arroja un contenido en carbón fijo tomado sobre el carbón seco de 91.8% y 7.7% de ceniza. Desde el momento que las pruebas físicas que se aplican al coke no son Standard, no se pueden dar resultados sobre esta cuestión; pero este coke es mucho más duro que el que se producía antes de instalar la máquina de flotación. El rendimiento de sub-productos por tonelada ha aumentado con respecto al sulfato de amoníaco y alquitrán, y ha habido una disminución en los benzoles. El efecto del alto contenido de humedad en el carbón puede o nó tener algún efecto en la cantidad de sulfatos que se producen, pero el carbón limpio no hay duda que lo tiene. Algunos técnicos asumían que en el

carbón que se carboniza para producir coke cada 1% de humedad sobre 10% significaba una hora más en la operación de carbonizarlo por cada 30 horas. Esta suposición no se ha confirmado en la práctica por lo que se refiere a nuestro carbón. Las cargas de los hornos para la fabricación de coke se han carbonizado por completo en 34 horas con 18% de humedad en el carbón. Los hornos son del tipo Koppers Standard con regeneradores y la temperatura media en dicho caso fué de 1.050° C. En la actualidad el carbón, es decir, la mezcla del carbón de la flotación y de carbón en colpa proveniente de la Mesa-Plato, tiene por regla general una humedad de un 14%.

**El costo de las partes principales de la Planta fué el siguiente:**

Máquina Minerals Separation .....	£	3.500.—
Filtro Oliver, con todas sus bombas, compresora, etc. ....		1.500.—
Harnero Hum-mer con generador .....		600.—
<b>COSTO TOTAL</b> .....	£	<b>5.600.—</b>

Los costos de operación son los siguientes:

- (1) Chancado: El costo del chancado es casi el mismo si el carbón se chanca para concentrarlo en una planta de lavado con maritatas o si se chanca después del lavado.
- (2) Harneado, Lavado, Secado y conducción del carbon.

	Por tonelada Peniques
(a) Mano de obra: 3 hombres y un muchacho con un peón que ayuda en el laboratorio .....	2.58
(b) Reactivos:	
Acido cresílico, 0.77 libras .....	1.77
Aceite de gas 0.37 » .....	0.23
(c) Reparaciones, repuestos y materiales .....	0.71
<b>COSTO TOTAL</b> .....	<b>5.29</b>
	H P.
(d) Fuerza que requiere la Planta .....	
Máquina de flotación .....	45
Planta de filtrar .....	45
Mesa, Harneros .....	4
<b>H P. TOTAL</b> .....	<b>94</b>

e) Los fabricantes de la máquina cobran una regalía sobre el tonelaje que se beneficia.

f) El agua que requiere toda la planta es alrededor de 200 galones (900 litros por minuto).

Debiera mencionarse que la fuerza que requiere la máquina Minerals Separation en nuestro caso es un poco más alta que si se beneficiara carbón molido a menos de 1/10 de pulgada, desde el momento que hubo que aumentar la velocidad de la corriente de la pulpa para que el material pudiera pasar por la máquina sin atollarla. La cantidad de ácido cresílico que se gasta es un poco más que

el necesario debido a igual causa, pues es el doble que cuando se beneficia material menor de 1/10 de pulgada.

Para terminar, nuestra experiencia podía sumariarse como sigue: El sistema de flotación es sin duda alguna un procedimiento eficiente para separar el carbón de las impurezas que lo acompañan cuando ambos han sido bien molidos, pues hace posible lo que podríamos llamar la separación fraccional del carbón en varias calidades. Por ejemplo, es muy fácil el construir una planta de flotación en la cual se puedan reunir el producto de un número de cajones para fabricar dos o tres clases de coke según se desee. Con frecuencia se pregunta por qué se fabrica un coke de buena calidad con sólo 7% de ceniza; cosa que significa tener que botar una parte considerable del carbón que se extrae de la mina cuando los compradores aceptan un coke hasta con 14% de ceniza? Nosotros hemos experimentado el resultado de esa política de producir coke malo durante un período de tiempo en que las ventas estuvieron flojas, nuestro coke no se vendía y nos vimos obligados a reducir la producción. No hay duda que ha de llegar pronto el día cuando los metalurgistas a cargo de los Altos Hornos de fundición exijan coke de buena calidad. El contenido de ceniza libre en un coke cualquiera da origen a una serie de dificultades debido a sus propiedades aglutinantes y cuanto mayor es el contenido en ceniza mayor será la tendencia del coke a desmenuzarse. El coke que producimos ahora con la flotación es mucho más duro que el que se producía antes; y una prueba de ello es la menor cantidad de breeze que se produce en la actualidad. Esta mejora puede deberse a que el carbón se chanca ahora a un tamaño más pequeño y uniforme, además al hecho de emplear carbón más limpio. Un coke tal tiene por necesidad que resistir una carga más pesada en el horno y además se necesita una menor cantidad de coke y de fundente por cada tonelada de lingote producido.

Desde el punto de vista de una mina de carbón las ventajas más importantes del procedimiento de la flotación es que permite limpiar:

- 1) El carbón fino.
- 2) Aquel carbón que hay que moler para separarlo de las impurezas que lo acompañan.
- 3) El carbón sucio de la planta en que se lava el carbón con maritatas.

La mejor manera de aprovechar este sistema es trabajando con una planta de lavado a base de maritatas. Esta última se ajustaría de tal manera que produjera un carbón muy limpio, aunque hubiera necesidad de aumentar la cantidad de carbón bueno que se pierde en los relaves. Este carbón sucio, y los relaves junto con el que se separa en las correas para el escogido, se chancaría y se ha-

ría pasar por una planta de flotación junto con el barro fino de la planta gravitacional, con lo que se conseguiría que no se perdiera nada de valor. Según nuestra opinión el esquema de tratamiento que se indica en la Fig. 8 sería el ideal para este procedimiento.

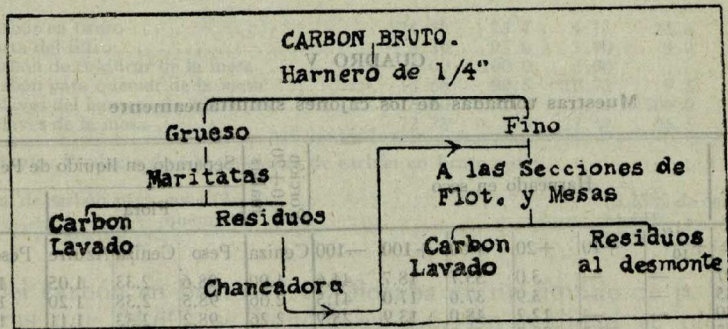


Fig. 8.- Esquema Ideal para una Planta.

La harneadura del carbón bruto de la mina hasta una malla de  $\frac{1}{4}$  de pulgada es cosa fácil, y la ausencia de finos en la materia que se lava por medio de maritatas es, sin duda alguna, una gran ventaja. La planta de lavado con maritatas debiera regularse de tal manera que produjera un carbón lavado muy limpio, cosa que permite que el carbón mezclado con las impurezas que lo acompañan salga junto con los relaves. Al chancar este carbón, una parte considerable de las impurezas quedarían libres, lo que hace posible su separación del carbón. La instalación de una mesa de concentrar después de la máquina de flotación elimina la necesidad de harnear sobre la base de  $\frac{1}{10}$ " desde el momento que cualquier pedazo de carbón mayor que el tamaño que se puede flotar se recupera en la mesa. El carbón lavado por las maritatas y por la mesa después de seco, al mezclarse con la torta del filtro, produce un carbón con una humedad lo bastante reducida para cokificar; pero hay que admitir que esta práctica habría que alterarla en ciertos casos específicos.

