

BOLETIN MINERO



DE LA SOCIEDAD NACIONAL DE MINERIA

Año XLI

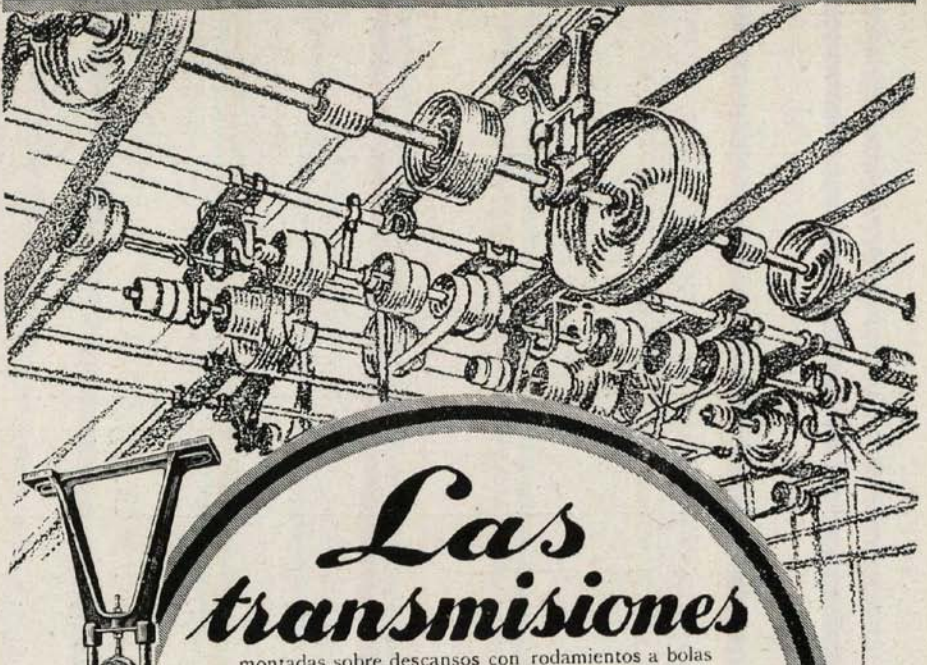
Santiago de Chile
Octubre de 1925

Vol. XXXVII
Núm. 318



CHUQUICAMATA

Planta de chancado, estanques de lixiviación



Las transmisiones

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

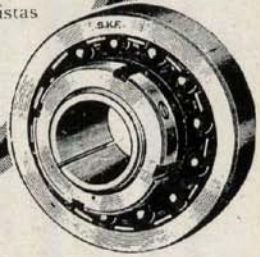
Fuera de su alta calidad y esmerada fabricación los cojinetes **SKF** poseen grandes ventajas por su OSCILACION y AJUSTE AUTOMÁTICO.

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 Telefónica "ROLUEMEMT"

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

BOLETIN MINERO

DE LA

Sociedad Nacional de Minería

SANTIAGO DE CHILE

SUMARIO

	Págs.
Los ingenieros civiles y la minería	663
La teoría de la evolución y el Darwinismo	665
La lixiviación por el amoniaco	667
Los magmas metalíferos, por J. E. Spurr	674
Monografía minera de la provincia de Coquimbo, por J. Kuntz (Continuación)	679
Yeso, arcilla, cemento, piedra, arena y grava	693
Discusión sobre el artículo La vuelta a la normalidad de la industria del cobre y otros artículos, de Arthur Notman	701
El costo del dragado	710
Sección consultas	714
SECCIÓN SALITRERA: Investigaciones sobre el nitrógeno, por H. Foster Hain y H. S. Mulliken (Continuación)	716
Cotizaciones	723

LOS INGENIEROS CIVILES Y LA MINERIA

A pesar de ser Chile, un país neta y esencialmente minero y los chilenos, por naturaleza, herencia y debido al medio ambiente, sumamente aficionados a la minería, el número de ingenieros civiles que se reciben en nuestras dos Universidades, la del Estado y la Católica, es muchísimo mayor que el de ingenieros de minas. La Católica creó un curso de Ingeniería de Minas, pero se vió obligada a abandonarlo al poco tiempo porque el costo de cada ingeniero ascendía a una suma fabulosa cuando éste re-

cibía su diploma: \$ 100,000 nos han asegurado. No tenemos cifras exactas del número de técnicos recibidos en cada una de estas dos ramas de la ingeniería, pero nos atrevemos a asegurar que en los últimos 10 años han estado en una proporción de 10:1. A primera vista parece que la ingeniería civil ofreciera a nuestra juventud un porvenir mucho más halagüeño que la de minas dada la preferencia que nuestros jóvenes demuestran por ella, pero si nos detenemos un momento a examinar

los hechos tales cuales son, pronto nos daríamos cuenta de la existencia de un número de anomalías e incongruencias que no tienen ninguna razón de ser.

Resulta que en Chile, muchos ingenieros civiles después de haber cursado sus seis años de estudios en cualquiera de las dos Universidades, que los facultan para construir, o por lo menos para ayudar a construir puentes, caminos, ferrocarriles, represas, etc., no se especializan en cualquiera de las ramas de su carrera, como pareciera lógico esperar, nó. El ingeniero civil, o por lo menos, un buen número de éstos, se dedican a la Ingeniería de Minas, carrera para la cual no tienen ninguna aptitud, ni ningún amor (puesto que teniendo la oportunidad, no la cursaron) ningún conocimiento y ninguna experiencia.

¿A qué se debe, pues, este contrasentido? En primer lugar, al hecho de que hasta hace poco el número de ingenieros de minas recibidos en Chile eran insuficientes para dar abasto a la demanda; y, por consiguiente, las compañías mineras chilenas recurrían a los ingenieros civiles, que aunque carecían de los conocimientos y experiencia necesarios tenían, gracias a su educación científica, mayores aptitudes para desempeñarse con acierto en su nueva profesión que las que podrían tener, por ejemplo, un abogado o un agrónomo. Además, los ingenieros civiles que han adoptado la minería como profesión, eran, en su mayoría, ingenieros con cierta experiencia en la dirección y adminis-

tración de obras de ingeniería, en las que habían dado pruebas de honradez, constancia en el trabajo, iniciativa, aptitudes para manejar la gente, etc.; cualidades todas estas indispensables en todo buen administrador de un negocio comercial. La administración de un negocio minero necesita, en mayor grado que el resto de las empresas de ingeniería, esas cualidades de buena administración sin las cuales toda la técnica y toda la experiencia minera son inútiles en un administrador. Y era, precisamente, por esos dotes de buena administración porque la industria minera privada seleccionó a esos ingenieros civiles como administradores de sus Empresas. Apuntamos estas consideraciones, como explicación del por qué un cierto número de ingenieros civiles han adoptado la ingeniería de minas, o más bien, la Administración o Gerencia de Empresas Mineras, como profesión. No fué más que un expediente que las Empresas Mineras se vieron obligadas a adoptar en vista de la carencia de ingenieros del ramo; expediente que no tiene razón de ser en el futuro.

Por otra parte, es conveniente dejar establecido, por qué existe aquí entre los interesados un concepto errado sobre esta materia, que la otorgación de un diploma por una Universidad no constituye al joven que lo recibe en un ingeniero hecho y derecho, capaz de informar y administrar un negocio minero grande, con el derecho a exigir, por consiguiente, un gran sueldo. El ingeniero se hace en la práctica, con los muchos años de

trabajo, experimentación y estudio en las faenas mineras, no vegetando en una oficina o esperando en su casa que se le presente una buena colocación.

Por lo que respecta a informes sobre minas y negocios mineros, es absurdo que los ingenieros civiles acepten esta clase de trabajos, para los que no tienen ni los conocimientos ni la experiencia necesarios. A nadie se le ocurriría, suponemos, confiarle la extracción del apéndice de un deudo querido a un dentista, pero cierta clase de personas estima en Chile que un ingeniero civil tiene los conocimientos necesarios para informar sobre minas. Hemos recurrido a

este símil para que la generalidad del público se dé cuenta del enorme absurdo y anomalía que se comete cuando a un ingeniero civil se le pide que informe sobre minas. Además resulta un contrasentido que un joven dedique seis años de su vida, más de la sexta parte de su existencia en estudiar una carrera, para que apenas salido de las aulas se dedique a otra completamente diferente.

En Chile, y con muy buen acuerdo, únicamente los médicos-cirujanos tienen derecho a recetar. Nosotros no vemos razón alguna para que un ingeniero civil pueda informar, es decir, recetar sobre minas.



LA TEORIA DE LA EVOLUCION Y EL DARWINISMO

En la corte de Dayton, en el Estado de Tennessee, Estados Unidos, un profesor de segunda enseñanza fué condenado por el juez por enseñar la Teoría de la Evolución en contra de lo prescripto por las leyes del Estado; y no puede quedar duda alguna de que el juez falló bien. En primer lugar la ley existe; y, en segundo, parece que Mr. Scopes la contravino y al juez no le quedó más remedio que condenarlo de acuerdo con la ley. Toda la algarazca que se armó con motivo de este insólito proceso provino de que "bílicos" y "evolucionistas" creyeron que el juez iba a dictar sentencia sobre si la verdad,

toda la verdad incólume sobre nuestro origen, está encerrada en una interpretación literal del primer capítulo del Génesis o en la Teoría de la Evolución. ¡Enorme error! Ni era eso sobre lo que el juez tenía que fallar, ni hay juez sobre la tierra capaz de dictaminar en cuestión tan compleja y debatida; y aunque lo hubiera, nadie tampoco iba a aceptar su fallo. En vista de la apelación de Scopes a la Corte Suprema, este tribunal tendría que decidir si la ley del Estado de Tennessee está en oposición con la Constitución de los Estados Unidos, pero tampoco la Corte Suprema, estamos seguros

de ello, va a expresar opinión alguna sobre la Teoría de la Evolución.

Este asunto, que apasionó los ánimos en todos los países civilizados, como siempre sucede con las cuestiones dogmáticas, fué complicado y tergiversado innecesariamente por los periodistas, quienes, con su ignorancia acostumbrada y siempre a la caza de aquel sensacionalismo que tanto agrada a las masas ignorantes, mezclaron horrorosamente la Teoría de la Evolución con el darwinismo, sacando a relucir el mono en cuanta ocasión se les presentaba.

La Evolución nada tiene que ver con el darwinismo. La Evolución, en la verdadera acepción de la palabra, es más bien un principio filosófico que una teoría científica; es un concepto sobre el origen de todas las cosas, incluyendo el origen de las especies orgánicas en toda su complejidad, que puede decirse que es tan antiguo como el pensamiento humano. En una forma u otra la encontraremos en todas las filosofías del mundo, en todas las religiones, en todos los libros sagrados. Al principio no pasó de ser una suposición; una mera especulación, una posibilidad sin pruebas científicas y concluyentes; pero, en el último siglo, una falange, cada vez más numerosa de investigadores, de hombres de ciencia, han ido acumulando una masa de hechos científicos que, todos juntos y coordinados, constituyen la Teoría de la Evolución moderna y científica, es decir, una explicación racional y comprobada del cosmos.

El Darwinismo

Carlos Darwin, el insigne naturalista inglés, dedicó íntegramente su vida ejemplar y extraordinaria, la más preciosa y fructífera en los anales de las ciencias modernas, a investigar la evolución desde el punto de vista biológico, es decir, las causas que, en el transcurso de inmensos períodos de tiempo, han ocasionado el desarrollo, esto es, la evolución del hombre.

La teoría de Darwin o sea el darwinismo, se hizo pública por vez primera el 1° de Julio de 1858, en la Linnean Society de Londres, en una monografía, clásica a partir de esa fecha, en que Darwin y el Dr. A. R. Wallace condensaban sus conclusiones sobre la "Selección Natural". El título de la obra fué: "*Sobre la Tendencia de las Especies a Formar Variedades*" y "*Sobre la Perpetuación de las Variedades y de las Especies por medio de la Selección Natural*". Lo extraordinario del caso fué que los dos hombres de ciencia llegaron a la misma conclusión estando a grandes distancias uno del otro y por diferentes caminos: Darwin en Inglaterra y Wallace en la Malaya.

Darwin en su teoría coloca al mono muy cerca del hombre, pero el gran naturalista nunca aseguró que el hombre descendía directamente del mono. Darwin mismo en "*Descent of Man*" admitió que faltaba un eslabón en la cadena que relacionaba al hombre con el mono. Este eslabón perdido no se ha encontrado todavía a pesar de que muchos naturalistas han ase-

gurado haberlo encontrado, entre ellos, Dubois en la isla de Java, y el otro, un cráneo encontrado recientemente en Sud-Africa y que según el profesor Elliot Smith es de un mono antropoide parecido al chimpancé y al gorila, pero con un cierto desarrollo del cerebro y características faciales que parecen indicar una etapa en el proceso por medio del cual sus parientes más cercanos se fueron paulatinamente acercando al hombre debido a las leyes de selección natural. El eslabón que se busca es el tronco común del cual originaron el hombre y el mono. Es muy posible que ese tronco común no se encuentre nunca, pero la ciencia de la Ana-

tomía Comparada ha logrado reunir ya, sin contar con la que se ha de juntar en el futuro, una masa de hechos incontrovertibles e irrefutables que prueban que Darwin tenía razón cuando, por un proceso de deducción basado en sus profundos conocimientos de la evolución biológica, llegó a la conclusión de que ese tronco común tenía que haber existido.

La teoría de Darwin, según la desarrolla su autor en "*El Origen de las Especies*", nada tiene que ver con las elucubraciones filosóficas del alemán Haeckel, quien quiso aprovecharse del inmenso trabajo del gran naturalista inglés para hacerse réclame.



LA LIXIVIACION POR EL AMONIACO

Breve reseña de los procedimientos de la "Metals Production Limited", comunicados por la Compañía al señor Javier Gandarillas Matta.

Se ha podido observar y comprobar que, graduando como es debido la temperatura, la atmósfera y la duración del tratamiento, todos los minerales de cobre pueden ser transformados en un producto común o similar, el que es soluble en carbonato de amonio cúprico, y que, coordinando todos estos factores, se abre un ancho campo de estudio y de exploración en la metalurgia del cobre, de considerable valor desde el punto de vista económico, y que coloca la industria de la producción de dicho metal en un plano que hasta ahora era considerado como imposible, en particular por lo que respecta a los minerales oxidados y a los silicatos, como también a los que encierran mezclas de óxidos y de sulfuros de cobre.

Trituración

El mineral de la mina se tritura a un tamaño de $\frac{1}{2}$ " a 1" antes de someterlo al tratamiento.

Calentamiento previo

Una vez triturado el mineral, se echa en el calentador previo, que es un horno cilíndrico del tipo de horno de calcinar giratorio (secador rotatorio modificado), en el que el mineral es elevado a una temperatura de unos 400 a 500° C. en el espacio de media hora aproximadamente. Para una carga de 250 toneladas en las 24 horas se necesita un cilindro de unos 60 pies de largo por 7 pies y 9 pulgadas de diámetro exterior.

Este horno sirve para deshidratar el mineral y calentarlo previamente a la temperatura de reacción en la forma más económica; al mismo tiempo se deshidratan las sustancias coloides o gelatinosas que son la rémora de la mayor parte de los trabajos u operaciones de lixiviación.

Calcinación

Tratándose de minerales que contengan cantidades apreciables de sulfuros, el mineral deberá someterse a una calcinación que descomponga los sulfuros. Esta operación demora de 2 a 5 horas, a una temperatura que oscilará entre 500 y 700° C., según las circunstancias.

Reducción

El mineral, después de calentado previamente o calcinado, según el caso, se carga introduciéndole por una boca de carga hermética a todo gas, en el horno reductor, que también es del tipo cilíndrico, pero que lleva por dentro una espiral para regular o graduar el tiempo de contacto. Para una carga de 250 toneladas por unidad de 24 horas, el reductor y enfriador combinado será de unos 65 pies de largo por 7 pies y 9 pulgadas de diámetro exterior.

La primera parte o zona del horno, donde tiene lugar la reacción, lleva un revestimiento de ladrillo refractario, y la segunda parte tiene una refrigeración por agua, con el objeto de enfriar el mineral más o menos a la temperatura atmósfera antes de descargarlo, también por una boca hermética a los gases.

La atmósfera dentro del horno reductor consistirá de una corriente de gas pobre que circula en sentido contrario a la corriente del mineral, manteniéndose la temperatura (por efecto del calor de reacción), a un grado aproximado al de la temperatura a que el mineral sale del calentador previo.

La reacción de reducción es sumamente rápida, siendo 20 minutos el tiempo máximo necesario.

Trituración por molinos de cilindros

Después de reducido, el mineral se podrá volver a triturar en cilindros al tamaño necesario para poderlo lixiviar con resultados satisfactorios. La trituración variará entre $\frac{1}{4}$ " y $\frac{1}{8}$ " mallas, según la naturaleza del mineral. El objeto de efectuar la trituración en dos fases o etapas, es porque, si el mineral está mojado, se hace difícil triturarlo a $\frac{1}{8}$ mallas por pulgada. Una vez reducido, el mineral estará seco y muy desmenuzado, y resultará más fácil triturarlo sin producir lodos.

A veces puede prescindirse de esta fase del procedimiento, triturándose el mineral al tamaño debido para la lixiviación, antes de pasarlo por el horno. Esto ocurrirá, por lo general, cuando haya necesidad de calcinar el mineral.

Lixiviación

El mineral se hallará entonces en un estado o condición tal que el cobre que contiene, con inclusión del cobre procedente de los sulfuros y silicatos, resultará fácilmente soluble en una solución de carbonato de amonio en presencia de oxígeno. La solución del cobre en carbonato de amonio (carbonato de amonio cúprico), sirve de vehículo al oxígeno, de modo que la provisión de oxígeno que requiere el tratamiento es suministrada por una torre de aereación situada fuera del estanque de lixiviación, o bien empleando aspiradores o elevadores de aire (air lifts).

La solución que generalmente se emplea para el primer lavado contiene alrededor de 5% de amoníaco y 4% de CO_2 y puede disolver hasta 5% de cobre. Este primer lavado o lixiviación es seguido de otro lavado o lavados análogos, haciendo pasar las soluciones hacia adelante en la forma usual, a fin de que eventualmente se convierta en la solución primaria para una nueva carga de mineral.

Cuando la primera carga de mineral contenga una considerable cantidad de radical ácido, puede ser necesario un lavado con una solución alcalina débil para que desaparezcan fácilmente del mineral los últimos indicios de amoníaco en la etapa o fase final, que consiste en un lavado al vapor.

La mayoría de los metales que generalmente se disuelven al lixiviar minerales de cobre con ácido, quedan en la carga. El hierro y las tierras alcalinas estarán casi por completo ausentes de la solución lixivante final. El tiempo empleado en la lixiviación, con inclusión de los lavados, etc., varía de tres a siete días. En las primeras horas se podrá extraer un elevado porcentaje del cobre (como del 70 al 80%); al final se extrae más del 90% del cobre.

Evaporación y filtración

La solución altamente concentrada que resulta de la lixiviación y que contiene 5% de amoníaco, 4% de CO_2 y 5% de cobre, se destila por medio de vapor inyectado, con el fin de eliminar el amoníaco y el CO_2 , los cuales se condensan y vuelven al circuito para ser utilizados de nuevo.

La eliminación del amoníaco y del CO_2 , hará que el cobre se precipite en la solución en forma de CuO , y al filtrar ésta, se obtendrá una especie de torta, la que, después de seca, contendrá de 75 a 78% de cobre.

El efluente, que es prácticamente estéril o inerte, es evacuado en un sumidero como materia inservible, o puede ser devuelto de nuevo al circuito, según convenga. No hay temor a que se formen impurezas en las soluciones, cosa que es muy frecuente, por lo general, en los demás sistemas de lixiviación.

En aquellos casos en que el mineral reducido contenga un radical ácido, una parte del amoníaco contenido en la solución final se hallará en forma de sulfato de amonio, y será necesario añadir cal o un álcali para deshacer o descomponer este amoníaco "fijado".

Reducción del óxido de cobre a cobre metálico

Esta operación podrá realizarse con arreglo a cualquier método en uso, por más que el procedimiento más indicado parece ser mezclar el óxido con alquitrán y fundir la mezcla para producir el metal, procediéndose al refino del cobre en la forma usual.

El cobre es de un grado de pureza muy elevado; en efecto, la instalación de ensayo en una mina de Rhodesia produjo cobre en un horno de refinación de una tonelada de capacidad, que ensayó 99.85% de Cu . He aquí el parecer de los principales corredores y negociantes de metales en Inglaterra con respecto a este cobre:

1) "Poseemos su carta del 10 del actual con referencia al lingote de cobre B. M. C. Enviamos a ustedes tres muestras forjadas de este cobre, según desean, y como verán, no ofrecen la menor duda de que su calidad es excelente.

"Aun cuando su conductibilidad es tan sólo de 93%, y no se presta para trabajo de elevada conductibilidad, responde perfectamente para otras clases de trabajo, es de una calidad "Best Selected" excelente, siendo su aplicación indicadísima para la fabricación de toda clase de barras y planchas de cobre y alambre ordinario. Desde luego, no vacilaríamos en adquirir esta clase de cobre para la fabricación de toda clase de artículos de cobre, exceptuando el hilo de cobre destinado a líneas de alta tensión, es decir, de alta conductibilidad".

2) "Contestando a la suya del 10 de Septiembre, damos a ustedes a continuación el resultado que arroja nuestro análisis del lingote que ustedes nos enviaron:

Cobre.....	99.850%
Arsénico.....	0.010%
Antimonio.....	Indicios
Bismuto.....	Nada
Plomo.....	Indicios
Níquel.....	Nada
Oxígeno.....	0.123%
Azufre.....	0.002%
Conductibilidad eléctrica: 91.4	

"El cobre se presta bien para el forjado, pero no hemos hecho ensayo alguno de su resistencia a la tracción".

Recuperaciones

Estas oscilan entre 85 y 95% del cobre y suelen exceder del 90% en aquellos minerales que tienen una ley superior a 3% de Cu. Desde luego, hay necesidad de hacer ensayos de laboratorio en un caso cualquiera determinado. En un reciente ensayo en gran escala que excedía de 500 toneladas de mineral en una instalación de ensayos experimentales para el tratamiento de 10 toneladas diarias, se logró una recuperación de un 92% de un mineral de cobre de 4% de ley.

Coste del tratamiento

El coste es distinto en cada caso. El coste del combustible es ya de por sí una partida importante, pero aparte de esto, los reactivos a importar son negligibles en cuanto a peso. La pérdida o merma de amoníaco, raramente excederá de $\frac{3}{8}$ a $\frac{3}{4}$ de libra por tonelada de mineral tratado, y hasta podrá ser menos.

Coste de la instalación

Esta también es una cuestión independiente que depende de muchos factores. Puede decirse que el coste oscila entre £ 400 a £ 450 por tonelada de capacidad diaria en una instalación donde se trabajan 1,000 toneladas de mineral diarias, a partir de la superficie, y £ 500 a £ 550 por tonelada de capacidad diaria para tonelajes menores. Estas cifras comprenden los gastos de trituración, energía, edificios, dependencias,

etc., y dependen de las condiciones de la localidad y de la capacidad diaria.

Una considerable proporción del gasto es atribuido a los elementos auxiliares que son necesarios en toda instalación.

Observaciones

Por lo que respecta al procedimiento en general, sus características principales son las siguientes:

- 1) La facilidad con que son tratados los silicatos.
- 2) El hecho de que un mismo tipo de operación basta para todos los minerales de cobre.

Una gran ventaja del tratamiento por amoníaco en general, es el de ser aplicable a minerales cuya ganga sea un carbonato, y en los que el ácido sulfúrico de nada serviría en absoluto. El de Kennecott es un caso de este tipo.

Conviene tener muy en cuenta que los dos subproductos más importantes en la fabricación de gas gasógeno o gas pobre, como son el amoníaco y el alquitrán, son reactivos empleados en el procedimiento completo. En circunstancias ordinarias, las cantidades de amoníaco y de alquitrán que se obtienen produciendo las de la hulla necesaria para el tratamiento por el calor, responden con creces al consumo de estas substancias que requiere la lixiviación y la refina del óxido respectivamente.

Consumo de combustible

Nº 1.—Cantidad de carbón que se necesita para cada tonelada de mineral de 5% de ley.

A. *Para la reducción.*—Alrededor del 25% del peso del *cobre* que hay que reducir, y sujeto al exceso que se indica bajo el rubro 4.

B. *Para calentar el mineral.*—Asumiendo que se vaya a calentar el mineral a una temperatura de 400° C. y que éste contuviera una humedad de 5% y que el rendimiento del horno y del gasómetro fueran alrededor de 70% en cada caso, lo que daría un rendimiento total de 50%, la cantidad de carbón que se requeriría sería alrededor de 4 a 4½% del peso del mineral.

El total de A. y B. sería entre 5 y 6%.

Este carbón es el que entra al gasógeno e incluye las pérdidas.

Nº 2.—Los gases pueden contener productos de la destilación. Estos gases, CH₄, C₂H₄, etc., no son tan activos como el CO o el H, pero producen resultados satisfactorios. El gas de alumbrado también produce resultados satisfactorios.

Nº 3.—No es necesario que el horno de reducción se caliente desde el exterior, siempre que el mineral se caliente a la temperatura necesaria para que se produzca la reacción antes de la reducción, puesto que la operación de la reducción produce una cantidad de calor más o menos igual a la mitad del valor calorífero inicial de los gases que toman parte en la reducción. Esta aseveración sólo se refiere a aquellos casos en que se empleen plantas de tamaño comercial, puesto que en las de laboratorio la radiación es muy grande.

Nº 4.—Los gases que se emplean en la reducción se consumen por completo. En la práctica se emplea un exceso de gases para asegurar la reducción completa del mineral dentro de un plazo de tiempo razonable, y los gases usados tendrían entonces cierto valor calorífero y podrían quemarse en el horno de pre-calentación siempre que en el horno reductor se empleara un exceso suficiente para que los gases de salida se quemaran.

Si se practica este último sistema, es obvio que no hay pérdidas, aun cuando se empleara un gran exceso de gases en el horno reductor, excepto en la mayor pérdida de humos, puesto que todos los gases que no se consumieran en el horno reductor se quemarían después en el pre-calentador, y, por lo tanto, la cantidad de calor que hay que suplir al pre-calentador disminuye en esta proporción.

Todavía no se puede precisar bien el exceso de gases que se requieren trabajando en gran escala, pero en el laboratorio se ha usado el gas de alumbrado con tan buenos resultados que después de su salida del horno eran absolutamente incombustibles.

Nº 5.—Todavía no se ha llevado a cabo ninguna experiencia para determinar el tipo más apropiado de gasógeno para los carbones chilenos, por lo que se refiere a esta Compañía; pero los gasógenos que trabajan a baja presión se pueden emplear en casi la totalidad de los carbones sin experimentar ninguna dificultad. El rendimiento calorífero probable del gasógeno sería alrededor de 70 a 75%, sin tomar en cuenta el alquitrán que se produciría, la mayor parte del cual se emplearía en refinar y fundir el óxido de cobre producido.

Nº 6.—No se podría utilizar el calor de los gases de los hornos con el objeto de evaporar el amoníaco. Si se hacen trabajar los hornos con cuidado, los gases de salida estarían demasiado fríos para emplearlos comercialmente. Además, la cantidad de vapor que se requiere para la evaporación del amoníaco es aproximadamente 12 libras por libra de cobre recuperado, más o menos 1.5 libras de carbón bueno si se emplea de una manera eficiente.

Nº 7.—El cálculo del costo de la planta incluiría la recuperación del amoníaco como subproducto. Una planta especial destinada a este objeto, con un gasógeno moderno, capaz de gasificar 70 toneladas de carbón por día, costaría alrededor de £ 5.000. Una planta de este tamaño sería suficiente para el tratamiento de 1,000 toneladas de mineral por día, incluyendo la producción de la energía.

Cálculo del carbón necesario para una planta de 100 toneladas de capacidad en las 24 horas y un mineral de 5% de cobre

Para la reducción y para calentar el mineral (A. y B.): 6% del peso del mineral, 6,000 kilos de carbón (caso máximo).

Para la evaporación: 1.5 kilos de carbón por kilo recuperado, con un rendimiento de 90%, o sean 6,750 kilos.

Total: 12,750 kilos, o sean 127½ kilos de carbón por cada tonelada de mineral de ley de 5% de cobre.



LOS MAGMAS METALIFEROS

POR

J. E. SPURR

CAPITULO II

EL MODO CÓMO SE INJECTARON LAS VETAS METALÍFERAS Y LA NATURALEZA DE LOS MAGMAS O SOLUCIONES METALÍFERAS

Los problemas relacionados con la intrusión de las rocas ígneas y con las vetas diques mineralizados tienen gran importancia. Según la antigua escuela de Geología Económica, el problema más importante era descubrir el origen de las aperturas en las rocas, que después habían sido rellenadas con mineral. Bajo tierra encontramos aperturas en las rocas, en las minas; y con frecuencia estas aperturas contienen agua, pero no muestran signos de que estén en el proceso de ser rellenadas por vetas. Que las aguas han circulado a lo largo de estas fisuras en las rocas durante vastos períodos geológicos, cosa que se puede demostrar algunas veces, sin que se note el comienzo de la cementación en la formación de las vetas o menas, es un hecho sorprendente que está en oposición a la teoría en boga acerca de la deposición de los minerales, como por ejemplo, la que se admite generalmente para los minerales de plomo y zinc en el valle de Mississippi. Yo he examinado personalmente muchos miles de labores subterráneas, y en ningún caso he

visto una veta en el proceso de su formación. Las vetas primitivas (con lo que quiere decir que excluyo el enriquecimiento superficial y los procesos secundarios) deben, por lo tanto, formarse bajo condiciones que no se ven en las minas, bien sea porque se forman a grandes profundidades o a temperaturas demasiado altas.

Consideremos las vetas auríferas de cuarzo de Silver Peak. Se encuentran en la forma de una zona de lentes; y estos lentes no se deben a la quebrazón del cuarzo, que no muestra evidencia de una tal presión. No podían haber existido las grandes cavidades abiertas ocupadas por algunos de los lentes de cuarzo; por lo tanto, el cuarzo tuvo que haberse intruído bajo su propia presión inherente. ¿Cuál fué la naturaleza de esta presión inherente?

El panizo esquistoso en los alrededores de las intrusiones de cuarzo está intrincadamente injertado y reemplazado por el cuarzo; no obstante, ciertos fenómenos indican que las soluciones del magma cuarcífero no eran acuosas en tan alto grado. Yo presumo que algo de la esquistosidad en las paredes o cajas pueda deberse al efecto de torsión del magma intrusivo.

Graton sugirió un origen intrusivo para ciertas vetas auríferas de cuarzo en los Estados de las Appalachian un año después que yo había atribuído un origen similar a las vetas auríferas de cuarzo de Silver Peak.

En Herb Lake, en Manitoba, yo estudié ciertas vetas diques de cuarzo con molibdenita que cambian y se convierten en pegmatitas. En estas vetas diques, existe con frecuencia una diferencia notable en la edad entre el cuarzo y el feldespato, y como consecuencia de esto hubo una segregación considerable entre estos minerales (como también de la muscovita). Las vetas diques con molibdenita tienen un poco de oro. El orden general de cristalización es el siguiente: primero ortoclasa, seguida por la muscovita, y, por último, el cuarzo.

Relacionadas con estas vetas diques con molibdenita y oro se encuentran a unas cuantas millas de distancia ciertas vetas auríferas de cuarzo. Estas forman vetas persistentes, caracterizadas por una serie de hinchazones y estrechamientos, lo mismo que un collar de cuentas. Estas vetas contienen tourmalina negra y algo de muscovita; y yo llegué a la conclusión que eran casi una variación de las vetas diques con oro y molibdenita y tienen oro libre. La mayoría de los minerales metálicos han sido depositados a lo largo de fracturas paralelas durante un período posterior al cuarzo de las vetas; esto es así en lo que se refiere al oro libre, y también con respecto a una cantidad considerable de arsenopirita (con un poco de pirita de cobre). Esta es la estructura familiar conocida por el nombre de "estructura de encaje" (ribbon structure) que se encuentra con tanta frecuencia en las vetas auríferas de cuarzo de origen profundo. Esta arsenopirita aurífera que se encuentra aquí a lo largo de las fracturas en el cuarzo puede evidentemente encontrarse en una fisura por sí sola, en la forma de una veta

maciza de sulfuros y, en verdad, en Silver Peak, en Nevada, y en otros sitios, encontramos este tipo de vetas macizas auríferas con arsenopirita. En Beaver Lake, en el Canadá, en la misma faja aurífera en que está Herb Lake también se encuentran vetas lenticulares de cuarzo aurífero en esquistos del pre-Cambriano. La pirita de cobre es quizás el sulfuro que predomina en estas vetas; y en la región, tomada en su totalidad, existen grandes yacimientos de sulfuros con muy poco cuarzo.