La desventaja más importante de la flotación es la dificultad de secar el producto que se obtiene después de concentrarlo. Sin embargo, esta desventaja no resulta tan seria si se emplea la flotación junto con el lavado por gravedad, y en el que la proporción del carbón lavado por flotación al carbón total que se produce es pequeña. Una desventaja de menor cuantía es la tendencia de las piritas a flotar si la aeración es muy potente; lo que resulta más marcado en la cola de la máquina donde hay necesidad de añadir más reac-

tivos para ayudar en la flotación del carbón de calidad inferior. Esto queda bien demostrado en las muestras tomadas simultáneamente en los diferentes cajones de la máquina de flotación, como se verá en el Cuadro V, y que además prueba que la flotación es en parte selectiva según sea el tamaño y calidad del producto que se beneficia.

CUADRO V  
Muestras tomadas de los cajones simultáneamente

N.º del cajón	Término medio		Harneado en seco							Porción 10+20 mallas	Separado en líquido de Peso Específico 1.6					
											Flota			Se hunde		
											ceniza	azufre	+ $\frac{1}{10}$ "	+10	+20	+60
1	3.02	1.27	—	—	3.0	33.7	18.7	44.6	1.90	98.6	2.33	1.05	1.4	51.2	9.27	
2	3.16	1.35	—	—	3.9	37.6	17.0	41.5	2.06	98.5	2.38	1.20	1.5	54.5	11.30	
3	3.26	1.30	—	—	12.2	48.0	13.9	25.9	2.26	98.2	2.33	1.11	1.8	54.3	11.67	
4	3.73	1.37	—	0.7	20.7	46.0	10.6	22.0	2.25	97.9	2.64	1.15	2.1	55.1	11.40	
5	4.73	1.59	—	3.1	42.4	35.5	5.2	13.8	2.92	97.0	3.19	1.25	3.0	54.7	12.72	
6	6.02	1.78	1.4	7.5	51.7	27.0	3.1	9.3	3.21	95.4	3.52	1.31	4.6	57.8	11.54	
7	7.15	2.12	1.7	11.9	5.54	20.9	3.2	6.9	3.66	94.4	4.00	1.25	5.6	60.2	16.75	

Harneando el producto que se obtiene en los dos o tres últimos cajones en un harnero de 40 mallas se descubrió que lo que pasaba era casi todo pirita. Añadiendo un harnero que separara este producto se podría subsanar esta dificultad.

El empleo de diferentes reactivos abre un campo demasiado vasto que todavía no se ha podido investigar. Se han hecho algunos experimentos con ciertos efluentes de la planta de sub-productos, pero debido a varias razones, la principal de las cuales es que se desea tener todo funcionando al principio de una manera consistente, estos experimentos no se han continuado. Por igual razón no se ha hecho un esfuerzo para recuperar las piritas y la arcilla refractaria del agua de los relaves, lo que es posible, si la calidad de los productos fueran bastante buenos para venderlos.

La adición de la Mesa-Plato ha aumentado la eficiencia y la sencillez del procedimiento, pues ha permitido completar todo el sistema, con el resultado de que no se pierda nada de carbón, es decir si hay que beneficiar 100 toneladas de carbón en bruto, y en el cual sabemos por los análisis que hay 70 toneladas de carbón bueno, 10 toneladas de carbón regular y 20 toneladas de basura, esperamos tener en la planta un rendimiento de 80%. En el cuadro VI se encontrarán los detalles del término medio de un mes de trabajo.

## CUADRO VI

## Término medio de un mes de trabajo

	% de ceniza	% del peso	% de ceniza	% en peso	% en ceniza
1) Carbón en bruto .....	21.58	75.4	4.77	24.6	73.10
2) Torta del filtro .....	5.30	97.0	3.90	3.0	50.70
3) Carbón de cokificar de la mesa .....	5.00	100.0	5.00	...	...
4) Carbón para quemar de la mesa .....	14.66	90.5	10.72	9.5	51.52
5) Relaves del harnero de 20 mallas .....	75.80	...	...	100.0	75.80
6) Relaves de la mesa .....	72.78	3.5	22.64	96.5	74.61

SUMARIO: Producto de 100 toneladas de carbón en bruto seco:

74.4 tons. de carbón para coke (2+3) .....	5.25%	de ceniza.
7.0 » » » » quemar .....	14.66%	» »
22.6 » » relaves (5+6) .....	75.50%	» »

Del carbón en bruto 75.4% flotaba en un líquido de p. e. 1.6, mientras que 24.6% se hundía en 1.6. En realidad se recuperó 77.4% de carbón para fabricar coke y carbón para quemar, y un 22.6% de la materia se botó.

La diferencia que hay entre el 22.6% que se recuperó y el 24.6% del rendimiento teórico se debe a que se permite que cierta proporción de esquistos betuminosos vayan con el carbón que se quema en los calderos.

No se produce, por supuesto, Slurry, que es lo que ocasiona mayores pérdidas en las plantas de lavar carbón. Para terminar, hay que dejar constancia de que la planta funciona perfectamente, el personal no requiere mucho entrenamiento; pero para obtener un rendimiento alto—y esto se puede aplicar al lavado del carbón en general y no sólo al procedimiento de la flotación—es indispensable llevar un control científico del trabajo. Sin él no se pueden esperar buenos resultados.



<b>SECCION SALITRERA</b>	
--------------------------	--

## INVESTIGACIONES SOBRE EL NITROGENO (1)

POR

H. FOSTER BAIN Y H. S. MULLIKEN

(Continuación)

15.—De lo anterior se deduce claramente que al menos que se cambie el sistema de impuestos y que se introduzca el máximo posible de economías en la elaboración antes indicadas, el efecto del aumento en los fletes marítimos y de una mejoría en el cambio bancario sería el hacer desaparecer las reducciones posibles del precio y pueden llevar a una ligera elevación. Sin embargo, al considerar el precio a que el salitre chileno puede llegar a venderse ex-ship en los puertos de Estados Unidos debe tomarse en cuenta un precio posible de \$ 30 para períodos dependientes respecto a su duración del cambio monetario y de los fletes marítimos. Para períodos largos se debe calcular un precio mayor, alrededor de unos \$ 35 por tonelada.

No se intenta establecer aquí que cada una de las reducciones indicadas se han de hacer cuando la competencia de los demás cuerpos nitrogenados lo obliguen, sino que están suficientemente dentro de lo posible y hacen necesario tomarlas en cuenta al determinar los planes futuros. Los motivos para creerlo así se esclarecerán en este informe.

16.—El coste actual del salitre chileno ex-ship en el Atlántico y en los puertos del golfo, en los Estados Unidos, y los elementos que participan en este coste pueden resumirse como sigue:

F. a s. en Chile, promedio aproximado del año salitrero que terminó en Junio 30 de 1923, se compone de los siguientes ítems:

(1) Boletín N.º 310, Febrero 1925.



POR 100 LIBRAS

Coste de extracción y elaboración con buena administración, con 20 años para amortizar la planta y los terrenos necesarios . . . . .	\$ 0.65
Sacos, ensacadura, flete ferroviario y comisión de los agentes . . . . .	0.24
Gastos de puertos . . . . .	0.07
Derechos de exportación . . . . .	0.52
Margen del productor para cubrir otras contribuciones, administración fuera de la oficina, gastos varios y beneficios . . . . .	0.60
Total f. a. s. costo esterlino a \$ 4.60 y el peso chileno a 12½ centavos . . . . .	\$ 2.08

(NOTA.—La cifra de beneficio bajo la cual se paraliza es 30 centavos, y el beneficio actual realizado comunmente es de unos 40 centavos).

Coste medio del flete marítimo con escala variable entre \$ 5 y \$ 5.75 por 2,240 libras y cambio de \$ 4.42 a 4.60	\$ 0.24
Margen medio del importador para cubrir comisión de compra, pérdidas en el tránsito, reensacadura, sacos rotos, seguros marítimos, ganancia del barco, riesgos, supervigilancia, comisión de venta, impuestos, beneficio (de lo cual el margen es de 3 a 8%) . . . . .	0.20

Total correspondiente al promedio aritmético de las anotaciones hechas sobre el año en referencia . . . . .	\$ 2.52
---	---------

(NOTA.—Al presente, debido al cambio favorable a los Estados Unidos los consumidores nacionales son beneficiados en una proporción de 27 centavos por cien libras, y el actual nivel bajo del flete marítimo les da además una ventaja de 10 centavos o más).

### Forma en que se presenta el salitre y condiciones de extracción

El salitre comercial es una sal cristalina obtenida mediante la lixiviación y cristalización, principalmente de rocas sedimentarias y de rodados en el norte de Chile. En menor extensión el salitre se presenta también como material de cementación de trozos de rocas ígneas y en pequeñas venas de relleno. En su mayor parte los yacimientos en que se le encuentra, son depósitos terrestres de faldeos, correspondiendo por su origen y carácter al cascajo arrastrado por las aguas que se encuentran comunmente en la base de las montañas que limitan planicies. En los puntos más bajos de los faldeos los depósitos de salitre se extienden o se sumergen en depósi-

tos salinos formados por la evaporación en las someras hondonadas o salares de valles sin desagüe. Esencialmente el salitre se presenta como un material de cementación de cascajos y arenas ordinarias.

La región del salitre se extiende entre el paralelo 26° sur, a corta distancia bajo el puerto de Taltal, y el paralelo 19° cerca del límite norte del país. Los depósitos se presentan en la meseta, o pampa, que existe entre la cordillera de la costa por el Oeste y los últimos faldeos de los Andes por el Este. La altura varía entre 1,200 y 2,700 metros, pero la mayoría de los depósitos y de las usinas están situadas entre 1,200 y 2,250 metros sobre el nivel del mar. Los depósitos no son continuos, pero se extienden en forma de una cinta irregular de 1 a 7 Km. de anchura con intervalos estériles intercalados. Dentro de los límites de un depósito particular hay marcada variación en el espesor, profundidad, ley y extensión. Los yacimientos que hoy se trabajan varían de espesor entre 20 centímetros y 4.30 metros, y a profundidades que varían entre superficiales y 7½ metros de hondura; en contenido, entre 12%, el actual minimum, y 40% de nitrato de sodio. El método ordinario de trabajo es mediante la apertura de fosos o rajos de 2 metros o menos de profundidad con 60 o 90 cms. de espesor de material con 18 a 20% de nitrato. La cantidad de salitre que puede obtenerse por hectárea varía grandemente de trecho en trecho. El examen de numerosos mapas y propiedades conduce a la generalización de que sólo el 40 o 50% del área total del terreno elegido para explotar su salitre resulta ser elaborable.

La cantidad de salitre existente en el terreno se estima para su venta, mediante una forma de investigación conocida con el nombre de «cateo». El área sometida a la investigación es dividida en kilómetros cuadrados y el contenido se avalúa cavando pozos, catas o tiros de prueba a través del terreno calichoso. Individuos experimentados pueden decir, con anterioridad a este examen, mucho acerca de cuales áreas contienen probablemente salitre, y de esta manera limitan la extensión de terreno efectivamente cateado. Con el área probable es común empezar cavando catas a intervalos de 500 metros. Cuando se encuentra salitre, se hacen catas intermedias, de modo que queden a 100 metros de distancia unas de otras sobre el terreno que contiene caliche. Si se encuentran irregularidades confusas, como es el caso general, se cavan catas más cercanas todavía, y el resultado de todos los pozos es, o a lo menos debería ser, tomado en cuenta al estimar el contenido del terreno.

### Método empleado para determinar la ley del yacimiento

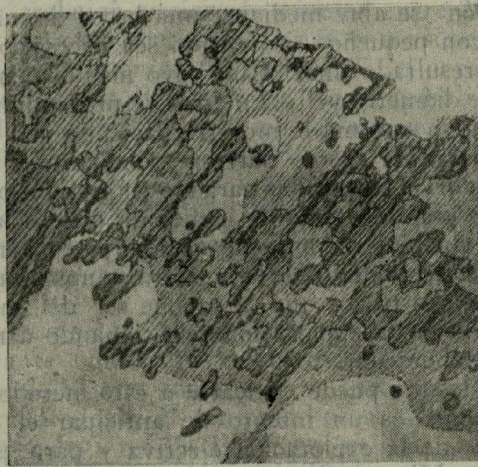
El método de muestrear los tiros es burdo y está lejos de ser exacto, y hay razón para pensar que los métodos de combinar y avaluar el resultado están también lejos de ser exactos. Realmente lo son mucho menos que los empleados al examinar los yacimientos de oro y de estaño en cascajo, aunque el valor del salitre en el terreno es mayor por metro cúbico. El método de obtener la ley del terreno salitroso ha sido descrito a menudo. Brevemente, se hace un pequeño pozo suficiente para que pueda trabajar un hombre, a través del terreno suelto de la superficie, que puede ser de 30 cms. a 1 metro y más de profundidad. En el centro de este pozo se hace un hoyo más pequeño, del tamaño ordinario para colocar un poste, hasta que llega al terreno situado bajo la capa de caliche. Este hoyo interno o «cañón» se abre mediante una broca de mano y con pólvora negra y con pequeños tiros según sea necesario para efectuar el trabajo. El resultado final es un hoyo más o menos redondo de 20 a 30 cms. de diámetro y 1 a 2 metros de profundidad. De los costados de este hoyo se toma la muestra haciendo una estría mediante una larga barra de acero—barreta—semejante a las ordinarias con el extremo curvo, empleadas para mover grandes pesos. La muestra es recogida por un ayudante a medida que se la va cavando, mediante una cuchara redonda de acero fija en ángulo recto a una larga varilla de madera. De la muestra acumulada de esta manera se sacan algunos trozos que se supone ser del mismo material que se obtendría en la explotación seleccionando a mano para ser enviado a la elaboración.

Mucho es lo que puede criticarse a este método de muestreo, pero esencialmente es un intento de anticipar el resultado que puede esperarse de la explotación efectiva y para esto es para lo que se muestrea. Mientras la extracción misma continúe siendo sólo el romper el terreno, con caliche y capa inútil en conjunto, para elegir después el material que debe enviarse a los chanchos, la teoría de este muestreo será correcta. En la práctica conduce a muchos desengaños. Naturalmente esto depende grandemente del criterio personal de quien muestrea. El, determina lo que debe separarse y lo que debe tomarse en la muestra, y rara vez es el mismo el que después maneja la oficina y lleva a la práctica el método aplicado al hacer el cateo. Además el criterio personal en tales materias no es siempre constante. Una persona desea en muchos casos eliminar en una ocasión lo que en otras acepta, y no posee un método adecuado de controlar y estabilizar su criterio. Por otra parte, el sistema de extraer la muestra introduce una variable irregular en cuanto a que no se obtiene la misma cantidad por cada decímetro de espesor del yacimiento que se muestrea, y en particular hay un error

sistemático en cuanto el fondo del hoyo no se muestrea tan bien como su parte superior. Todo esto aparte de la grande y rápida variación en el espesor y en la ley del material, lo que hace posible que muestras tomadas de costados opuestos del mismo cañon varíen en contenidos entre 5.17 y 21.5% como se observó en una ocasión. En efecto, sucede que pozos estériles a un costado tienen caliche elaborable en el otro.