La mina Mandy, en Schist Lake, es un ejemplo de un lente de sulfuros en los esquistos.

Consiste principalmente de chalcopirita maciza y blenda, con muy poco cuarzo.

Se deduce la siguiente secuencia en la deposición: 1. Una cantidad sin importancia de cuarzo grueso y de pirita; 2. Blenda maciza y de grano fino, que contiene muchas guías de pirita cuprífera; las dos íntimamente estiradas y entrelazadas en forma de rayas por la tensión como si estuvieran en una pasta espesa; 3. Chalcopirita de alta ley, con rayas y bandas de blenda, que son evidentemente el resultado de estiramiento.

Las secciones microscópicas muestran que el mineral no ha sido quebrantado y que no ha estado sujeto a tensiones.

Por lo tanto, los períodos principales de deposición de las menas son: primero, el de la blenda, y luego, el de la chalcopirita, en forma de intrusiones de sulfuros en un estado de plasticidad. Si es intrusivo el yacimiento, entonces, ¿por qué se encuentra aparentemente en la forma de un lente aislado? ¿Por qué las rocas ígneas no se encuentran en la forma de estos lentes aparentemente aislados?

En la mina Mandy la última etapa mineralizadora está representada por un poco de blenda y mucha pirita, con un 50% de cuarzo. Este fué depositado evidentemente en una solución más acuosa y menos concentrada.

A unas pocas millas de Mandy se encuentra el yacimiento de Flin Flon, que tiene alrededor de 2,000 pies de largo y 100 ó 200 pies de ancho, y que consiste de sulfuros en masas que reemplazan en todas las etapas una roca diorítica esquistosa. Los metales de valor son el oro, la plata y el cobre. El yacimiento de Flin Flon se supone que representa las mismas condiciones generales de deposición que la última etapa de Mandy. En esta región se encuentran otras masas grandes de sulfuros, compuestas principalmente de pirita y pirotita, pero sin valor económico; y éstas, lo mismo que el yacimiento de Flin Flon, se han formado evidentemente por reemplazamientos. Los yacimientos de sulfuros de este tipo no son vetas diques: fueron formados por soluciones muy cargadas con hierro, azufre y sílice y, en algunas de sus etapas, con cierta cantidad de oro, plata, plomo, cobre y zinc. Estas soluciones eran aparentemente los residuos de los magmas que formaron las vetas diques o, por lo menos, son similares a estos residuos. Ciertas vetas en los distritos de Georgetown e Idaho Springs, en Colorado, dan datos que ilu-

minan la naturaleza de las soluciones que depositaron el tipo común de vetas de sulfuros en masas. Las vetas se encuentran asociadas a la intrusión de los diques del Terciario en un complejo pre-Cambriano. Se pueden separar en:

- 1º Vetas argentíferas con galena y blenda; y
- 2º Menas piríticas con oro y cobre.

La mayoría de las vetas han sido formadas por impregnación y reemplazamiento de la roca quebrada o de la salbanda de falla a lo largo de las zonas de fisuras que las vetas siguen. Sin embargo, existen algunos casos importantes que llaman la atención en que el mismo tipo de menas ha llenado las fisuras. El grupo de vetas "Terrible" pertenece en su mayoría al último tipo. La veta "Mendota" es característica del grupo. Estas vetas, bien formadas, ocupan fisuras abiertas y no han sido formadas por reemplazamientos: contienen numerosos fragmentos angulares de las cajas y generalmente tienen como un forro, entre las cajas y la blenda en masas, que es el relleno principal de las vetas, una faja delgada de cuarzo en forma de peineta. Con respecto al origen de las fisuras, la gran longitud y la naturaleza uniforme de las cajas de algunas de las vetas indica que hubo rotura con un poco de botamiento.

Al principio, yo asumí que estos sulfuros se depositaron gradualmente de soluciones acuosas débiles; pero no contienen fajas o bandas, y ahora no puedo evitar el llegar a la conclusión que las vetas se llenaron todas al mismo tiempo, como si una solución "se helara" produciendo sulfuros metálicos.

Los fragmentos angulares de las cajas que se encuentran enterradas en estos sulfuros por regla general no se tocan ni tampoco se encuentran en contacto con las cajas; por lo tanto, yo he dejado a un lado la teoría de que esta era una fisura primitiva que se había llenado con detritus, teoría que sostuve al principio. Un estudio cuidadoso de secciones microscópicas típicas indica que estos fragmentos estuvieron suspendidos en las soluciones que formaron la veta y que depositaron los sulfuros, de la misma manera que las inclusiones se mantienen en los magmas.

¿Pertencen estas vetas del tipo "Terrible" al grupo de las vetas diques? Que la solución que llenó la veta ejerció alguna presión intrusiva está indicado por la rotura o separación de los fragmentos y pedazos de las cajas por las soluciones.

La veta de Griffith, unas pocas millas de Mendota, muestra dos períodos de apertura y de subsecuente formación de la veta: 1º Una veta de sulfuros puros del tipo Mendota, que encierra fragmentos angulares de las cajas o panizos; y, 2º, una nueva reapertura de la fisura, que se llenó con pirita y carbonatos color café (de hierro, manganeso y magnesio), con más o menos cuarzo y un poco de galena, blenda, chalcopirita y barita. Existen intrusiones angulares de la mena del primer período de formación de la veta en el relleno posterior de la fisu-

ra; y éstos se encuentran con frecuencia separados y sin soporte. Yo no puedo concebir ninguna explicación adecuada, a excepción de que el material de la veta del segundo período fué introducido en un estado viscoso o gelatinoso, o en un estado entre solución y cristalización. En verdad, en casi el mismo estado en el que yo concibo se intruyeron las menas de Mandy.

Existe, algunas veces, cierta evidencia de una deposición sucesiva en la etapa de los carbonatos; como, por ejemplo, una deposición, sobre fragmentos de galena de la primera etapa de la veta, primero de carbonato en bandas muy finas, después cuarzo, y, por último, el relleno principal de carbonatos con piritas; pero este hecho no está en oposición con la creencia de que las soluciones de los carbonatos y de la pirita estaban sumamente concentradas, como aquellas que formaron la primera etapa de la veta.

Los carbonatos mezclados de la veta Griffith representan un tipo o una etapa que se encuentra con frecuencia en los yacimientos metálicos: por lo tanto, las observaciones ya mencionadas pueden dar una idea acerca de la naturaleza de ciertas soluciones que han formado vetas en otros lugares (Capítulo XVIII).

Las pegmatitas muestran con frecuencia una deposición sucesiva, en los minerales que las constituyen, en forma de zonas o bandas; por lo tanto, la proporción de agua en las soluciones que formaron las vetas de Georgetown, ya descritas, demuestra no haber sido necesariamente mayor que en las pegmatitas.

El hecho que la deposición de las menas tiene lugar típicamente en ciertos bien definidos períodos geológicos, de igual manera que las intrusiones de los diques, está de acuerdo con la conclusión respecto a las soluciones mineralizadoras altamente concentradas. Las vetas que prueban este hecho de haber sido formadas en cierto período geológico bien definido eliminan en seguida todas las teorías que tratan de explicar de una manera uniforme la deposición de las menas. Tales vetas no se han formado por aguas ordinarias del terreno, bien sean descendentes, ascendentes, o que se hayan movido en una dirección lateral y su contenido no se ha podido lixiviar de las rocas atravesadas por las soluciones. Mis puntos de vista con respecto a la deposición de las menas han evolucionado gradualmente, desde que al principio creí (Monte Cristo) en el poder de las aguas descendentes para formar vetas primitivas y en otro caso (Aspen) en el origen de las menas provenientes de fuentes de aguas calientes cuyo origen primitivo fué la superficie; mientras que para el caso de Georgetown, yo acepté la hipótesis de la deposición por aguas de fuentes calientes que eran emanaciones magnéticas. Con frecuencia describimos círculos alrededor de la verdad y, si somos pacientes, llegamos a acercarnos a ella más todavía. Ahora empiezo a darme cuenta de que al tratar de identificar las soluciones que formaron las vetas con algo que conocemos, no hemos llegado todavía a la verdad entera cuando tratamos de relacionarlas con las ver-

tientes calientes. En Tonopah, vetas que contienen oro, sulfuros de plata, chalcopirita, blenda, cuarzo, adularia y rodocrosita, se han formado cerca de la superficie, en rocas volcánicas, en su mayor parte por reemplazamientos a lo largo de zonas de fisuras.

Sin embargo, una de las mayores, la veta Mac Namara, compuesta principalmente de cuarzo, está situada de tal manera que yo debo considerarla como intrusiva, y en haber levantado, al intruirse, una masa de rocas situada sobre ella de unos mil pies de espesor. ¿Por qué es más difícil concebir esto que el caso de un "sill" de un magma ígneo que levantara el mismo peso?

Por lo tanto, yo llego a la conclusión de que las soluciones que forman las vetas, bien sea a grandes profundidades, a profundidades intermedias, o cerca de la superficie, pueden en algunos casos estar sumamente concentradas y formar intrusivos en la forma de vetas o "vetas diques". Pero las soluciones que forman las vetas tienen, con frecuencia, la propiedad de poseer gran penetración y de reemplazar las rocas que atraviesan; lo que indica en estos casos soluciones mucho más débiles.



MONOGRAFIA MINERA DE LA PROVINCIA DE COQUIMBO

POR

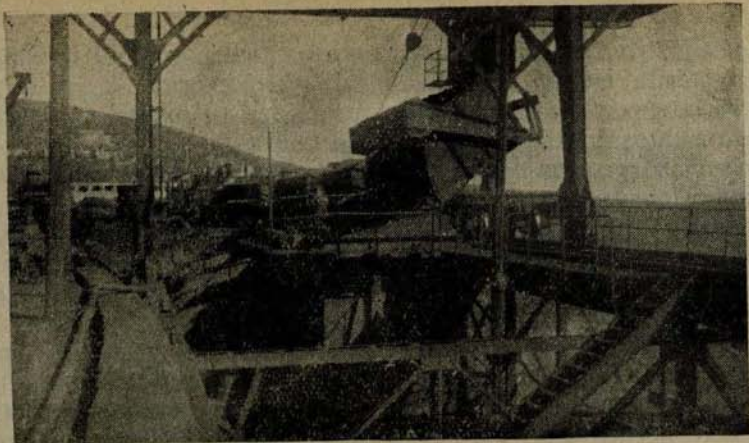
J. KUNTZ

Del Cuerpo de Ingenieros de Minas

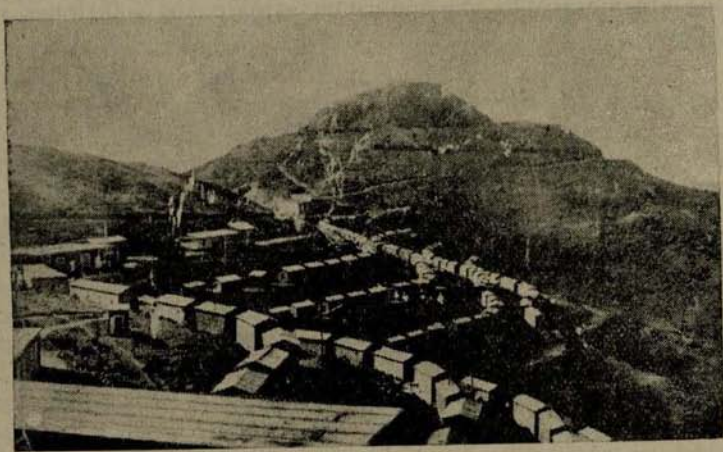
(Continuación)

Mina de hierro «El Tofo»

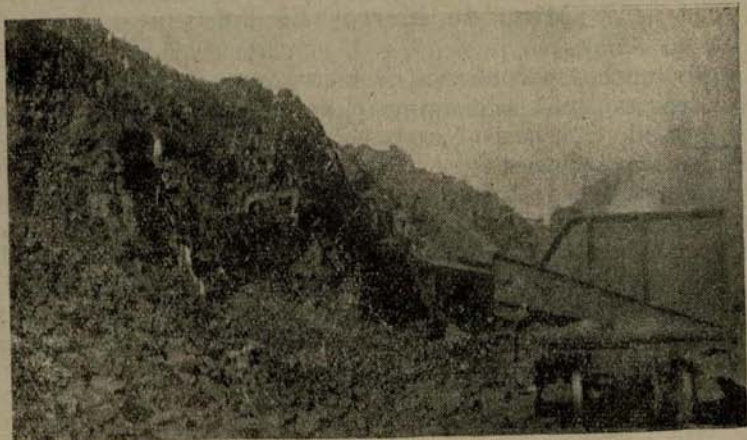
De los muchos yacimientos de hierro que contiene la parte noroeste del departamento, se distingue el de "El Tofo", por su importancia. Está situado en el cerro Negro, a 7 kilómetros de la caleta de Cruz Grande, pocos kilómetros al N. E. del mineral de cobre de "La Higuera". Forma una masa enorme de magnetita y hematita como diferenciación magmática en la diorita de la formación costanera. Toda la cima del cerro Negro consiste de esa masa que se explotó por medio de terrazas de igual manera que el depósito de cobre de Chuquicamata con palas gigantesca eléctricas. Estas palas llevan el mineral en carros de 90 toneladas de carga que lo transportan a una chancadora grande.



Mina Tofo.—Descargando un carro



Mina Tofo.—Campamento para obreros



Mina Tofo.—Pala Eléctrica cargando un carro

Debajo de ésta hay correas sin fin que llevan el grueso a dos grupos de chancadoras más chicas desde las que el mineral lleva a tolvas grandes que lo descargan por un túnel en carros de 70 toneladas de capacidad. Toda esta instalación se encuentra en la falda parada del cerro, donde se hace uso del declive para el transporte del mineral hacia abajo. Un ferrocarril comunica la mina con la caleta donde se ha formado una excavación grande en la roca de 350 metros de largo, 100 metros de ancho y 12 metros de profundidad para los vapores de carga. Un gran muelle de acero permite la carga de vapores de 12,000 a 20,000 toneladas dentro de pocas horas.

La mina puede producir 5,000 toneladas diarias. Actualmente produce 100,000 toneladas mensuales que se transportan en 5 vapores a los Estados Unidos. La mina es de propiedad de la Bethlehem Steel Corporation Ltd.

Departamento de Elqui

Este departamento, con su capital Vicuña, se extiende totalmente dentro de la alta Cordillera y sus contrafuertes y contiene las formaciones geológicas correspondientes: capas porfiríticas, de calizas, esquistos, areniscas y conglomerados del Mesozoico con rumbo general N. S. e inclinación al E.. Hacia el oriente están atravesadas y, en muchas partes, cubiertas por rocas efusivas del Terciario, hacia el poniente cortadas por varias corridas de granodiorita que al naciente de Rivadavia alcanzan una extensión muy grande, de modo que casi toda la serranía entre el pueblo mencionado y el Río Seco consiste de esta roca.

Casi todos los yacimientos de cobre con la excepción de Algodón y El Rubio, aparecen en porfiritas, las vetas argentíferas de Nueva Elqui (Río Seco, Vacas Heladas, etc.) en rocas eruptivas del Terciario (andesita) y algunas pequeñas vetas de oro en granodiorita.

El departamento comprende desde Marquesa para arriba todo el caudal del Río Elqui o Rubio Turbio con sus grandes afluentes Río Claro, Río Incahuasi, Río Toro y otros que contienen agua suficiente para todos los fines de la minería; mientras los valles fértiles del Río Elqui y del Río Claro producen fruta, legumbres y cereales en abundancia. En este respecto el departamento es uno de los más favorecidos de la provincia.

Los grupos más importantes de las minas de cobre se encuentran cerca de los pueblos de Diognitas y Rivadavia, a ambos lados y a poca distancia del río.

Minas de Cobre

Al N. O. de Rivadavia se levanta abruptamente un grupo de cerros altos con la cumbre "El Porongo" hasta casi 3,000 metros sobre el nivel del mar. La base del grupo la forman sedimentos, como areniscas,

arcosas coloradas, esquistos y areniscas arcillosas, calcáreas y silicosas. Todo el sistema tiene rumbo N. E.-S. O. y mantea generalmente parado al N. O. Sobre estas estratas descansan, al parecer, concordantes, las capas de la formación porfirítica, en partes, con grandes dislocaciones y atravesadas por intrusiones posteriores porfiríticas, que se distinguen claramente por su color claro de la porfirita oscura. En los sedimentos de la base se hallan los yacimientos de los minerales Las Breas y, parcialmente, Sauces. En la porfirita, los del mineral El Porongo.

Mineral Sauce

El mineral está situado a pocos kilómetros al N. O. de Rivadavia, en los faldeos abruptos de la quebrada Sauce y al S. E. del cerro El Porongo. La mina Adriana tiene un cateo o pozo en un manto impregnado con minerales de color y algo de bronce que se ha formado a lo largo de un plano de disgregación entre dos capas de porfirita. En el punto del cateo la impregnación mide 1,5 metros y es de buena ley. Hacia ambos lados, sin embargo, pierde su valor, a lo menos en la superficie. Su manto es suave al N. O.

En el mismo faldeo abrupto del cerro, pero a 200 metros verticales más arriba se trabajaba en el tiempo de mi visita la mina Porvenir, cateando el afloramiento de una veta ancha o zona de quebramiento en varios puntos. La zona mineralizada cruza en ángulo agudo las capas porfiríticas e inclina casi vertical. En la parte inferior del terreno de la mina, a 1,550 metros sobre el nivel del mar, había tres cateos de varios metros de hondura y hasta 10 metros de largo. En ellas el ancho de la mineralización mide 7 a 8 metros y la ley común sobre la parte más mineralizada de 3 metros de ancho, dicen que es de 3% de cobre y 300 gramos de plata, según ensayos de muestras tomadas en los cateos. Los minerales consisten de minerales de color con fajas, nidos y pecas de bronce amarillo y morado. Además, se encuentran hierro oligisto y minerales de contacto. Con los ojos se puede seguir el afloramiento por varios centenares de metros distinguible por el color café. Más arriba, a 1,620 metros sobre el nivel del mar hay otro cateo en la misma zona mineralizada de varios metros de espesor con cuarzo, calcita, epidota, hierro oligisto, bronce amarillo y minerales de color que se presentan en numerosas grietas, nidos y pecas. En la superficie, el yacimiento aparece cavernoso y de color café.

Al parecer, el yacimiento, aunque no visible sobre todo su afloramiento, tiene una extensión larga, y si la ley es la misma en todas partes como la indicada arriba, la explotación de la veta o zona mineralizada es digna de consideración y resultará barata por medio de socavones, mientras un andarivel de gravedad de pocos kilómetros de largo serviría para el transporte de los minerales a un establecimiento de concentración al lado del río, cerca de Rivadavia. Debido a la fuerte ero-

sión en los faldeos abruptos del cerro, casi no existe una zona de oxidación y, por eso, todos los minerales desde el afloramiento para abajo serían concentrables. Las minas del mineral Sauce comprenden 50 hectáreas y pertenecen a varios dueños, de los cuales la Compañía Minera de Coquimbo tiene un referéndum.

Mineral Porongo

Subiendo desde las minas de Sauce hacia arriba, se llega a las minas de Porongo, que se extienden en los faldeos oriente y poniente de la cumbre del mismo nombre. Los yacimientos al lado oriente consisten de zonas de impregnación. Los situados al lado poniente corresponden a vetas con cajas impregnadas.

A la altura de 2,550 metros sobre el nivel del mar se encuentra en la falda suroriente la mina Manto Bajo de Porongo, con varios rajos de explotación, ahora derrumbados. En los desmontes y en las numerosas grietas del afloramiento se encuentra crisocola, malaquita, bronce amarillo, pirita, hierro oligisto y mucha calcita y epidota. Aparentemente, se trata aquí de una zona de quebrantamiento en la porfirita que se extiende de N. E. a S. O., en cuya dirección se puede seguirla por 50 metros, trecho en el cual se encuentran los trabajos. Según datos suministrados por los mineros, los trabajos tienen una hondura de unos 40 metros y fueron trabajados antes de la gran guerra. En nidos ricos encontraron minerales de 15% de Cu y 100 gramos de Ag por tonelada. La ley común del afloramiento que mide unos 15 metros de ancho en el rajo principal, se puede estimar en 3% de Cu. 50 metros verticales más abajo, en la falda del cerro, existe un socavón que se corrió en dirección a la zona mineralizada y que actualmente también está aterrado. Dicen que tiene 110 metros de largo sin alcanzar el manto, que está 30 metros más adelante.

La extensión del manto se podría averiguar por medio de pequeños socavones de reconocimiento hacia ambos lados del rumbo. Existe la posibilidad de que las capas vecinas de porfirita no tengan la misma tenacidad y no han producido una zona de quebrantamiento en la cual pudo formarse el yacimiento. En este caso, el manto cuprífero estaría limitado a la capa correspondiente. La inclinación de la zona es difícil constatarla por estar inaccesibles los trabajos.

SAN ANTONIO.—Más al N., en la falda E. del cerro y unos 100 metros verticales más arriba, está situada la mina San Antonio, que consiste sólo de algunos pocos cateos pequeños en una zona impregnada de porfirita. Esta zona corre a lo largo de una ancha intrusión porfírica que se extiende entre las minas San Antonio y Manto Bajo y que se distingue de la porfirita por su color claro. Las impregnaciones, generalmente, son pobres, pero contienen, en partes, nidos y fajas más ricos. En varios puntos mide 10 metros de espesor, mientras el largo de la zona se puede seguir por varios centenares de

metros. Los minerales comprenden minerales de color y bronce amarillo y morado que ya aparecen en la superficie. Por cateos más numerosos y más hondos se debe investigar si la ley y la cantidad de los minerales se prestan para una explotación en grande escala.

MANTOS ALTOS.—La misma clase de mineralización presenta la mina Mantos Altos de Porongo, situada más al S. O. de la anterior y en una altura de 2,900 metros. El yacimiento también es brechoso y corresponde a una zona o zonas mineralizadas que se extienden a lo largo de la intrusión porfírica arriba mencionada y de grietas saliendo de ella. Al parecer, las intrusiones posteriores causaron las zonas de quebrantamiento por las cuales ascendieron las soluciones y vapores cupríferos. Se pueden seguir las zonas mineralizadas por varios centenares de metros en la superficie y en varias direcciones, y se encuentran principalmente en las capas más porosas de toba y brecha. Los trabajos son insignificantes y, como en las minas arriba descritas, se necesitan trabajos de reconocimiento mucho más extensos para investigar los yacimientos.

Al parecer, existen en el cerro de Porongo grandes cantidades de minerales de cobre de baja ley, y la posibilidad de explotarlos a poco costo por socavones y a cielo abierto y la poca distancia al río y al ferrocarril hace recomendable un reconocimiento más extenso para investigar la posibilidad de una explotación en gran escala. El transporte de los minerales al río sería barato por un andarivel de gravedad, pues la inclinación del Porongo a Rivadavia forma un ángulo mayor de 20 grados. El mismo andarivel podría pasar también por las minas de Sauce.

A 1,0 o 1,5 kilómetro más al poniente se encuentra la mina Porongo propiamente dicha, a una altura de 2,750 a 2,900 metros. Se observa un número de grietas que corren en dirección E. O. en la falda parada poniente del cerro, acompañadas de impregnaciones semejantes a las de las minas ya descritas. Dos de estas grietas con mineralización suficiente se explotaron como vetas, de las cuales la principal es la Carmen. Dos socavones corridos sobre ellas, de 50 y 200 metros de largo respectivamente, sirvieron como caminos de extracción desde hace 50 años hasta el gran terremoto de 1906, cuando se derrumbaron las minas. Según indicaciones de los mineros, se encontró el mineral explotable principalmente en pequeños bolsones ricos en las dos vetas mientras el mineral de las impregnaciones a ambos lados generalmente no era de ley suficientemente alta para la venta. Tenían que pallear minuciosamente, porque, debido a lo costoso del transporte al mercado, sólo minerales de 18% arriba fueron explotables para la venta.

En un reconocimiento futuro se debe investigar por cortadas a ambos lados de las vetas y grietas mineralizadoras la extensión lateral de la impregnación, basando el cálculo en una explotación en mayor escala y en una concentración mecánica en el río. En la superficie, la extensión lateral no se puede seguir a gran distancia.

SAN JUAN.—Desde la mina Porongo, a 1 kilómetro más al S. E., en la falda sur del cerro, se encuentra a una altura de 2,800 metros sobre el nivel del mar la mina San Juan, que también tiene una veta que se explotó por medio de un socavón ahora derrumbado. La veta tiene un ancho de 0,50 a 1 metro y está acompañada por impregnaciones en ambos lados. El rumbo es de N. O. a S. E., la inclinación fuerte a N. E. Fué trabajada al mismo tiempo que la Porongo, pero aparentemente es menos importante.

Las minas del mineral Porongo comprendieron 135 hectáreas que, en el tiempo de mi visita, estaban en poder de la Compañía Minera de Coquimbo.

Mineral Las Breas

El cerro Las Breas está situado al sur del Porongo y pertenece a las elevaciones que forman la base del macizo del Porongo. Pertenece a la formación sedimentaria ya mencionada en la cual hay una capa de arenisca silicosa-brechosa que corresponde al yacimiento por estar impregnada por minerales de cobre. El afloramiento de la capa impregnada se puede observar en muchos puntos y durante unos 2 kilómetros a lo largo de los faldeos abruptos sur y oriente del cerro Las Breas, y en los puntos donde presentan una impregnación prometidora, se encuentran los trabajos de las diferentes minas a alturas de 1,500 y 1,800 metros sobre el nivel del mar.

El manto de arenisca que también contiene cristales de feldespato (arkose) mide varios metros de espesor y se presenta impregnado con minerales de color y atravesado por numerosas grietas mineralizadas con, en partes, pecas de bronce negro, bronce morado y bronce amarillo. Este hecho demuestra que la zona de oxidación no puede ser muy ancha, aunque en dos chiflones que alcanzan una hondura de 20 metros no se ha encontrado todavía la zona de bronce.

Las minas (poco trabajadas) a lo largo del afloramiento son, de suroeste a noreste:

San Vicente.....	5	ha.	dueño	Daniel Gallardo
Tila.....	5	«	«	«
Cubana.....	«	«	«	«
Victoria.....	5	«	«	«
Bilbao.....	5	«	«	Cía. Min. de Coq
Progreso.....	5	«	«	«
Matta.....	5	«	«	«
Antorcha.....	5	«	«	«

Las dos últimas están situadas ya en la quebrada Sauce y pertenecen al mineral del mismo nombre.

La mina San Vicente tiene varios rajos pequeños superficiales de explotación y un chiflón de unos 20 metros de hondura, todos derrum-

bados por el terremoto. En la superficie el mineral es pobre y de poca extensión visible, pero según indicaciones de los mineros, tiene una extensión más grande en poca hondura. El mineral es silicoso y muy duro.

Unos 700 metros más al N. E. y más arriba, cerca de la cumbre del cerro, se encuentran los trabajos de las minas Tila y Cubana, que también se aterraron por el terremoto. El afloramiento está aterrado parcialmente; la parte libre mide 3 metros de espesor. El mineral en el desmonte se puede estimar en 4% de cobre. Según datos suministrados por el dueño, una muestra dió 4,5% y la ley media del manto sobre un espesor de 10 metros resultó con 2,84% de cobre. Es posible que, en partes, el espesor alcance a tanto, pero, seguramente, no en todas partes. Entre la San Vicente y la Tila y entre la última y la Cubana no se puede seguir el manto sin interrupción, en partes, el afloramiento está cubierto por detritus; en otras no está mineralizado.

VICTORIA Y BILBAO.—Hacia el N. E. de la Cubana sigue la mina Victoria y 500 metros más allá la mina Bilbao, con un socavón accesible de 25 metros de largo en la capa de arenisca brechosa. El ancho visible es 5 metros, pero no se puede ver ni el pendiente ni el yacente. El mineral debe contener 3 a 5%; por el pallaqueo se obtienen minerales de 10%. En la superficie hay poco mineral, debido a las influencias atmosféricas. Sin embargo, esto no significa que más abajo no haya minerales aprovechables.

Más al E. y más abajo se encuentran las otras minas, o en otras capas también mineralizadas de arenisca silicosa, o más probable, en partes botadas de la misma capa. Estas minas tienen también trabajos solamente superficiales, ahora aterrados, que fueron ejecutados en puntos donde el afloramiento se presentaba mineralizado.

Generalmente tales impregnaciones de capas se encuentran a lo largo de grietas mineralizadoras y existe la posibilidad que en este caso también la mineralización sólo exista en la vecindad de tales grietas. Sin embargo, si el número de las grietas mineralizadoras es bastante grande y la impregnación puede comprobarse por toda la extensión de 2 kilómetros entre las minas, en este caso se trataría de un yacimiento importante porque se podría esperar también una hondura proporcionalmente grande en dirección del manto. Los trabajos de reconocimiento, en consecuencia, deberían efectuarse a lo largo del afloramiento en forma de pozos y pequeños socavones con el fin de constatar la continuación no interrumpida de la mineralización.

La roca mineralizada es dura y su explotación necesita una cantidad comparativamente grande de explosivos; pero debido a su naturaleza ácida y la falta de carbonatos de cal y minerales de hierro, el mineral oxidado se prestaría para la lixiviación por ácido. La parte más importante es la zona de los broncees, que probablemente comenzará en unos 30 metros de hondura. La presencia del bronce morado, la falta de mayores cantidades de minerales de hierro hace esperar que

los concentrados obtenidos en un establecimiento de flotación serían bastante ricos y también contendrían una ley aprovechable de plata.

Como en el mineral de Porongo, la explotación se puede efectuar a bajo costo por medio de socavones. El transporte al río por un andarivel de gravedad tendría unos 2 kilómetros de largo.

Hacia el N. E. desaparece la formación sedimentaria debajo de las capas de porfirita. Hacia el S. O. sigue en dirección del río Elqui hasta que se cubre por el acarreo en el valle.

Mineral Uchumi

A poca distancia río arriba del pueblo Diaguitas desemboca al valle de Elqui la quebrada Uchumi proveniente del sur. A unos 8 kilómetros de Diaguitas, en esta quebrada, aparece en el lado oriente la misma formación sedimentaria con la capa mineralizada de la arenisca silicosa-brechosa. Allá se encuentran las minas, de norte a sur:

San Manuel.....	5	ha.	dueños	Daniel Gallardo
San José.....	5	«	«	Benjamino Molina
Andacollo.....	1	«	«	«

El yacimiento tiene las mismas cualidades que el de Las Breas. Las minas indicadas se extienden sobre un largo de más o menos 1 kilómetro y en muchos puntos del afloramiento existen pozos y rajos de explotación. En varios de los trabajos se pueden observar filones de andesita que, posiblemente, corresponden a los filones mineralizados; la mineralización, a lo menos, aparece más rica en los contactos con ellos. La potencia de la capa mineralizada no se puede constatar con seguridad y los piques y socavones existentes no son accesibles, pero, al parecer, esta potencia es muy variable y, en partes, alcanza 10 o 12 metros. En este mineral, como también en Las Breas, se encontró mineralización debajo de puntos del afloramiento no mineralizados, donde aparentemente los minerales del afloramiento habían sido lixiviados por la lluvia. Los minerales consisten principalmente de crisocola y malaquita, más abajo aparecen pecas de bronce negro, morado y amarillo y a 60 metros de hondura, según indicación del dueño, comienza la zona de los bronces.

La ley de los minerales visibles en la superficie y en los trabajos superficiales se puede estimar entre 2 y 3% que se enriqueció hasta 6% por el pallaqueo a mano. Además, tiene una ley en plata (50 a 120 gramos por tonelada). La mina San José tiene un socavón de 60 metros de largo que atraviesa unos 40 metros de espesor de la arenisca en una hondura de 20 a 50 metros. Una parte es accesible y se ve una impregnación débil de minerales de color con pecas de bronce morado. Se puede estimar la ley entre 1 y 2%. En la mina Andacollo existe un pique vertical de 100 metros de hondura, ahora no accesible. El dueño indica que en este pique se encontró bronce morado y amarillo desde 60

metros de profundidad y que los minerales en la parte inferior del pique tenían una ley hasta de 18% en cobre.