### Distribución del Caliche

Para demostrar más fácilmente la distribución del caliche y las diferencias entre el terreno probablemente útil y el realmente tal, se agrega una lámina al respecto (Fig. 1). Representa las condiciones en una superficie de 500 metros en cuadro. Lo débilmente



hachurado es la superficie considerada antes de su explotación como que contienen caliche elaborable, las que alcanzan en este caso al 61% del área total. Lo densamente hachurado es la superficie realmente aprovechada y constituye el 31¼% del área total. El cateo fué hecho en este caso de la manera corriente por una persona competente y experimentada. No hay razón para poner en duda la honorabilidad del cateador. Antes de abandonar el terreno se hicieron 900 catas de prueba para encontrar, en lo posible, extensiones aprovechables, y hubo de establecerse como conclusión que poco, casi nada, del caliche no extraído era de ley aprovechable. La razón existente entre el tonelaje calculado y el realizado no corren necesariamente paralelos a las áreas respectivas, y en el hecho es común obtener un mayor tonelaje que el calculado, pero de menor ley.

Esto parece significar que la red de pozos abiertos al hacer un cateo es demasiado abierta para englobar las menores extensiones de terrenos salitrosos y que en la explotación efectiva la dilución es un gran factor que el ingeniero cateador debe tener en cuenta. Siendo que, según se ha dicho ya, las cifras comunmente obtenidas son sobre el espesor del caliche que se supone elaborable, más que, como sucede en los cateos de otras minas, un registro completo de espesor y de leyes, no es factible controlar estas suposiciones.

La verdad parece ser que nadie sabe a punto fijo qué exactitud tiene un cateo, ni es posible tener al respecto una regla general puesto que el resultado es en gran parte un juicio personal. En un caso el rendimiento efectivo de una superficie especial medida fué aproximadamente 20% de lo calculado y en otro fué 55%. Probablemente son estas cifras muy bajas, pero no hay datos suficientes para establecer una generalización.

Los pozos proyectados se cavan por contrato y el costo directo es aproximadamente 83 cents. oro por metro de profundidad. Es suficientemente aproximado el suponer una profundidad media de 1.80 m., de modo que el coste primario por pozo es alrededor de \$ 1.50. A esto es preciso agregar el coste de inspección, mantenimiento del campo, honorarios de ingenieros. Si los pozos están distanciados a 100 metros de intervalo resulta un gasto de algo como \$ 2 por hectárea, aunque los costos varíen grandemente con la distancia de los sitios donde existe agua, de la extensión y la rapidez del cateo y de otros factores.

Sin embargo, no todo el terreno en que se hace pozos de prueba resultan con salitre aprovechable. Las áreas de terrenos útiles son, a primera vista, extremadamente irregulares, y la distribución salpicada de salitre es uno de los factores más importantes que influyen en la elección de los métodos de trabajo y en los costes de producción. El estudio de varias extensiones lleva a la generalización de que entre los terrenos considerados como probables productores de caliche útil y sometidos a cateos, aproximadamente el 40% resulta conteniendo caliches de espesor aprovechable y con la ley suficiente. El coste del cateo necesita, por lo tanto, ser multiplicado por 2½ para obtener el coste por hectárea de terreno útil. Para reducir esta cifra a coste por tonelada es necesario tener el dato relativo al espesor y ley, o hacer suposiciones sobre cada trecho examinado.

Continuará.

## LEGISLACION

### EL CUERPO DE INGENIEROS DE MINAS

Núm. 311.—Santiago, 9 de Marzo 1925.

La Junta de Gobierno, de acuerdo con el Consejo de Secretarios de Estado, ha acordado y dicta el siguiente

#### DECRETO-LEY:

**ARTÍCULO 1.** Créase el Cuerpo de Ingenieros de Minas, bajo la dependencia del Ministerio de Industria, con el objeto de coadyuvar a la acción del Gobierno en cuanto concierne a la industria minera y metalúrgica.

**ART. 2.º** Corresponde al Cuerpo de Ingenieros de Minas:

- 1.º Inspeccionar y vigilar los trabajos subterráneos y superficiales, que tengan por objeto el cateo, la explotación, el aprovechamiento de las substancias minerales;
- 2.º Velar por el cumplimiento de los reglamentos de policía y seguridad que se dicten para los trabajos de minas y canteras. Hacer las encuestas sobre accidentes del trabajo en conformidad a las disposiciones de los mismos reglamentos;
- 3.º Formar la carta geológica general del país y las geológicas e hidrológicas locales o parciales que sean menester;
- 4.º Formar el rol de las cuencas carboníferas y minerales y de las demás comarcas de importancia minera y practicar los estudios geológicos e industriales correspondientes;
- 5.º Estudiar y reconocer especialmente los yacimientos de substancias minerales útiles a la industria o al arte de la construcción, o primeras materias aplicables a la industria y a la agricultura;
- 6.º Estudiar, inspeccionar y vigilar la explotación y conservación de los manantiales de aguas minerales y medicinales que se beneficien por cuenta del Estado o de particulares;
- 7.º Alumbrar aguas subterráneas en provecho de la agricultura e industria por medio de sondeos u otros trabajos;
- 8.º Recopilar los datos necesarios para la formación de la estadística minera para el estudio económico industrial de las explotaciones;
- 9.º Asesorar a las oficinas encargadas del cobro de impuesto, de la higiene y de la estadística en todo lo relacionado con estos servicios en las explotaciones o faenas mineras y metalúrgicas, conforme a las instrucciones de las oficinas respectivas; y
- 10.º Informar sobre todos los asuntos que el Gobierno someta a su estudio y consideración.

**ART. 3.º** Los funcionarios del Cuerpo de Ingenieros de Minas tendrán libre acceso a todos los trabajos subterráneos y superficiales, instalaciones, establecimientos metalúrgicos o faenas que tengan por objeto la explotación y aprovechamiento de substancias minerales.

Los patrones, gerentes, administradores, empresarios, mayordomos, empleados y obreros están obligados a suministrar a dichos funcionarios todos los planos, datos e informaciones que pidan para velar por el cumplimiento de esta ley y de los reglamentos respectivos, y deberán presentar, cuando las circunstancias lo exijan, toda clase de documentos relativos a la producción y al costo de la obra de mano.

Si encontraran obstáculos o resistencia de cualquiera naturaleza en el ejercicio de estos derechos, podrán requerir, autorizados previamente por el Director General del Cuerpo, el auxilio de la fuerza pública de la autoridad respectiva.

**ART. 4.º** Las infracciones que se cometan contra la presente ley y contra los reglamentos que se dicten para el trabajo, policía y seguridad de minas, serán penadas con multa de doscientos a dos mil pesos por cada infracción, y de cuatrocientos a cuatro mil pesos en caso de reincidencia sin perjuicio de lo que dispongan las leyes y reglamentos posteriores.