Los trabajos de reconocimiento tendrían el fin de constatar si existen cantidades bastante grandes y con una ley aprovechable para una explotación en mayor escala y una concentración en el río Elqui, cerca de Diaguitas. Las condiciones locales no son tan favorables como en Las Breas porque se debe explotar por medio de piques siendo poca la elevación del yacimiento sobre el nivel de la quebrada. Además, el transporte no puede efectuarse por un andarivel de gravedad sino por un andarivel a máquina o un ferrocarril pequeño.

Hacia el sur la formación de areniscas sigue, pero ha sido poco cateada. A unos 10 kilómetros de distancia se encuentran las minas del señor Carlos Naranjo que se trabajaron, como dicen, en el mismo yacimiento, y donde la zona de los bronces comienza a los 50 metros de profundidad. Dos horas más a caballo, dicen que se encuentran las minas del señor Francisco Rojas en la misma formación, todas de pára. Por su gran distancia del río no las consideré bastante importantes para visitarlas.

Mineral Andacollito

Al sur de Diaguitas y al poniente de la quebrada Uchumi se levantan dos cerros; el pequeño al N., el Andacollito, consiste de formación porfirítica; el grande, al S., forma una parte de una intrusión diorítica que atraviesa el valle Elqui, cerca y al poniente de Diaguitas.

Entre los dos cerros y la mina principal (la Esperanza), en el portezuelo, se encuentra el mineral Andacollito unos centenares de metros sobre el nivel del río y con 34 hectáreas pedidas. En la porfirita, a lo largo del contacto con la diorita, se extiende con rumbo N. S. una zona de impregnación, que es más angosta en el N. y hacia el S., pero alcanza en el centro, en el portezuelo, de 4 a 5 metros de espesor. En esta parte central de un largo de unos 80 metros, están situados los trabajos que consisten de varios chiflones, socavones y galerías que sirvieron para la explotación del mineral hasta una hondura de 60 metros. Parte de los trabajos son accesibles, otras partes se derrumbaron por el terremoto.

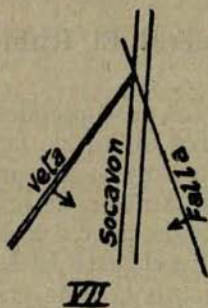
Los minerales consisten principalmente de crisocola y malaquita. No se alcanzó todavía la zona de los bronces que, probablemente, comienza debajo de los 60 metros. La ley del mineral visible se puede estimar en 3 a 5%. Más al sur del portezuelo donde se puede seguir el afloramiento por varios centenares de metros, la ley al parecer disminuye y se observan sólo algunos pocos cateos. En esta dirección la veta o la faja mineralizada diverge con el contacto entre las dos rocas.

En hondura, desde los 60 a 70 metros, se puede esperar los súl-

furos que se prestan para la concentración y que pueden explotarse por un socavón desde la falda N. que mira al río. La distancia del río mide más o menos 3 kilómetros; de la estación Diaguitas 5 kilómetros. Los dueños del mineral que tienen 30 hectáreas de pertenencias es la Comunidad Minera de Andacollito. La cercanía al río y al ferrocarril forma una gran ventaja para una empresa de explotación.

Mineral Peralillo

Al otro lado de la intrusión diorítica arriba mencionada y también en el contacto con la porfirita, están situadas las minas de la Compañía Minera de Peralillo en la falda norte del cerro del mismo nombre y a 1 kilómetro del río y del pueblo Peralillo. A unos 150 metros verticales sobre el nivel del río se observa en la porfirita 4 ó 5 vetas de cuarzo con minerales de cobre y espesores de 20 centímetros a 1 metro. Su rumbo es N. O.-S. E., su manteo parado al S. O., pero hay algunos cruceros que atraviesan las vetas que, en partes, se ramifican en ángulo agudo. Los minerales son los de color con pecas de bronce en el afloramiento. El cuarzo es ferruginoso y tiene ley de oro. Generalmente se observa fajas y nidos ricos con un común de 3% de cobre. El mineral plateado vendido dicen que tenía 8% de cobre, 8 gramos por tonelada de oro y 200 gramos de plata. Los trabajos están parcialmente aterrados y comprenden varios pozos y chiflones. En un socavón de 80 metros de largo que es accesible se puede ver en el remate una veta (crucero) de 30 a 40 centímetros de ancho que ha sido botada por una falla, como se indica en el croquis adjunto.



Aparentemente la zona de los bronces se encontrará a poca hondura y después de construir un establecimiento en la vecindad que ha sido proyectado para otras minas se podrá producir de los minerales concentrados ricos con leyes en oro y plata. La posición es favorable cerca del río y del ferrocarril y la explotación en los niveles superiores puede efectuarse con socavones.

Mineral Almendral

A unos 18 kilómetros al sur de la estación Almendral se encuentra un grupo de minas de cobre que ya han sido trabajadas en varios períodos sin haber sido posible continuar la explotación. Los yacimientos corresponden a zonas de impregnación a lo largo de grietas y filones eruptivos en granodiorita, que allá atraviesa en forma de una intrusión potente la formación porfirítica. La región es muy cortada y los trabajos de explotación se encuentran en las faldas paradas de los cerros. Las minas principales son Casualidad, Condesa y San Arturo, que se explotaron por medio de socavones, chiflones y trabajos a cielo abierto.

La zona mineralizada en la mina Casualidad ha sido trabajada en un largo de 300 metros; el espesor alcanza, en partes, 6 y 8 metros, de los cuales tres, al parecer, son de mejor ley (3 a 5%). La ley media se puede estimar en 3% con nidos y fajas más ricos. En las minas San Arturo y Condesa donde se acumulan las grietas mineralizadoras, la potencia es más grande, de modo que se puede explotar por medio de rajos a cielo abierto. La mineralización se puede seguir por unos 500 metros.

Los minerales son los de color, no existen bronces todavía en la poca profundidad alcanzada. Aunque los minerales tienen algo de hierro, probablemente se prestan para la lixiviación, pero la posición es desfavorable por hallarse tan lejos del ferrocarril y del río. El mineral está a una altura de 1,400 metros sobre el nivel del mar; el camino alcanza casi a 1,700 y la estación en el río Elqui tiene 735 metros.

Mineral El Rubio

Un yacimiento similar a los de Almendral es el del mineral El Rubio, situado unos 20 kilómetros al sur de la estación Pelicano, con la cual está unido por un camino tropero. En una roca porfirica con cristales de feldespato, en partes, también de hornblenda, se observan zonas impregnadas de minerales de color a lo largo de grietas que generalmente corren S. O.-N. E. En el cerro El Rubio, donde se encuentran varios trabajos de reconocimiento, la zona principal tiene de 8 a 10 metros de espesor en un punto donde se ve una excavación y donde, como dicen, se encontraba un pique de 60 metros de hondura, ahora totalmente aterrado. Esparcidos por todo el cerro se pueden ver en la superficie afloramientos verdes, poco cateados, que demuestran que la impregnación tiene una gran extensión; pero estas indicaciones, en general, son pobres y se necesita un reconocimiento mucho más intenso para decidir si la mina se presta para una explotación en mayor esca-

la o nó. Los minerales son pobres y sólo en ciertas partes son de mejor ley. Unicamente podría considerarse una explotación en mayor escala.

Unos 200 metros al poniente de la excavación mencionada, al otro lado de una quebradita, se encuentran dos cateos más, en una faja impregnada con minerales pobres (2%) y 500 metros más allá otros dos cateos en un cerrito, también con minerales pobres, en la superficie. Más al sur se ven algunos otros pequeños cateos de modo que todo el terreno en el cual se encuentran los cateos mide unas 70 hectáreas.

El mineral no tiene carbonato de cal o muy poco, tampoco minerales de hierro, así es que se prestaría para la lixiviación con ácido. No hay agua corriente en las quebradas, pero probablemente existe subterránea. La región está cubierta de arbustos y se encuentran varias chacras en la vecindad. Un punto desfavorable es la gran distancia del río y del ferrocarril.

Minas de Plata.—Mineral "Río Seco" (Nueva Elqui)

Las minas de plata de este departamento se encuentran al lado oriente de la gran masa de granodiorita que se extiende desde Rivadavia, río arriba, en las rocas básicas del Terciario. Allá, a poca distancia del límite con Argentina y a 4,000 metros sobre el nivel del mar, están situados los grupos de vetas Paloma, Unión, Centinela y Gloria, que componen el mineral "Río Seco", propiedades de la Compañía de Plata Nueva Elqui, que, además, posee el mineral de plata "Vacas Heladas", situado a 5 kilómetros de distancia en línea recta más al norte.

Un camino carretero de 84 kilómetros conduce de Rivadavia al Ingenio Nueva Elqui, en la quebrada Lagunas; desde allá se sigue a las minas en un camino de herradura de 18 kilómetros.

El Ingenio consiste de la planta hidroeléctrica, establecimiento de concentración, maestranzas, bodegas, etc.

La planta hidroeléctrica produce con dos generadores 500 HP. de fuerza, la cual es transformada a alta tensión de 15,000 voltios. El canal de suministro de agua tiene 2,000 metros de largo; la caída del agua 200 metros.

Esta planta está en conexión con las minas por medio de un andarivel de 14,700 metros de largo que termina en la boca del gran socavón de 1,000 metros de largo y a 400 metros debajo de los afloramientos de las vetas Paloma y Plomiza.

La capacidad de la planta de concentración es de 150 toneladas en 24 horas; está construída en dos secciones que trabajan independientemente. Los aparatos son los para la separación mecánica por vía húmeda, pero se está agregando una sección para flotación.

Las vetas Paloma y Plomiza dieron en sus partes altas gran riqueza; son vetas bolsoneras en las cuales las partes ricas alternan con las pobres abruptamente. Las vetas principales mencionadas se explo-



Mina Nueva Elquí.

Edificios en la boca del gran socavón vistos desde la mina «Unión»

taron en partes hasta 70 metros de hondura y están reconocidas por un socavón de 150 metros y por el nuevo socavón Grande en unos 400 metros de profundidad. Una señal característica es el hecho que se encuentran minerales oxidados y sulfurados mezclados desde la superficie hasta la hondura del gran socavón. En el último se encontraron varias vetas, de las cuales dos pueden corresponder a las principales de la mina en las partes superiores; pero como el mineral aprovechable no alcanzó la cantidad esperada, se está explotando además la veta Centinela, que tiene un gran ancho. Además, se proyecta explotar también la veta Unión y la veta Gloria, todas a poca distancia del andarivel, mientras el mineral de "Vacas Heladas" queda de reserva.

La posición geológica es muy interesante; aparentemente han sufrido las rocas andesíticas y traquíticas, de las cuales está compuesto el terreno, grandes perturbaciones y las vetas argentíferas de la región han sido originadas por ellas, como también varias vertientes termales que se encuentran en la vecindad.

Mineral "Los Tilos"

El campo minero se encuentra a 10 kilómetros de distancia del valle Elqui, en la quebrada Los Tilos, que desemboca en el valle Elqui a pocos kilómetros arriba del pueblo Guanta y a 2,400 metros sobre el nivel del mar.

La roca a ambos lados de la quebrada es granodiorita. En la falda sur, donde se encuentra la mina, se ve una gran intrusión de pórfido colorado atravesando la granodiorita en dirección N. S. A lo largo de esta intrusión y en su lado E. corre una faja de porfirita de color oscuro que está cruzada por numerosos filones e intrusiones irregulares de pórfido. En los últimos, donde están descompuestas, se presentan un gran número de vetitas y grietas con rumbo N. S. o N. O.-S. E., que contienen minerales y desde las cuales también el pórfido descompuesto de la caja se impregnó. Los minerales comprenden galena y partes obscuras que contienen plata. Además, se encuentra malaquita, azurita y calcopirita, todas argentíferas.

Se corrieron tres socavones siguiendo algunas de las guías metálicas a 200 metros verticales uno debajo del otro. El de más arriba (3,000 metros sobre el nivel del mar) tiene 15 metros de largo; los dos de más abajo, 75 metros cada uno.

Investigaciones más prolijas deberían demostrar si el yacimiento es o nó de valor comercial.

(Continuará).



YESO, ARCILLA, CEMENTO, PIEDRA, ARENA Y GRAVA

El consumo de yeso sube rápidamente.—El consumo del cemento y de la piedra tiene algunas alzas notables.—Las estadísticas sobre arena y grava no son completas

La Asociación General de Constructores de América publicó el 8 de Octubre, un gráfico abstracto, dando a conocer la producción de yeso, arcilla, piedra de construcciones y chancada, arena y grava, que termina con el año 1921. Este gráfico se reproduce aquí con el permiso de la Asociación.

Los millones de americanos que visitaron la Exposición Mundial de Chicago o que, sin visitarla, leyeron informaciones sobre ella, se impusieron por primera vez de la importancia del yeso calcinado como

material de construcción. En aquel año el consumo de yeso en Estados Unidos para todos los usos fué de 250,000 toneladas. El año último pasado fué doce veces mayor.

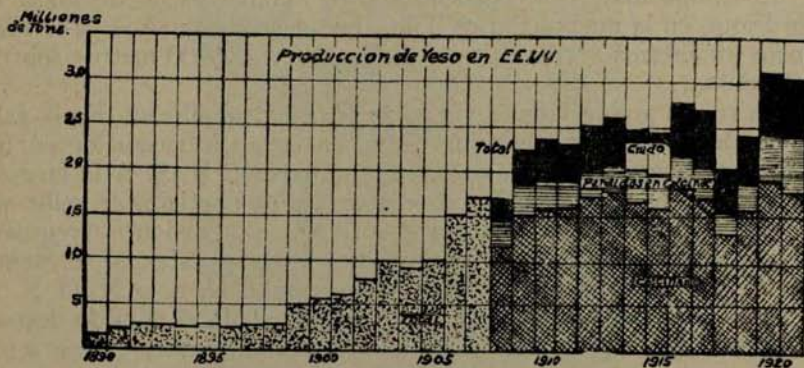


Fig. 1.—Producción de Yeso en E.E.U.U. 1890 a 1921

En la figura 1 se ve cómo ha subido año por año la producción de yeso a partir de 1890. Las cifras estimadas para los años anteriores a 1908 sólo indican la producción total de roca bruta. Sin embargo, además de esta roca, siempre se ha vendido una parte sin calcinar, para emplearlo en la agricultura como abono y otra que se utiliza como ingrediente en el cemento Portland. El diagrama da para los años siguientes al 1907, el yeso vendido una vez calcinado, la cantidad vendida sin calcinar, y las pérdidas de peso debidas a la calcinación. Las cantidades clasificadas en este último capítulo probablemente incluyen algunas discrepancias en la fecha, no enteramente tomadas en cuenta como pérdidas por calcinación.

Prácticamente, todo el yeso calcinado se ha empleado en trabajos de construcción, ya sea directamente como sustituto de la cal en estucos u otros morteros, o como ingrediente en materiales de construcción tales como los tabiques de yeso, los bloques huecos, etc. Aunque el consumo de yeso no se ve que aumente rápidamente de año en año, la tendencia general ha sido claramente hacia arriba. La producción en 1918 fué naturalmente muy baja, como la de todo otro material de construcción, pero la de 1920 sobrepasó todas las cifras anteriores y la producción de 1921 disminuyó mucho menos que la mayoría de los otros productos.

La tendencia general en el consumo de la cal ha sido hacia abajo durante un gran número de años. Constituirá una sorpresa para mucha gente saber que con este material no sólo pasa lo contrario que con el yeso, sino que el consumo total de yeso calcinado en construcciones es actualmente el doble que el de la cal. Estos hechos quedan claramente establecidos en la figura 2. El consumo de cal en construcciones fué el

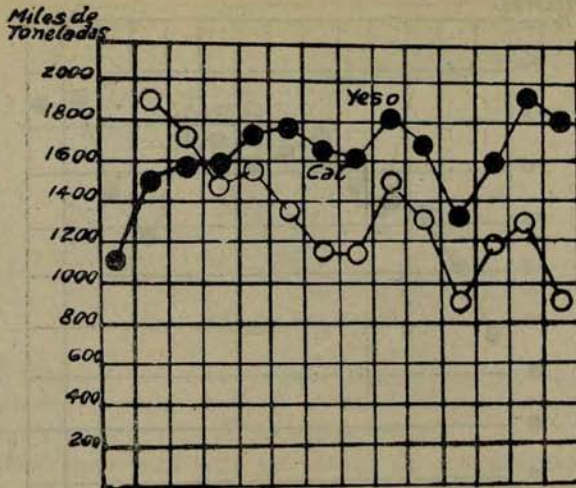


Fig. 2. Consumo anual de cal y Yeso Calcinado en edificaciones

año 1921 un poco más de 900,000 toneladas, mientras el del yeso fué apenas inferior a 1.800,000 toneladas. Naturalmente, esto no significa que el yeso ha substituído a la cal en esta proporción. Su mayor empleo se debe, en gran parte, a que el yeso es un constituyente principal en nuevos procedimientos de construcción, aunque alguno de los cuales, como los enlucidos de yeso, han reemplazado indirectamente a los de cal u otras albañilerías en las que se emplea la cal.

La cal también ha sido substituída por otro ingrediente: el cemento Portland. Una gran parte del cemento Portland se emplea en usos en los cuales sería insubstituíble por la cal o el yeso, así que es muy difícil considerar estos tres elementos como substituíbles el uno por el otro. No obstante, se ha considerado de interés dar en un diagrama, figura 3, la producción de cemento, yeso y cal. En él se ve que la producción de cemento es de diez veces mayor que la de yeso.

El "Geological Survey" colecciona las estadísticas de la producción y el empleo de varias clases de piedra. La figura 4 nos da la cantidad de cada clase importante de piedra canteada en 1920 y el porcentaje de cada una. Las calizas constituyen un 75% del total. El siguiente ítem, roca para adoquines, constituye el 12%, etc. El resto lo forman una serie de rocas diferentes, principalmente de carácter basáltico, empleada indistintamente como roca chancada, en diversos trabajos de construcción.

Aunque ha aumentado el empleo del mármol para decoraciones interiores, la cantidad que se emplea en toda clase de trabajos alcanza a sólo 0.5%.

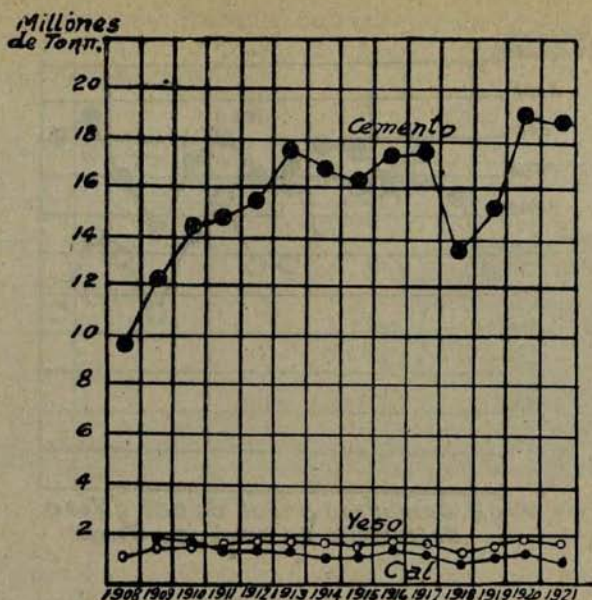


Fig. 3 Consumo anual de Cemento, cal y Yeso, desde 1908 a 1921.

Clase de Piedra	1000 Tonelas	Por ciento del total
Calizas	59,290	75.5
Adoquines	8,219	11.7
Granito	4,760	6.1
Arenisca	3,393	4.3
Mármol	432	.51
Otras	1,483	1.9
Total	78,527	100.0

Fig. 4. Consumo de rocas en E.E.U.U. en 1920

Los usos en que se empleó piedra en 1920 nos dice que un tercio del total, figura 5, se consumió como flujo en hornos de fundición de hierro y acero. Cerca del 6% del total se empleó en fábricas, en gran parte en tableros eléctricos, mármol para cubierta de mesas, etc.

Causará asombro el saber que el material clasificado como piedra de construcción alcanza sólo a un 1.61% del total. En esta cifra no se incluye la piedra chancada, que, en su mayor parte, se usa en las construcciones en forma de concreto.

La "piedra chancada" constituye más del 51% de la producción total de piedra. Además, como el flujo de los hornos es, también, piedra chancada y alcanza a un 32%, el total sube de 83% de la piedra, que, una vez producida, se reduce a fragmentos por medio de chancadoras. Este método de construcción contrasta con el de las pirámides de Egipto.

USOS	1000 Toneladas	Por ciento del total
Piedra Chancada	40,290	51.40
Fundente	25,090	31.95
Manufacturas	4,592	5.85
Piedra Retros.	2,211	2.82
Edificación	1,735	2.21
Siplos	1,266	1.61
Adquines	502	.64
Bloques	390	.50
Soleras	384	.49
Parabaldosas	128	.16
Otros	57	.07
Otros	1,806	2.30
Total	78,527	100.0

Fig. 5. Diversos usos de la piedra en E.E.UU. en 1920

to, que sólo utilizan enormes bloques de piedra o aún con los constructores de Catedrales en la época de la Edad Media, cuya albañilería maciza es capaz de resistir la artillería moderna.

Las cantidades relativas de piedra de construcción y de piedra chancada producida anualmente durante los últimos 31 años se dan en la figura 6. La producción de piedra chancada ha crecido rápida-

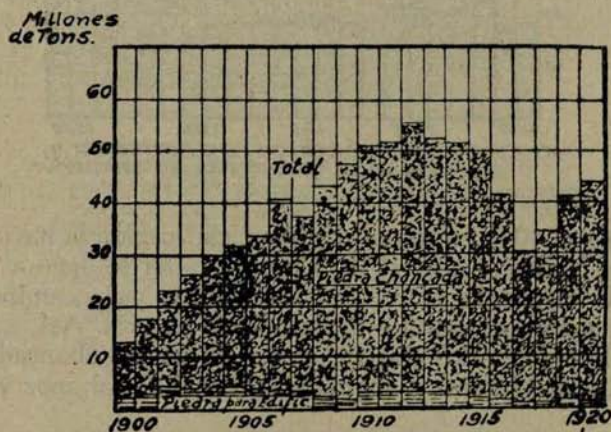


Fig. 6. Cantidad de Piedra Chancada y para edificar producida anualmente

mente exceptuando el año de pánico de 1908, hasta el año inmediato anterior a la guerra, 1913. Desde este año ha descendido alcanzando el valor mínimo el año 1918, y hasta ahora no ha alcanzado la cifra de 1913.

Aunque la cantidad de piedra de construcción en comparación con la piedra chancada es apenas apreciable, su valor relativo es enormemente mayor, como se puede apreciar en la figura 7, en la que se hace la comparación en dollars. Esto nos revela aún con mayor claridad que el diagrama anterior que la piedra de construcción ha ido perdiendo en importancia desde 1903. En realidad, tampoco ha recuperado su im-

portancia a partir de 1918 en las proporciones que parece indicarlo el diagrama, porque los altos precios que han reinado después de la guerra, principalmente en 1920, les da a dichas columnas un largo ficticio.

No toda la piedra chancada se emplea para concreto. En 1911 se empleó en concreto el 31% de la piedra chancada, el 29% de lastre en

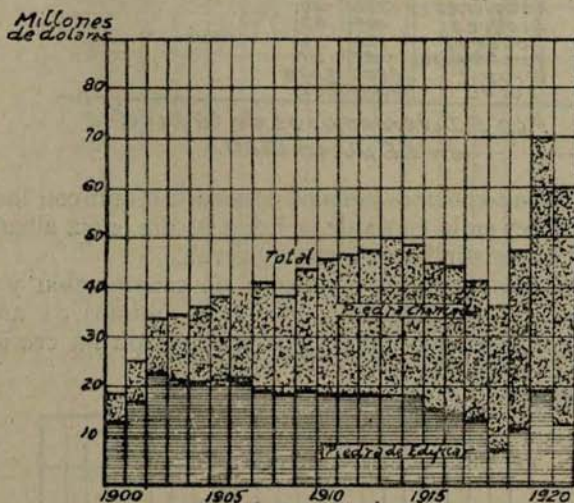


Fig. 7-Valor de la piedra chancada y de edificar producida anualmente.

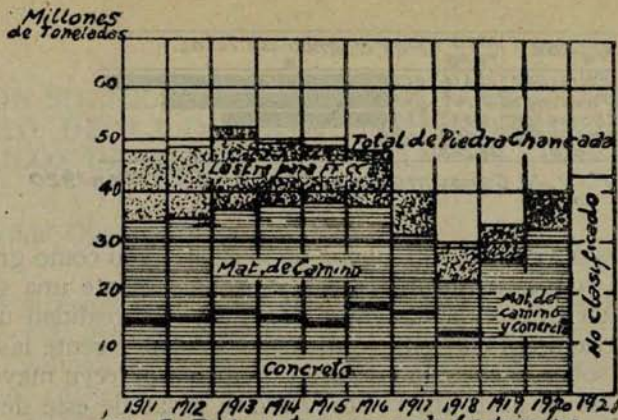
líneas férreas y el 40% en caminos. Esta clasificación la hacía el "Geological Survey" hasta el año 1918. En esta época se llegó a la conclusión de que la distinción entre piedra chancada para caminos y para concreto no tiene importancia o no es posible hacerla. Así, a partir del año 1918, sólo existen dos clasificaciones de piedra chancada: primera, lastre de líneas férreas, y, segunda, material de caminos y concreto.

Arena y grava

Las diversas cantidades de piedra chancada utilizada en las diferentes formas desde 1911 se dan en la figura 8. Considerando la depresión en la mayoría de las industrias en 1921, la producción de piedra chancada indica una marcada tendencia hacia el incremento en el empleo del material.

La arena y la grava constituyen un tipo de material de construcción del cual es muy difícil conseguir estadísticas. El "Geological Survey" ha tomado por su cuenta la recolección de los datos anuales sobre el consumo de dichos materiales y el objeto en que se los empleó.

Cerca del 61% de la arena clasificada en 1920 se empleó en cons-



trucciones y el 14% en pavimentos. Esto significa que las tres cuartas partes de la arena se utilizan en construcciones y el resto con otros fines. Cerca del 12% sirvió para hacer moldes en la fundición de metales y casi el 5% en la fabricación de vidrios; estos porcentajes y otros se dan en la figura 9.

CLASE	1000 TONS.	Por ciento del total.
Ed. Acar.	26,438	60.6
Paviment.	5,920	13.6
Moldes	5,128	11.7
Vidrio	2,166	4.9
Locomot.	1,755	4.0
Molienda	1,133	2.6
Otros	1,135	2.6
Total	43,776	100.0

Fig. 9. Consumo de arena en E. U. en 1920

Sin duda alguna, el total de arena clasificado es muy inferior al consumo, porque una gran parte de la arena es empleada en el sitio de producción por constructores u otros que no dan las cifras. Esta observación cuadra con mayor justeza a la arena para construcciones o pavimentación que a cualquier otro material, así que casi sin error se puede afirmar que la arena usada en construcciones excede al 75% del total que se da en el diagrama.

En la figura 10 se dan los fines en que, según las estadísticas, se ha empleado la grava el año 1920, y también de esta materia la edificación y pavimentación aparecen consumiendo el 75% del total. Sin embargo, todo el resto se emplea en otras construcciones, por ejemplo, lastre de líneas férreas y para cubrir los techos.

Sin lugar a dudas, la distinción hecha por el Gobierno entre arena

Clase	1000 TONS	Por ciento de Total
Edificac.	15.614	40.8
Paviment.	13.169	34.4
Lastre de R.	9.082	23.7
Para Techo	400	1.1
Total	38.265	

Fig. 10 Consumo de lastre en E.E. UU. en 1920

y grava no es muy sutil; así, mucho de lo clasificado como grava y empleado como lastre en líneas férreas y probablemente una gran parte de la empleada en pavimentaciones, constituye en realidad una mezcla de arena y grava sin clasificación previa. Probablemente las estadísticas actuales sobre el consumo de arena y grava ofrecen mayores seguridades que las de años anteriores. Pero, a pesar de este defecto y de otros ya mencionados, las estadísticas conocidas tienen un interés considerable.

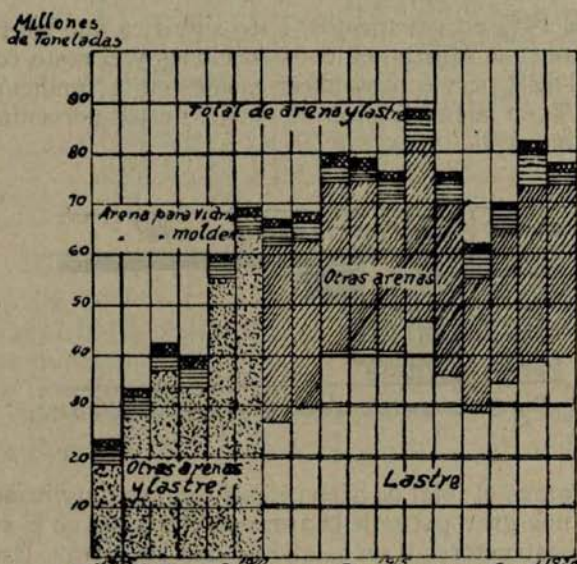


Fig. 11 Producción de arena y lastre en Estados Unidos

En la figura 11 se indica la producción de arena y grava en Estados Unidos en los últimos 17 años. Igual que con la mayoría de los diagramas referentes a la producción de material de edificación, también se puede apreciar la enorme depresión que ocurrió el año 1918 y la reacción a partir de ese año con un máximo en 1920 y un pequeño descenso en 1921.



DISCUSION SOBRE EL ARTICULO LA VUELTA A LA NORMALIDAD DE LA INDUSTRIA DEL COBRE Y OTROS ARTICULOS DE ARTHUR NOTMAN

Señor Director :

La comparación hecha entre los productores sudamericanos y algunos de los más grandes productores a bajo costo de Estados Unidos por Arthur Notman en sus artículos "*La creencia en la baratura de la producción de cobre en Sud América*", que apareció en su Revista en Mayo 17 de 1924; "*La vuelta a la normalidad de la industria del cobre*", aparecido en Septiembre 20 y una carta publicada en Octubre 18, hace ver que las ventajas en la competencia están del lado del grupo norteamericano. Este punto de vista queda resumido en la carta de Mr. Notman, publicada el 18 de Octubre, como sigue :

	Ganancias por libra disponibles para dividendos. Centavos	Capital de explotación por libras. (Castigos). centavos.	Utilidad por libra Centavos
Grupo Norte Americano.....	4.7	2.9	1.8
Grupo Sud-Americano.....	5.6	5.8	0.2 (a)

Se tomó como base el cobre a 14 c. en Nueva York.
(a) Pérdidas.

Sin duda, el valor de las conclusiones de Mr. Notman depende de la exactitud del cálculo del "*Castigo de las reservas de mineral*", el cual, para el grupo sudamericano, es mayor que el costo de producción y alcanza a un 41.5% del valor de venta del producto.

No he apreciado con seguridad qué cifras sirven de base a Mr. Notman para el cálculo de "*La amortización de las reservas del mineral*", si las dadas en los libros de la Compañía o el valor en el mercado de sus papeles. No da detalles para los tres productores sudamericanos: (Chile, Braden y Cerro de Pasco), sino para dos de ellos. Un término medio de las cifras detalladas de las tres Compañías que componen el grupo norteamericano (Utah, Miami y Nevada) tomado de los cuadros III y III^a del artículo del 20 de Septiembre nos da 2.45 centavos por libra si tomamos las cifras de sus libros y 3.38 centavos por libra si se toma la cotización de sus valores en el mercado. Su cifra de 2.9

es más o menos el término medio de las dos. Sin embargo, en otra ocasión, establece un punto de vista diferente (Artículo del 17 de Mayo) en esta forma:

“Hoy día para establecer en los Estados Unidos una mina con una producción de 100.000.000 de libras al año se requiere una inversión de \$ 30.000.000 a \$ 40.000.000. Una instalación equivalente en Sudamérica con facilidades de transporte, fuerza, casa para empleados y otros accesorios que inevitablemente correrán por cuenta de la Compañía que hace la instalación, necesita una cantidad doble”.

Es claro que quiere establecer que si el costo de desarrollo para una producción de cobre es doble para Sudamérica que para Norteamérica, los gastos de amortización también deberán ser dos veces mayores.

Si se toma el activo como si representara el costo inicial de una empresa, la exposición de Mr. Notman se apoya en las cifra que da para las dos Compañías más grandes, Utah y Chile. Sin embargo, ¿a cuánto sube el activo?