Regulará y aplicará estas multas breve y sumariamente el juez de letras del departamento con apelación en lo devolutivo a la Corte de Apelaciones respectiva.

**ART. 5.º** El Cuerpo de Ingenieros de Minas tendrá por ahora el siguiente personal con los sueldos anuales que se indican:

**Dirección General**

- Director General, ingeniero, treinta y seis mil pesos (\$ 36,000).  
 Secretario-Contador, jefe administrativo, quince mil pesos (\$ 15,000).  
 Abogado, doce mil pesos (\$ 12,000).  
 Oficial de partes, archivero, siete mil doscientos pesos (\$ 7,200).  
 Dactilógrafo y contador ayudante, cinco mil cuatrocientos pesos (\$ 5,400).  
 Guarda-almacén, cuatro mil doscientos pesos (\$ 4,200).  
 Mayordomo-portero, tres mil pesos (\$ 3,000).  
 Mensajero, mil novecientos ochenta pesos (\$ 1,980).

**Personal Técnico**

- Ingeniero jefe, veinticuatro mil pesos (\$ 24,000).  
 Ingeniero consultor de carbón, veintisiete mil pesos (\$ 27,000).  
 Ingeniero consultor de metales, veintisiete mil pesos (\$ 27,000).  
 Geólogo consultor, profesor del ramo en la Universidad de Chile, ocho mil cuatrocientos pesos (\$ 8,400).  
 Geólogo, veinte mil pesos (\$ 20,000).  
 Ingeniero 1.º, veinte mil pesos (\$ 20,000).  
 Dos ingenieros segundos, con quince mil pesos cada uno (\$ 30,000).  
 Ingeniero químico, jefe del laboratorio, quince mil pesos (\$ 15,000).  
 Ingeniero mecánico a cargo de las sondas, diez mil doscientos pesos (\$ 10,200).  
 Tres ingenieros terceros, con trece mil doscientos pesos cada uno (\$ 39,600).  
 Preparador de muestras, tres mil pesos (\$ 3,000).

Cuando las necesidades del servicio lo requieran y previa autorización del Gobierno, podrán contratarse empleados auxiliares, cuya remuneración se deducirá de los fondos que el presupuesto consulte para el estudio o trabajo correspondiente.

ART. 6.º Los ingenieros consultores podrán ser autorizados hasta por el término de dos meses en cada año, para informar a particulares sobre asuntos mineros y no gozarán de sueldo fiscal durante el tiempo que estuvieren autorizados para este objeto.

El reglamento del Cuerpo de Ingenieros de Minas fijará las condiciones en que los empleados del Cuerpo podrán ser autorizados para prestar servicios particulares, siendo de cuenta de quienes soliciten los servicios, el pago de los gastos de transporte y permanencia en que debe incurrir el empleado.

ART. 7.º Los ingenieros del Cuerpo de Ingenieros de Minas serán los informantes y peritos en las diligencias que decreten los jueces con arreglo a lo dispuesto en el artículo 163 del Código de Minería y el reglamento de 5 de Julio de 1895, siendo de cuenta de los particulares interesados el pago del honorario respectivo.

ART. 8.º El Gobierno dictará los reglamentos de policía y seguridad para los trabajos de minas y canteras y los demás que exija la labor del Cuerpo de Ingenieros de Minas, estableciendo en ellos las sanciones correspondientes a la infracción conforme a lo dispuesto en el artículo 4.º de la presente ley.

**ARTICULO TRANSITORIO**

Este decreto-ley regirá desde su publicación en el **Diario Oficial** salvo en lo referente al personal que regirá desde el 1.º de Abril del año en curso.

Desde esta misma fecha quedan derogados los ítems 460 a 471, partida 4.ª del Presupuesto de Agricultura e Industria, y, en consecuencia, los sueldos correspondientes al personal que se nombre en el presente año se deducirán de rentas generales con cargo al presente decreto-ley.

Tómese razón, regístrese, comuníquese, publíquese e insértese en el Boletín de las Leyes y Decretos del Gobierno.—**Emilio Bello C.**—**C. A. Ward.**—**Pedro P. Dartnell E.**—**CLAUDIO VICUÑA.**

**PRIMAS AL ACERO Y HIERRO PRODUCIDOS EN CHILE**

Núm. 317.—Santiago, 9 de Marzo de 1925.—La Junta de Gobierno, de acuerdo con el Consejo de Secretarios de Estado, ha acordado y dicta el siguiente:

**DECRETO-LEY:**

ARTÍCULO 1.º Concédese a las nuevas compañías siderúrgicas que se instalen en el país para fabricar hierro y acero con minerales nacionales, una prima de quince pesos (\$ 15), moneda legal de oro, por tonelada de lingote y de veinte pesos (\$ 20), de la misma moneda, por tonelada de acero producida, hasta la concurrencia de veinte mil toneladas para cada uno de estos produc-

tos, en los dos primeros años de vigencia de la presente ley; de cuarenta mil toneladas por cada uno de los productos durante los dos años siguientes; y de cincuenta mil toneladas para cada uno de dichos productos en los años restantes.

ART. 2.º Concédese una prima adicional de quince pesos (\$ 15), moneda nacional de oro, por cada tonelada de lingote y de veinte pesos (\$ 20), por cada tonelada de acero bruto o elaborado que se venda fuera del mercado nacional.

ART. 3.º Si varias firmas radicaran en el país establecimientos para llevar a cabo la fabricación de hierro y acero, la distribución de las primas que se concedan por el artículo 1.º, se efectuará a prorrata de la producción efectiva de los respectivos establecimientos productores.

ART. 4.º Si alguna fábrica produjere acero, sin pasar por el lingote, tendrá derecho a percibir las dos primas mencionadas en el artículo 1.º

ART. 5.º Las primas de exportación y de producción que se conceden por la presente ley, se pagarán por el término de veinticinco años, contados desde la fecha de su promulgación.

ART. 6.º El valor de las primas se liquidarán en el segundo semestre del año siguiente al de la producción o exportación acreedora a estos beneficios, previo informe de comisión técnica designada por el Ministerio de Industria, evacuado después del examen de los libros de contabilidad de las empresas productoras o exportadoras.

ART. 7.º El presente decreto-ley regirá desde su publicación en el **Diario Oficial**.  
Tómese razón, comuníquese, publíquese e insértese en el Boletín de las Leyes y Decretos del Gobierno.—**Emilio Bello C.**—**Pedro P. Dartnell E.**—**C. A. Ward.**—**CLAUDIO VICUÑA.**



## COTIZACIONES

### PRECIOS DE MATERIALES PARA MINAS

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

#### Explosivos

##### DINAMITA DE 40%:

El cajón de 50 libras netas, marca "Tronador", puesto en Valparaíso...	\$	130.—	m.cte.
El cajón de 50 libras netas, marca "Novel", puesto en Valparaíso...	£	3-0-7	
El cajón de 50 libras netas, marca "Tronador", puesto en Valparaíso...		3-0-7	

##### DINAMITA DE 60%:

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

##### GELIGNITA DE 42%:

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

##### GELIGNITA DE 62%:

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



## FULMINANTES ELÉCTRICOS N.º 6:

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

## ALAMBRES PARA FULMINANTES ELÉCTRICOS:

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

## GUÍAS ORDINARIAS:

Los mil pies, marca "Negra", en Valparaíso.....	\$	40.—	m/cte.
Los mil pies, marca "Novel", en Valparaíso.....	£	0-18-0	
Los mil pies, marca "Negras comunes", en Valparaíso.....	»	0-18-0	

## GUÍAS PARA AGUA:

Los mil pies, marca "W. C. G. P.", en Valparaíso.....	\$	60.—	m/cte.
Los mil pies, marca "Double Wove", en Valparaíso.....	£	1-5-3	

## PÓLVORA NEGRA:

El quintal, marca "San Bernardo", puesto en la estación de Nos.....	\$	50.—	m/cte.
El quintal, marca "San Bernardo", puesto en Santiago.....	»	50.—	m/cte.