Sin duda, lo forman un conjunto de ítems, algunos de los cuales son las ganancias líquidas, cuyo monto se puede determinar con precisión, y otros valores, más o menos arbitrarios, señalados a la propiedad y a la planta con el objeto de equilibrar el activo total con el pasivo total. En último lugar se consideran los créditos del fondo de reserva y excedente; y también las deudas abonadas y el valor real del capital en acciones. Las acciones pueden corresponder a dinero, juntado dollar a dollar, o a valores que, juntos, corresponden a esa cantidad de dinero, o la cantidad puede ser arbitraria. Como la parte que corresponde al pasivo representada por acciones no corresponde necesariamente a inversiones del dinero existente, el activo que debe equilibrarlo puede obtenerse de una suma fija o de valores arbitrarios.

En el caso de la Chile Copper, que es el mayor productor del grupo sudamericano, y al que corresponde cerca de la mitad de la producción total del grupo sudamericano de que habla Mr. Notman, la deuda en bonos y el capital en acciones, juntos, forman el 87.5% del pasivo; y el capital en acciones sólo constituye el 60.5%.

Si mis informaciones son verídicas, el costo total de la compra de la propiedad y sus instalaciones (aparte de los gastos de experimentación hechos en la organización de la empresa) se cubrieron completamente por las emisiones de bonos que suben a 42.353,250 dollars; los \$ 95.000.000 del capital en acciones no llegaron a la caja de la Compañía en dinero efectivo, y tampoco representa gastos hechos por los que “tomaron el negocio”, salvo que, según Mr. Notman, esto signifique la “organización”.

Ya que, según los procedimientos norteamericanos, se puede emitir acciones por cualquiera cantidad y distribuir las como mejor les parezca a los organizadores, sin envolver ninguna responsabilidad en cuanto al dinero que debe entrar en pago de esas acciones, nada habría

impedido a los organizadores de la Chile Copper emitir, digamos, 950 millones de dollars en acciones, en vez de los 95.000.000, y distribuirlos en la misma proporción que hicieron con esta emisión. En dicho caso, la Empresa podía haberse financiado con la emisión de bonos, tal como se ha hecho actualmente y se habría encontrado en la misma posición, como productor, en que se encuentra hoy día. Probablemente las acciones, si hubiesen sido del mismo valor nominal, tendrían un valor de 3.40 dollars en vez de 34 dollars (excepto para el efecto de la conversión de los bonos). Pero el pasivo total de la Compañía había aumentado en $6\frac{1}{2}$ veces el presente, como igualmente el activo y, si se toma en cuenta el activo de los libros, la cuota para amortizaciones también aumentaría en 40 centavos por libra de cobre producido.

Desde el punto de vista de la organización de la industria del cobre, el monto real de la propiedad y de sus instalaciones y el capital de trabajo son los puntos que inducirán a los organizadores a afrontar el riesgo de nuevas empresas.

Una vez que una mina está en trabajo, su poder competidor se apreciaría por el costo de producción, incluyendo el servicio de la deuda en bonos, pero excluyendo la amortización y el interés del capital en acciones, desde el momento que el trabajo puede continuarse sin repartir dividendos.

Considerando el caso de la Chile Copper, si se calcula la amortización tomando como base real de dinero, en este caso el valor de la emisión de bonos—42.353,250 dollars—y si empleamos la misma tasa de interés que Mr. Notman (amortización del capital en 20 años al 5%, o sea 8% por año), tendríamos que cargar a cada libra de cobre producida en 1923, 1.66 centavos en vez de 5.8 centavos. La utilidad después de hacer esta deducción, 4.64 centavos por libra, sería mayor que la obtenida por cualquiera de las otras Compañías que aparecen en el cuadro III del artículo de Mr. Notman, publicado en Septiembre 20.

Aún más, los gastos de instalación para una producción de cien millones de libras de cobre anuales se ve que en este caso alcanzan alrededor de 20.000.000 de dollars, en vez de los 60 u 80 millones en que los estima Mr. Notman; es decir, la mitad del costo en Estados Unidos en vez de dos veces.

Reinversión de las utilidades

Tal como Mr. Notman lo da a entender, el comprador de acciones trata de asegurarse la amortización de su capital en un período razonable y a una tasa de interés suficiente para salvaguardarse de los riesgos. Seguramente no es correcto suponer que, porque hay que fijar un descuento a los dividendos que se percibirán de aquí a 20 años reduciendo su valor a una cifra muy inferior a la reducida durante este último año, pueden, en consecuencia, no ser tomadas en cuenta en su avalúo comparativo. Si se considera la amortización del capital en los

primeros 20 años con una tasa del 8% al año, los dividendos pagados a partir de esta fecha solamente tendrán un descuento del 5% anual, y el valor actual de un dividendo por recibir después de dichos 20 años alcanzaría aproximadamente a un 36% del valor actual, y el de un dividendo recibido de aquí a 30 años, el 23%.

Aún más, si uno supone que la Chile Copper tiene cincuenta años de vida asegurados con la producción actual, se tiene razón al dividir la propiedad en dos partes, una totalmente equipada y con una vida de 25 años con la producción actual de 200.000.000 de libras anuales, y otra de reserva, ahora sin instalaciones, pero apta para ser equipada y producir también 200.000.000 de libras anuales. Seguramente las instalaciones para elaborar estas reservas costarán menos que las actuales, las que, como lo hemos visto, ascienden a \$ 42.000.000, incluyendo el valor de la propiedad minera. Si suponemos que la segunda instalación resulte a un costo, digamos de 35.000.000 de dollars, y que este valor pueda cubrirse emitiendo nuevos bonos que representarán un pago de \$ 2.250.000 anuales (proporcional al servicio de la deuda de los actuales bonos) se tendrá una utilidad de 6.3 centavos por libra, de acuerdo con las cifras que da Mr. Notman y la Compañía obtendrá una utilidad adicional de \$ 10.000.000 al año disponibles para repartirla en dividendos. Esto equivale a más de \$ 2.50 al año por acción de \$ 25, 10% del valor nominal, además de lo que se pueda disponer en la actualidad para el reparto de dividendos.

El valor potencial de esta reserva, si se nos permite la expresión, el poder de ganancias de la Compañía, descontadas a una tasa apropiada de interés para cubrir las diferencias de utilidades; es decir, el valor actual de las ganancias posibles de estas reservas debería descontarse con una tasa de interés que permitiera cubrir el período que se necesita para ponerlas en plena producción.

Personalmente, considero las cifras de Mr. Notman, excluyendo los fondos para riesgos, demasiado bajas, pero como término de comparación emplearé esta base de interés y 8% incluyendo el fondo de amortización con el que se amortizará el valor actual de las utilidades en veinte años; también supongo que un nuevo productor de 200 millones de libras de cobre anuales no hundiría el mercado, ya que, desde el punto de vista de la competencia, no es un factor decisivo.

El valor actual de \$ 10.000.000 de utilidad anual tomado durante veinte años y descontado al 8% sería de \$ 98.180.000. Si las ganancias y el pago de las utilidades pudiese diferirse por tres años, y se cargara durante este tiempo el 5% de interés (sin tocar el fondo de amortización hasta que hubiese utilidades) el valor actual de las utilidades subiría a más o menos \$ 84.500.000. Además, una nueva cantidad de \$ 30.000.000 que se formará con las utilidades de la planta actual de aquí a veinte o veinticinco años, y con las de las reservas del mineral también de aquí a veinte o veinticinco años. Sin embargo, esto no lo he tomado en cuenta para no complicar la comparación ulterior.

El valor actual de \$ 84.500,000 en las reservas se puede deducir hoy día siempre que supongamos que el mercado se mantuviese con la producción adicional; y aunque pueden existir buenas razones para no agregar esta producción extra, en cualquier época sería posible hacerlo. Sólo existe como un factor de competencia que los accionistas no pueden dejar de tomar en cuenta.

HUTINGTON ADAMS.
New York.

Señor Redactor:

He encontrado en la carta de Mr. Adams observaciones muy interesantes sobre mi discusión acerca de la facultad de obtener ganancias comparativas entre los productores de cobre de Norte y Sudamérica, que toca a una equivocación mía que sólo me explico por el olvido de releer la carta del 18 de Octubre antes de enviársela. He reconstruído los cuadros, como creo deberían aparecer.

	1923	
	Grupo Norte Americano	
	Producción libras	Valor en los libros del Activo Total. Junio 1.º, 1924
Utah.....	195,142.919	\$ 71,839.958
Nevada.....	61,573.246	(a) 14,575.160
Miami.....	64,611.645	8,048.021
Total.....	321,327.810	(b) \$ 94,463.139

(a) Sólo una mitad, balance debido a Utah.

(b) 2,94 c. por libra de capacidad anual.

	Grupo Sud Americano	
	Producción libras	Valor en los libros del Activo Total. Junio 1.º, 1924
Cerro de Pasco.....	92,176.000	\$ 50,253.582
Bradem.....	139,500.000	47,864.934
Chile.....	204,897.590	156,980.261
Total.....	436,673.590	\$ 255,098.777

(c) 58,4 c. por libra de capacidad anual.

De estas cifras se ha deducido, cuando ha sido necesario, la revaluación de los excedentes «y la amortización de las reservas de minerales».

	Resumen Ganancias por libras aptas para dividendos	Capital de trabajo por libra a 8% (Am. Res. Min.)	Utilidad por libra
Grupo Norte Americano.....	4.7c	2.4c	2.3c
Grupo Sud Americano.....	5.6c	4.7c	0.9c

Mi error consistió en traspasar las cifras para el activo por libra de capacidad anual, 29 y 58 centavos, respectivamente, a la columna del capital de trabajo por libra al 8% en forma de 2.9 y 5.8 centavos. Si hubiese escogido una tasa mayor, como muy bien lo sugiere Mr. Adams, digamos 10%, el cuadro incluído en mi carta del 18 de Octubre habría sido correcto. Sin embargo, tomando la tasa del 8%, creo que las cifras anteriores están bien. En ellas todavía se aprecian ventajas respecto al grupo norteamericano.

Estoy en completo acuerdo con Mr. Adams que un cálculo más preciso del monto de una inversión en una mina depende de su poder de ganancia medio anual en el pasado, de las condiciones presentes y del desarrollo futuro. Creo haber esbozado este plan en el artículo de Septiembre 20. Todavía, se debe admitir que la publicación del activo, si se pretende que ella signifique algo, debe reflejar la apreciación que sobre su valor tiene el Directorio, para servicio de los accionistas, y, seguramente, su opinión se basa en el poder de ganancias medias anual. Como comprobación de esta idea, uno puede tomar el caso de la Chile Copper C°. La Anaconda Copper C° compró el 51% de las acciones de esa Compañía a sus propietarios, y pagó 77.000,000 de dollars, dejando subentender claramente que la opinión de Anaconda sobre el valor de la propiedad es 151.000,000 de dollars. La primera Memoria publicada después de la compra asigna a la propiedad un valor de \$ 156.980,261. Además, como esta compra fué hecha con el dinero proveniente de la venta de bonos de la Anaconda, a lo menos en cuanto se refiere a los accionistas de Anaconda, la Chile Copper C° representa hoy una inversión de 151.000,000 de dollars, y antes que pueda darles ninguna utilidad real, debe haber ganancias suficientes para que se justifique esa cifra. Sobre el volumen de utilidades que puedan justificar esta cifra habrá un amplio campo para ejercitar una apreciación inteligente.

Si la cantidad de \$ 42.353,250 fuese correcta en cuanto a lo gastado en la compra de la propiedad y en sus instalaciones y se hubiese cubierto con la emisión de bonos de la Chile Copper C°, me parece que se debe hacer algunos agregados antes de que lleguemos a la planta de la capacidad y eficiencia en el 1° de Junio de 1924. Antes de esa fecha

la propiedad había producido aproximadamente 720.000,000 de libras de cobre (1915-1923 inclusive) y había recibido no menos de 18 centavos por libra, o sea \$ 130.000,000. Todas las utilidades obtenidas, menos los dividendos a los accionistas, el retiro de bonos y las asignaciones ordinarias netas, se invirtieron en la propiedad. Estas diversas cantidades parecen ser \$ 10.908,800, \$ 15.000,000 y \$ 26.014,315 respectivamente, que hacen un total de \$ 51.923,115 que dejan alrededor de \$ 78.000,000 para el pago del costo de producción y utilidades. Durante este mismo período la producción de esa cantidad de cobre por la Utah Copper C^o dejó \$ 55.000,000 para el pago de dividendos a los accionistas. Si la Chile hubiese hecho la mitad, aproximadamente \$ 28.000,000 de las utilidades, se habrá invertido en la propiedad. Bajo esta suposición, se obtendrían los resultados que se indican en el cuadro a continuación:

Valor de las instalaciones primitivas y capital de trabajo	\$	50,000.000
Utilidades hasta Junio 1.º 1924, reinvertidas en la propiedad.....		28,000.000
		<hr/>
		78,000.000
Valor del 51% de las acciones, compradas por Anaconda.....		77,000.000
		<hr/>
	\$	155,000.000

Cifras iguales a las dadas anteriormente.

Es actualmente difícil determinar cuanto dinero se ha gastado en llevar a la Utah Copper C^o, a su capacidad presente, pero, según todos los antecedentes, el monto primitivo de la compra de la propiedad e instalaciones fué de sólo \$ 16.000,000, y el valor de \$ 56.000,000 que aparece en los balances actuales de la Compañía se ha obtenido de las utilidades del negocio agregados a los \$ 125.317,287 distribuidos a los accionistas en dividendos.

Creo que lo expuesto es una amplia confirmación de mi tesis de que la inversión necesaria para establecer una determinada producción fué, en un caso, el doble de la obra.

El reducido espacio no me permite discutir ninguna otra de las observaciones de Mr. Adams, con las cuales, en el fondo, estoy de acuerdo.

ARTHUR NOTMAN.
New York.

Discusión sobre el artículo "El Bajo Precio del Cobre Sudamericano", de A. Notman.

Señor Editor:

Refiriéndome al artículo publicado en su Revista en Mayo 17 de 1924, "*La creencia en el bajo precio del cobre sudamericano*", de A. Notman, el que encuentro de gran interés por la forma en que aprecia esta materia, deseo hacer un estudio sobre la producción por hombre en Estados Unidos comparada con Chile. Este tema se trata en la última parte del artículo.

El chileno recibe 1.50 dollars por día y produce 100 libras de cobre. El trabajador de Estados Unidos recibe 5 dollars y produce 150 libras de cobre. Con el cobre a 14 centavos, el margen relativo, considerando las respectivas condiciones, es de 12.5 y 16 dollars. Suponiendo que el capital de explotación sea en los dos países de 4½ y 3 centavos por libra respectivamente, el capital de trabajo por hombre es el mismo en ambos casos, digamos, 4.50 dollars. Ahora, deduciendo esta cantidad del margen anterior, tenemos:

Chile	Estados Unidos
\$ 12.50	\$ 16.00
4.50	4.50
<hr/>	<hr/>
\$ 8.00	\$ 11.50

Estas diferencias sirven para cubrir todo otro costo que no sea salarios, para mantener el hombre en condiciones de trabajo, junto con toda utilidad obtenida en su empleo. Si convertimos estas cantidades en centavos por libra producida, obtenemos:

$$\$ 8.00:100=8 \text{ cts./libra}$$

$$\$ 11.50:150=7.66 \text{ cts./libra}$$

De la comparación de estas cifras se deduce una ventaja en favor del trabajador chileno, mientras en el artículo original se establece 8 y 13 dollars para los márgenes por hombre al día, que corresponde a 8 y 8.7 centavos respectivamente, cuando se convierten esas cantidades a centavos por libra de cobre, dejando la impresión que existe ventaja de parte del trabajador norteamericano.

H. B. HANLEY.
Rolla, Mo.

Señor Redactor :

Le ruego acepte mis agradecimientos por la oportunidad que Ud. cariñosamente me brinda de comentar la crítica perfectamente justificada de Mr. Hanley sobre mi artículo "*La creencia en el bajo precio del cobre sudamericano*", de fecha 17 de Mayo de 1924.