## FULMINANTES N.º 3:

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

## FULMINANTES N.º 6:

Los mil fulminantes, marca "Tronador", en Valparaíso.....	\$	135.—	m/cte.
Los mil fulminantes, marca "Novel", en Valparaíso.....	£	3-2-2	
Los mil fulminantes, marca "Tronador", en Valparaíso.....	»	3-2-2	

## ARGLONITA:

El cajón, marca "San Bernardo", puesto en la estación de Nos.....	\$	110.—	m/cte
---	----	-------	-------

## GELIGNITA DE 51%:

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

## GELIGNITA DE 34%:

El cajón, en Valparaíso, marca "Elefante".....	£	2-12-0	
--	---	--------	--

## Lubricantes

## ACEITE PARA MÁQUINA DE VAPOR:

El galón, marca "Standard Oil", en Santiago.....	\$	1.80	oro.
El galón, marca "Buffalo", en Santiago, en tambor de 51 galones.....	»	2.50	oro.

## ACEITE PARA MOTORES DIESEL (Cilindro):

Dos latas de 5 galones cada una, marca "Internaco", en Santiago.....	\$	124.60	m/cte.
El galón, marca "Standard Oil", en Santiago.....	»	2.00	oro.
El galón, marca "Buffalo", en Santiago, en tambor de 51 galones.....	»	2.75	oro.

## ACEITE PARA MOTORES DIESEL (Descansos):

Las dos latas de 5 galones cada una, marca "Internaco", en Santiago.....	\$	124.60	m/cte.
El galón, marca "Standard Oil", en Santiago.....	»	1.90	oro.
El galón, marca "Buffalo", en Santiago, en tambor de 51 galones.....	»	2.75	oro.

## ACEITE PARA MOTORES ELÉCTRICOS Y DINAMOS:

El cajón de 10 galones, marca "Buffalo", en Santiago. . . . .	\$	25. — oro.
Las dos latas de 4 galones, cada una, marca "Internaco", en Santiago. >	111. 20	m/cte.
El galón en Santiago, marca "Standard Oil". . . . .	1. 90	oro.

## ACEITE NEGRO:

El galón, marca "Buffalo", en Santiago, en tambor de 51 galón. . . . .	\$	1. 30 oro.
El galón, marca "Standard Oil", en Santiago. . . . .	1. 40	oro.

## GRASA DE PINO:

El tarro de 37 kilos netos, marca "Buffalo", en Santiago. . . . .	\$	12. 75 oro.
El barril, marca "Standard Oil", en Santiago. . . . .	17. 00	oro.

## GRASA CONSISTENTE:

El kilogramo, marca "Buffalo", en Santiago, en tambores de 200 kilos \$	0. 84	oro.
El kilogramo, marca "Standard Oil", en Santiago. . . . .	0. 90	oro.

## ACEITE DE ESPERMA:

El cajón, en Santiago. . . . .	\$	78. — m/cte.
El litro, en Santiago. . . . .	1. 75	m/cte.

## KARBOLINEUM:

El litro, en Valparaíso. . . . .	\$	1. 80 m/cte.
----------------------------------	----	--------------

## Pinturas

## AZARCÓN:

El quintal, en Valparaíso. . . . .	\$	36. — oro.
------------------------------------	----	------------

## ACEITE DE LINAZA COCIDO:

El tarro de 6 galones, marca "Cóndor", en Santiago. . . . .	\$	90. — m/cte.
El tarro de 6 galones, marca "Genuino Inglés", en Santiago. . . . .	27. 75	oro.

## AGUARRÁS:

El cajón de 10 galones, marca "Arbolito", en Valparaíso. . . . .	\$	43. — oro.
El cajón de 10 galones, en Santiago. . . . .	43. —	oro.

## PINTURA BLANCA DE ZINC:

El quintal, marca "Tulipán", en Valparaíso. . . . .	\$	40. — oro.
El quintal, marca "Aconcagua", AAAA en Santiago. . . . .	37. —	oro.

## PINTURA BLANCA DE PLOMO

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

## Productos Químicos

## ÁCIDO SULFÚRICO PURO, ESPECIAL PARA ACUMULADORES, DE 66° Bé.

Hasta 100 kilos, en Santiago. . . . .	\$	4. — m/cte. kilo
Hasta 500 kilos, en Santiago. . . . .	3. 50	m/cte. kilo
En partidas mayores. . . . .	3. —	m/cte. kilo

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

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

## ÁCIDO NÍTRICO PURO, DE 45° Bé.

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

## ÁCIDO CLORHÍDRICO PURO, DE 22° Bé.

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

## AMONIACO HIDRATADO:

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

## AMONIACO HIDRATADO:

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

## SULFATO DE COBRE:

El cajón de 50 kilos, en Santiago. ....	\$	0.60 oro kilo
---	----	---------------

## Maderas

## PINO OREGÓN:

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

## PINO ARAUCARIA:

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

## ÁLAMO EN BRUTO:

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

## ROBLE:

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

## LUMA:

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

## Varios

## CREOSOTA:

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

## ALQUITRÁN MINERAL:

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

## HILACHAS DE ALGODÓN:

El quintal, importadas, blancas, en Santiago. . . . . \$ 70.— oro.  
El paquete, nacionales de color, en Santiago . . . . . » 2.90 m/cte.

## CEMENTO NACIONAL:

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

## CARBURO DE CALCIO:

El tambor, en Valparaíso. . . . . \$ 30.— oro.

## CLAVOS DE ALAMBRE, VARIAS DIMENSIONES:

El cajón, en Santiago. . . . . \$ 42.— m/cte.

## CAÑERÍA PARA AGUA DE FIERRO GALVANIZADO:

El metro, en Santiago de  $\frac{1}{2}$ " . . . . . \$ 0.60 oro.

El metro en Valparaíso de  $\frac{1}{2}$ " . . . . . » 0.66 oro.

El metro, en Valparaíso de  $\frac{3}{4}$ " . . . . . » 0.85 oro.

Cañería para agua, de 1" . . . . . » 1.14 oro.

Cañería para agua, de  $1\frac{1}{2}$ " . . . . . » 2.10 oro.

Cañería para agua, de 2" . . . . . » 2.90 oro.

Cañería para agua, de  $2\frac{1}{2}$ " . . . . . » 4.40 oro.

Cañería para agua, de 3" . . . . . » 5.30 oro.

CORREA BALATA DE 2"—El metro, en Santiago, marca "Rublata". . . \$ 6.65 m/cte.

" " " 3"—El metro, en Santiago, marca "Rublata". . . » 9.80 m/cte.

" " " 4"—El metro, en Santiago, marca "Rublata". . . » 13.35 m/cte.

" " " 6"—El metro, en Santiago, marca "Rublata". . . » 26.70 m/cte.

" " " 8"—El metro, en Santiago, marca "Rublata". . . » 40.95 m/cte.

" " " 10"—El metro, en Santiago, marca "Rublata". . . » 55.15 m/cte.

CORREA DE CUERO DE 2"—El metro, en Santiago, marca "Schieren". . . \$ 9.80 m/cte.

Id. marca "Duxbak" . . . . . » 14.25 m/cte.

Correa de cuero de 3"—El metro en Santiago, marca "Schieren" . . . » 14.70 m/cte.

Id. marca "Duxbak" . . . . . » 21.35 m/cte.

Correa de cuero, de 4"—El metro, en Santiago, marca "Schieren" . . . » 19.60 m/cte.

Id. marca "Duxbak" . . . . . » 28.50 m/cte.

Correa de cuero de 6"—El metro, en Santiago, marca "Schieren". . . » 29.40 m/cte.

Id. marca "Duxbak" . . . . . » 42.70 m/cte.

Correa de cuero de 8"—El metro, en Santiago, marca "Duxbak" . . . » 56.95 m/cte.

CORREA DE CUERO DE 2"—El metro, en Santiago. . . . . \$ 6.— m/cte.

" " " 3"—El metro, en Santiago. . . . . » 9.— m/cte.

" " " 4"—El metro, en Santiago. . . . . » 13.20 m/cte.

" " " 6"—El metro, en Santiago. . . . . » 21.60 m/cte.

" " " 8"—El metro, en Santiago. . . . . » 28.80 m/cte.

" " " 10"—El metro, en Santiago. . . . . » 36.— m/cte.

" " " 12"—El metro, en Santiago. . . . . » 43.20 m/cte.

ACERO OCHAVADO PARA MINAS, DE  $7/8$ " :

El quintal, en Valparaíso. . . . . \$ 36.— oro.

## PERNOS PARA ECLISAS:

El ciento, puesto a bordo en Valparaíso..... \$ 9.— oro.

## CLAVOS RIELEROS IMPORTADOS

El ciento, en Valparaíso, a bordo..... \$ 62.— oro.

## CARROS MINEROS:

Cada uno..... \$ 250.— oro.

## MINERALES Y METALES VARIOS EN NUEVA YORK (1)

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

**Aluminio.**—99%, \$ 0.28 la libra; 98%, 0.27.—Londres, 98% £ 125 tonelada de 2,240 libras.

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

**Blenda.**—Precio medio \$ 52.26 por tonelada de 2,000 libras.

**Bismuto.**—\$ 1.95 la libra en lotes mayores de 1 tonelada.—Londres 7/6 d. la libra.

**Cobalto.**—\$ 2.50 a 3 la libra.

**Mineral de plomo.**—Precio medio sobre la base de 80% de plomo \$ 115.

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

**Molibdeno.**—99%, \$ 25 por kilo.

**Mercurio.**—\$ 79, por frasco de 75 libras.—Londres £ 125|0.

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

**Platino.**—Refinado, \$ 117 por onza; crudo \$ 114 a \$ 116.—Londres £ 24 por onza.

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

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

**Tungsteno.**—En polvo, 97% a 98% \$ 0.95 a \$ 1 por libra de tungsteno contenido.

## MINERALES METALICOS

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

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

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

- Mineral de manganeso.**—\$ 0.42 por unidad en la tonelada de 2,240 libras en los puertos, más el derecho de importación. Para productos químicos, en polvo, grueso o fino de 82% a 87% de  $MnO^2$ , Brasilero o Cubano \$ 70 a \$ 80 por tonelada en carros.
- Molibdeno.**—\$ 0.60 a \$ 0.70 por libra de  $MoS^2$ , de 85% concentrado de  $MoS^2$ .
- Mineral de tungsteno.**—Por unidad, en Nueva York, wolframita, \$ 9 a \$ 9.50 de alta ley, Shelita, \$ 9.50 a \$ 10, de alta ley.
- Vanadio.**—Mínimo 18%  $B^2O^5$ , \$ 1 a \$ 1.25 por libra.

#### MINERALES NO METÁLICOS

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

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

- Asbesto.**—Crudo N° 1, \$ 350 a \$ 425. Crudo N° 2, \$ 200 a \$ 275, en fibras \$ 100 a \$ 175. Planchas de fibras de magnesia comprimidas \$ 65 a \$ 100. Stock para techos \$ 45 a \$ 55. Stock para papel \$ 35 a \$ 40. Stock para cemento de \$ 15 a \$ 25. Desperdicios \$ 9 a \$ 12. Arena, \$ 6 a \$ 8.—Todos estos precios son por tonelada corta f. o. b. Quebec, el impuesto y los sacos están incluidos.
- Azufre.**—\$ 16 a \$ 18 por tonelada, para azufre doméstico, f. o. b. Texas y Louisiana; \$ 18 a \$ 20 para exportación f. a s. Nueva York.
- Barita.**—Cruda, \$ 7 a \$ 8 por tonelada gruesa f. o. b.; molida, sin color, \$ 14 la tonelada. Blanca, descolorada, \$ 17.
- Bauxita.**—Americana, f. o. b. por tonelada gruesa, molida y seca \$ 5.50 a \$ 8.50. Pulverizada y seca, \$ 14. Calcinada y chancada \$ 19 a \$ 20.
- Bórax.**—Granulado o en polvo y en sacos \$ 0.04¾ por libra. Entregado cristales \$ 0.05 mercado normal.
- Cal para flujo.**—Depende de su origen; f. o. b. en los puertos de embarque, por tonelada, chancada a media pulgada y a menos \$ 1.10 a \$ 1.70; chancada a tres pulgadas y más \$ 0.90 a \$ 1.50. Para usos agrícolas, \$ 1.50 a \$ 5.
- Cuarzo en cristales.**—Sin color y claro en pedazos de ¼ a ½ libra, \$ 0.30 por libra en lotes de más de 1 tonelada. Para usos ópticos y con las mismas condiciones: \$ 0.60 por libra.
- Feldespato.**—Por tonelada de 2,240 libras f. o. b., en carro de Nueva York, N° 1 crudo \$ 8; N° 1 para porcelanas, a 140 mallas, \$ 22. Para esmalte, 80 a 100 mallas, \$ 13.50 a \$ 16. Para vidrio 30 a 100 mallas \$ 19. (Virginia).

- Fosfatos.**—Por tonelada larga de 2,240 libras f. o. b. Florida, 75% \$ 5.25, 70% \$ 3.50.
- Flouspato.**—En colpa, con no menos de 85% de  $\text{CaF}_2$  y no más de 5% de  $\text{SiO}_2$  \$ 21.
- Grafito.**—De Ceylan de primera calidad, por libra, en colpa, \$ 0.06½ a 7. En polvo \$ 0.02½ a 4. Amorfo, crudo, \$ 15 a \$ 35 por tonelada, en hojas N° 1 y 2 de \$ 0.12 a 0.30.
- Kaolina.**—f. o. b. Virginia, por tonelada corta, cruda N° 1, \$ 7. Cruda N° 2, \$ 5.50. Lavada, \$ 8. Pulverizada, \$ 10 a \$ 20. Inglesa importada f. o. b. en los puertos americanos, en colpa \$ 12 a \$ 20. Pulverizada \$ 45 a \$ 50.
- Magnesita.**—Por tonelada, f. o. b. California, calcinada en colpa, 85%  $\text{MgO}$  \$ 35. Calcinada y molida a 200 mallas \$ 42.50.
- Mica.**—Precios de Carolina del Norte, despojos de \$ 17 a \$ 20 por tonelada neta; en plancha, por libra calidad N° 1, clara 1¼" \$ 0.07.—1½"×2", \$ 0.16.—2"×2", \$ 0.30.—2"×3", \$ 0.75.—3"×3", \$ 1.25.—3"×4", \$ 1.75.—3"×5", \$ 2.35.—4"×6", \$ 3.—6"×8", \$ 4.50. Molida a 60 mallas \$ 65 por tonelada. A 140 mallas, \$ 125. En seco para techo \$ 30. En seco para techo a 160 mallas, \$ 70.
- Monacita.**—Mínimo de 6% de  $\text{ThO}_2$ , \$ 120 por tonelada.
- Potasa.**—Cloruro de potasa de 80 a 85% sobre base de 80% en sacos, \$ 34.55. Sulfato de potasa de 90 a 95% sobre base de 90%, \$ 45.85. Sulfato de potasa y magnesia, 48 a 53%, sobre base de 48% \$ 26.35. Para abono de 30%, \$ 19.03. Para abono de 20% \$ 12.55.
- Piritas.**—Española, por tonelada de 2,240 libras c. i. f., en los puertos de los Estados Unidos, tamaño para los hornos, \$ 0.12. En colpa, \$ 0.11. Fino, \$ 0.11½.
- Sílice.**—Molida en agua y flotada, por tonelada f. o. b. Illinois a 400 mallas, \$ 31; a 325 mallas, \$ 26; a 250 mallas, \$ 22; a 200 mallas, \$ 20; a 100 mallas, \$ 8.
- Cuarzita.**—En el Canadá de 99%  $\text{SiO}_2$ , \$ 3 por tonelada neta; Arena para fabricar vidrios, \$ 2 a \$ 2.25 por tonelada; para ladrillo y moldear, \$ 2 a \$ 2.25.
- Talco.**—Por tonelada, en sacos de papel de 60 libras, molido a 200 mallas, extra blanco, \$ 10.50, más el saco. A 180 mallas medio blanco, \$ 9.50 a \$ 10 más el saco.
- Tiza.**—f. o. b. Nueva York, por libra, inglesa, muy liviana \$ 0.05. Doméstica, liviana \$ 0.04¼ a \$ 0.04½. Por tonelada en cantidades \$ 5 a 5½.
- Yeso.**—Por tonelada, según su origen, chancado \$ 2.75 a \$ 3; molido a \$ 6; para abono de \$ 6 a \$ 7, calcinado, \$ 8 a \$ 16.
- Zirconio.**—99%, \$ 0.06 por libra, f. o. b. Florida; pulverizado, \$ 0.07, por libra, f. o. b. Florida.

## OTROS PRODUCTOS

- Nitrato de soda.**—\$ 2.65 por cada 100 libras. En los puertos del Atlántico.
- Oxido de arsénico.**—(Arsénico blanco) \$ 0.05¼ a 0.05¾, por libra, entregado.
- Oxido de zinc.**—Por libra, en sacos y libbre de plomo: \$ 0.07¾ Francés, sello blanco, \$ 0.11¾.
- Sulfato de cobre.**—0.04¾ por libra.
- Sulfato de sodio.**—\$ 17 a \$ 19 por tonelada en Nueva York.

## LADRILLOS REFRACTARIOS

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

## COTIZACIONES DE LA PLATA

Días	Londres 2 meses onza Standard peniques	Valparaiso kilo fino \$ m/c.
Marzo 5.....	32 1/16	189.91
Marzo 19.....	31 13/16	178.91



COTIZACIONES DEL COBRE

QUINCENAL EN CHILE

DÍAS	A bordo \$ m/c. por qq. m.		
	Barras	Ejes 50 %	Minerales 10 %
Marzo 5.....	250.54	110.13½ Escala 250 cents.	13.18½ Escala 142½ cents.
Marzo 19.....	230.75	101.01 Escala 230 cents.	12.13½ Escala 131½ cents.

SEMANAL EN NUEVA YORK

DÍAS	Centavos por libra	DÍAS	Centavos por libra
5.....	14½	26.....	14—
12.....	14½	30.....	13½—13¾
19.....	14½		

DIARIA EN LONDRES

DÍAS	£ por tonelada		DÍAS	£ por tonelada	
	Contado	3 meses		Contado	3 meses
2.....	63.15.0	64.15.0	18.....	62.10.0	63.12.6
3.....	64. 2.6	65. 2.0	19.....	62.15.0	63.12.6
4.....	64. 5.0	65. 5.0	20.....	63. 0.0	64. 2.6
6.....	64. 5.0	65. 7.6	23.....	62.10.0	63.10.0
9.....	64. 5.0	65. 7.6	24.....	62. 7.6	63.10.0
10.....	63.12.6	65. 5.0	25.....	62. 5.0	63. 5.0
11.....	63.12.6	64.12.6	26.....	62. 0.0	63. 0.0
12.....	63.12.6	64.12.6	27.....	61. 0.0	62. 2.6
13.....	63.12.6	64.10.0	30.....	60. 2.6	61. 5.0
16.....	63. 5.0	64. 7.6	31.....	60. 2.6	61. 5.0
17.....	62.17.0	64. 7.6			

## CAMBIO Y RECARGO DEL ORO

DÍAS	\$ m/c por £	£ por oro 18d.	Recargo del oro %	DÍAS	\$ m/c por £	£ por oro 18d.	Recargo del oro %
1	43.20	12.40	247.50	16	41.00	12.30	230.50
2	43.20	12.40	245.50	17	40.80	12.30	229.20
3	43.20	12.40	247.50	18	40.40	12.30	226.00
4	43.00	12.40	247.50	19	40.80	12.40	227.50
5	43.10	12.40	247.50	20	40.70	12.40	227.50
6	42.80	12.30	243.00	21	40.60	12.40	227.00
7	42.80	12.30	245.50	23	41.00	12.40	230.00
8	42.80	12.30	..	24	41.80	12.40	235.50
9	42.00	12.30	240.00	25	..	12.40	235.80
10	42.00	12.30	240.00	26	..	12.40	236.30
11	42.40	12.30	242.00	27	..	12.40	235.20
12	42.20	12.30	241.50	28	42.20	12.40	239.50
13	41.80	12.30	236.80	30	42.60	12.40	242.40
14	41.60	12.30	237.00	31	42.00	12.40	238.00
15	41.60	12.30	..				

## SALITRE

5 Marzo

El mercado ha continuado tranquilo a través de la quincena, aunque varios lotes se han revendido entre 20/7 y 20/7¼ para entregas Feb/Marzo. El mercado europeo también ha estado tranquilo y pequeñas ventas se registran de £ 11.17.6 a £ 11.18.6 c. i. f. llegado a puerto entre Amberes y Hamburgo. Las ventas hechas por la Asociación de Productores suben solamente a 1,750 toneladas para entrega Marzo las cuales incluyen 50 toneladas para el consumo en la costa.

El sobrante del salitre vendido por la Asociación que no ha sido embarcado por los exportadores al 1.º de Marzo se estima en 210,000 toneladas y la Asociación solamente ha vendido para entrega Marzo/Mayo 38,700 toneladas.

Las existencias en la costa se estiman en 740,000 toneladas.

La producción durante el mes de Febrero fué de 1.851,696 qtls. mét. con 92 oficinas trabajando y durante el mismo mes el año pasado con 85 oficinas trabajando produjeron 1.862,557 qtls. méts.

El total exportado durante Febrero fué de 2.836,158 qtls. mét. demostrando un aumento de 874,626 qtls. méts. comparado con el mismo mes de 1924.