Mr. Hanley ha señalado un error aritmético en mis cálculos. En la escala de salarios supuesto este error, una vez corregido, inclina la balanza en favor del trabajador chileno en un tercio de centavo por libra en vez de los 7/10 por libra en favor del trabajador de Estados Unidos. En el momento de escribir el artículo carecía de cifras auténticas sobre la escala de trabajo en Chile y todavía me encuentro con algunas dudas sobre la materia. Sin embargo, desde entonces, un estudio más extenso sobre la materia me ha convencido que el capital de explotación actual de los dos grupos de Compañías, basado en una amortización del capital en veinte años con un interés de 5%, es el siguiente:

	Ganancias por libra aptas para repartirlas en dividendos. (Antes Am. R. M)	Capital de trabajo por libra. (Am. R. M.)	Utilidad por libra.
Grupo Norte Americano.....	.4.7c	2.9c	1.8c
Grupo Sud Americano.....	5.6c	5.8c	0.2c

Estas cifras se encuentran en un artículo más reciente sobre "*La vuelta a la normalidad de la industria del cobre*". Debe notarse al apreciar los cuadros que la Utah Copper es propietaria del 51% de las acciones de la Nevada Consolidated. Esto tiene importancia para impedir repeticiones del activo presentado por Compañía.

Esta comparación refuerza mi suposición que tanto el capital del trabajo como el valor real de la depreciación (no la depreciación que se abona) son dos veces mayores para el grupo sudamericano que para el grupo norteamericano.

Haciendo estos cambios en el cuadro de la página 4 del artículo a que se refiere Mr. Hanley, de nuevo podemos intentar distribuir esa parte de la diferencia en la salida en el rendimiento respectivo de los trabajadores chilenos y norteamericanos. Esto fué lo que traté de hacer con el ejemplo dado en el último párrafo. Revisando este ejemplo, encontramos lo siguiente:

	Chile	Estados Unidos
	100 lib. de Cu.	150 lb. de Cu.
Producción por hombre día.....	\$ 14.000	\$ 21.000
Valor a 14 por hombre día.....	2.50	5.00
Salario por hombre-día.....		
	\$ 11.50	\$ 16.00
Capital de trabajo por hombre-día.....	5.80	4.35
	5.70	\$ 11.65
Margen para cubrir otros costos y utilidades (Materiales, fuerza, transporte, venta, ad- ministración, impuesto, etc., y utilidades)		

Convirtiendo este margen en centavos libras, tenemos 5.7 centavos para Chile y 7.7 centavos para los Estados Unidos, hecho que viene en comprobación del primer cuadro, y que da los mismos dos centavos por libra en favor del trabajador norteamericano. Las cifras de producción por hombre-día se supone que correspondan a todo trabajo realizado para poner el cobre en condiciones de embarque, ya provenga de una planta de fundición o de una lixiviación, y que representan correctamente a las Compañías que se consideran. Parece que mientras los mineros chilenos reciben \$ 1.50 oro por día, los trabajadores más competentes, *siendo un gran número de éstos blancos*, reciben un salario suficiente para elevar el término medio a \$ 2.50 diarios, o sea la mitad de lo que recibe el trabajador norteamericano.

Naturalmente, el problema del capital de trabajo y el más artificioso de los costos de depreciación quedan abiertos a la discusión. Durante un tiempo, a lo menos mientras las plantas son nuevas, pueden considerarse como que proporcionarán grandes utilidades, pero tarde o temprano ellas concluirán. Cuanto antes se tenga cuidado con esta situación, mejor para el accionista.

ARTHUR NOTMAN.
New York.



EL COSTO DEL DRAGADO

Debido al sinnúmero de preguntas relativas al costo de dragado de lavaderos que ha recibido el "BOLETÍN MINERO", *La Redacción*, en la imposibilidad de contestar todas y cada una de las preguntas por separado, ha decidido publicar en este número un extracto del trabajo del distinguido Ingeniero norteamericano Charles Janin, titulado "*Método de Explotar los Placeres y Costo de Operación*", que se publicó en el Segundo Congreso Científico Panamericano. Aunque los datos sólo llegan al año 1915, pueden servir como base para hacer cálculos com-

parativos. Con el objeto de dar datos más recientes del costo del dragado de lavaderos en Sud América, hemos extractado de la edición de 1923 de "Mineral Industry" los datos relativos al costo del dragado de una Compañía subsidiaria de la Oroville Dredging C° Ltd., que explota en Colombia unos importantes lavaderos de oro:

Resultado del Trabajo, año 1922.	Lavadero Pato	Lavadero Nechi.
Grava dragada, yardas cúbicas.....	1,966.287	2,251.336
Profundidad media, piés.....	28.1	40.9
Oro recuperado por yarda, término medio centavos..	24.3	14.4
Costo por yarda, centavos.....	9.01	8.18

Dragado

POR

CHARLES JANIN

Las operaciones de dragado han sido adecuadamente descritas por Mr. Jennings. El costo del dragado varía en diferentes distritos según sean las condiciones a que hay que hacer frente y los métodos de cálculo que se empleen, y aún en el mismo distrito y bajo la misma dirección las dragas de igual tamaño y construcción o aún la misma draga en diferentes partes de la misma propiedad tendrá una diferencia apreciable en el costo de operación debido al carácter del terreno que se explota.

El dragado en los Estados Unidos

La Compañía más poderosa que se dedica a la explotación de lavaderos, la Natomas Consolidated, de California, trabajó con 13 dragas en 1914 y benefició 25.850,000 yardas cúbicas, a un costo total de 5.8 centavos oro americano por yarda. Para demostrar la gran diferencia en el costo del dragado con dragas que trabajan bajo la misma administración, damos los siguientes costos: Una draga en el año indicado benefició 2.000,000 de yardas cúbicas a un costo de 2.5 centavos oro, y otra draga benefició 2.000,000 de yardas cúbicas a un costo de 7.14 centavos; las diferencias en la profundidad y en el carácter de la grava fueron la causa de la diferencia en el costo. El costo de la fuerza motriz de la primera draga fué de 0.6 centavos oro por yarda y el de la segunda 1.32 centavos, y los otros detalles del costo también variaron en sumo grado.

Las 10 dragas de la Yuba Consolidated en Merysville, California, beneficiaron un total de 17.000,000 de yardas cúbicas a un costo de 4.40 centavos, que varió de 3.9 a 6.86 centavos oro por yarda, según la draga y las condiciones del trabajo y las reparaciones. La draga que obtu-

vo el costo más alto tuvo que ser reconstruída y el costo de la reconstrucción se largó a las operaciones del año 1924.

En Montana, según se describe en la monografía de Mr. Jennings, el costo de beneficiar el tonelaje total hasta el 31 de Julio de 1915—más de 32.000,000 de yardas—fué de 5.91 centavos oro la yarda cúbica, y con unos gastos indirectos de 1.05 centavos el costo total se elevó a 6.96 centavos la yarda. El costo de operación de diferentes dragas en el período que se menciona variaron, según el tamaño y el tipo de la draga y las operaciones de trabajo, de 4.85 a 6.94 centavos la yarda cúbica.

En Colorado, las dragas de una Compañía beneficiaron en 1914 3.000,000 de yardas cúbicas a un costo de 5.9 centavos la yarda. Una de las dragas en Idaho benefició 4.670,000 yardas en el mismo año a un costo de 2.77 centavos. El tonelaje mencionado constituye un record para una sola draga en el mundo. Las otras dragas en trabajo en los Estados Unidos obtuvieron costos que variaron según las operaciones, el tamaño de la draga, etc., y que variaron entre 5 y 10 centavos la yarda.

El dragado en Sudamérica

En Sudamérica, la draga de Pato, en Colombia, en el año que terminó el 30 de Septiembre de 1914, benefició 920,000 yardas cúbicas, a un costo de 18.4 centavos, el que, con los gastos generales y de oficina, hizo subir el costo total a 23.2 centavos por yarda cúbica. En el año que terminó el 30 de Septiembre de 1915, el costo de operación fué estimado en 16 centavos la yarda y el tonelaje beneficiado fué muchísimo mayor que el del año anterior, 1.420,000 yardas cúbicas. Esta draga tiene baldes de 8 pies cúbicos y cuando se construyó, las condiciones de trabajo no se consideraron poco favorables para un país tropical.

El dragado en las Filipinas

El costo del dragado en las Islas Filipinas ha sido mucho menor que el que se ha mencionado. El trabajo de la draga de Gumaos se ha dado en detalle en "Minerals Resources" de las Islas Filipinas. Esta draga tiene baldes de 5 pies cúbicos y ha beneficiado durante sus 27 meses de trabajo, desde Octubre 1º de 1912 a Diciembre 21 de 1914, un total de 1.850,000 yardas cúbicas a un costo de alrededor de 12 centavos por yarda cúbica.

El dragado en Alaska

Desde los trópicos al Artico es un viaje bastante largo, y los costos de dragado en el norte son mucho mayores que los del trópico, debido a que las estaciones son más cortas, a que el terreno se hiela y a otras dificultades.

Los costos de las varias dragas del Yukon Gold C° durante el año 1913, variaron de 21.16 a 33.79 centavos por yarda, y el costo más alto para deshielar el terreno fué de 18.36 centavos oro. Aproximadamente un 75% de la grava se hiela.

Los costos de dragado en Alaska pueden decirse que varían de 20 a 30 centavos la yarda cúbica, aunque en algunos casos se dice que se han obtenido costos más bajos. Sin embargo, en todos los casos que ha observado el que subscribe, el costo actual no ha sido menor que el primero que se dió.

El dragado del Canal de Panamá

El costo medio total por yarda cúbica dragada en el Canal de Panamá fué de 26.77 centavos oro americano, en el que están incluidos todos los tipos de dragas y el costo total del trabajo, del mantenimiento de las dragas, del material, de la planta y de la Administración.

Durante el trabajo de excavar el canal, el material que extraían las dragas había que trasladarlo a lanchones y éstos había que remolcarlos de 4 a 10 millas para botar la grava a un desmonte permanente. La naturaleza intermitente del trabajo y la larga distancia a que había que transportar la grava han sido en parte causa del alto costo del trabajo.

La importancia de hacer pruebas antes de comenzar los trabajos en los lavaderos

Se comprende que debiera mencionarse la importancia de hacer un examen completo de los lavaderos antes de comenzar a explotarlos. La necesidad de hacer esto es una materia demasiado importante para que pueda discutirse en el espacio a nuestra disposición, pero puede decirse que para garantizar cualquier proyecto es necesario que el terreno contenga suficiente oro, que las condiciones de trabajo sean tales que aseguren un trabajo económico y que existan suficientes terrenos auríferos. La mayoría de los fracasos en la explotación de los lavaderos, lo mismo que en los otros ramos de la minería, se dehen al hecho de que no se ha llevado a cabo un examen completo por ingenieros competentes desde un principio. Aunque no hay excusa para que se repitan esta clase de equivocaciones en el futuro, es de esperar que algunos promotores preferirán, lo mismo que hasta ahora, "tirarse con los ojos cerrados" o darse por satisfechos con los consejos de gente incompetente.



SECCION CONSULTAS

Pregunta: Metalogenia de los minerales de Titano (Ti) y procedimientos metalúrgicos para la obtención del TiO_2 y Titano puro procedimientos industriales y ensayos que hasta hoy día se hayan hecho con el objeto de obtener el Titano en mayor escala. Los usos más importantes de este elemento.

FERNANDO SEPÚLVEDA
Casilla 1478.

Respuesta: Uno de los minerales de titano, la ilmenita, se encuentra con frecuencia en aquellos placeres de los cuales se extrae la monacita, pero en éstos se le considera como impureza. La ilmenita también se encuentra en ciertas vetas formadas a altas temperaturas y clasificadas por Lindgren como vetas de cobre y titano. El cobre se encuentra en la chalcopirita y el titano en varios minerales de los cuales el principal es la ilmenita. En algunos aspectos, estas vetas están estrechamente relacionadas a las pegmatitas.

De este tipo de vetas se encuentran algunas en Hereroland, Sud Africa. Se trata de vetas continuas en esquistos micáceos y las menas contienen pirita, chalcopirita, bornita y molibdenita, con ortoclasa, albita-oligocasa, rutilo, ilmenita, apatita, tourmalina y un poco de oro. Los minerales de titano también se encuentran algunas veces en yacimientos de contacto metamórfico. En un tipo que se encuentra en Cebolla, Colorado, figura el mineral raro perowskita ($Ca Ti O_3$) y granates con titano.

En el Estado de Virginia se encuentran yacimientos de rutilo. Según Watson y Taber, se trata de una roca clasificada como monzonita con cuarzo (gneissizada) que contiene un porcentaje alto de titano y fósforo. Los diques de gabbro de los alrededores son todavía más ricos en titano. La facies pegmatítica contiene 59% de TiO_2 y 12% de P_2O_5 . El rutilo y la ilmenita se concentran para la fabricación de electrodos para arcos voltaicos.

La ilmenita o mineral de hierro y titano ($FeTiO_3$) 0-31.6%, Ti-31.6%, Fe-36.8% se encuentra en muchos lugares del orbe en la forma de grandes masas de ilmenita asociada con la magnetita, la olivina, pyroxena y los feldespatos de cal y soda. Por medio de

análisis microscópicos se ha llegado a la conclusión de que la ilmenita y la magnetita son unos de los productos más tempranos en la diferenciación de los magmas y que se encuentran en casi todas las rocas básicas como gabbros, basaltos y diabasas.

En Wyoming se encuentra un dique de ilmenita casi pura de 80 metros de ancho con 23.5% de TiO_2 y 45% de Fe_2O_3 .

Ruff y Britzinger en 1923 prepararon el metal con una pureza de 82.8%, reduciendo el óxido con 30% de una aleación de Na-Ca. Cuando una sal como $K_2 TiF_6$ se calienta con aluminio o cualquier otro metal reductor en vacío se efectúa la reducción y la subsecuente volatilización de todas las sales y de los productos de la reacción. En algunos casos se ha preparado el metal puro en un horno eléctrico de inducción y de alta frecuencia en una sola operación. Se ha logrado reducir el $TiCl_4$ a $TiCl_2$ por medio de amalgama de sodio y de tal manera que el $TiCl_2$ no se evapora a 600° C. En el hierro fundido, el titanio actúa de igual manera que el silicio, pero con mucha mayor energía, favoreciendo la segregación del grafito de tal manera que sólo 0.10% de Ti produce el máximo de segregación. Según aumenta el % de Ti el grano del grafito se hace más fino y la compresión y la resistencia del hierro a la tensión aumenta, esta última en 50%. Más de un 0.50% de Ti no hace aleación con el Fe. El efecto favorable del Ti se debe a que se combina con el S, O, y N, y el metal así producido es menos atacable por los ácidos.

El acero para rieles tratado con Ti es más firme y más homogéneo que el tratado con silicio. En la manufactura de las planchas de acero para la fabricación del hierro estañado para envases, etc., el Ti aumenta la resistencia de la plancha contra la perforación por las frutas ácidas. Fahrenwald asegura haber encontrado una aleación que se presta como resistencia eléctrica, es resistente a la corrosión y que consiste de Fe con 10-25% de Cr. y 1 a 5% de Zr y Ti.

El TiO_2 se ha empleado para imprimir géneros y el $TiCl_4$ se emplea en los análisis cuantitativos de las anilinas.

El rutilo se emplea en las pinturas, en la industria de los enamels y para los electrodos de los arcos. El oxalato de K y Ti se emplea para teñir y en la manufactura de cueros.

Esto es todo lo que se sabe hoy día de este metal y de sus aplicaciones industriales.



SECCION SALITRERA**INVESTIGACIONES SOBRE EL NITROGENO**

POR

H. FOSTER HAIN Y H. S. MULLIKEN

*(Continuación)***EFFECTOS SOBRE EL COSTE AL CAMBIAR LOS MÉTODOS ACTUALES**

Queda por estudiar el posible efecto sobre los gastos de la consolidación y del trabajo en mayor escala y de los cambios de métodos en el tratamiento y venta del producto. Respecto a lo primero se puede establecer que a menos que el método de extracción sea radicalmente cambiado, para lo cual no hay muchas probabilidades, el coste por tonelada no puede ser afectado en mucho, ya que es en tan gran escala un coste de mano de obra. Hay pocos gastos generales que pueden reducirse. La consolidación y las plantas de elaboración más grandes exigirían el transporte del caliche en mayores distancias hacia las plantas centrales. Esto aumentaría en vez de disminuir los gastos de transportes. Actualmente el caliche es transportado económicamente a 40 kilómetros de distancia, y difícilmente se puede esperar que se consigan costes más bajos cuando se toma en cuenta el valor de las líneas colectoras provisionarias, la necesidad de cambiarles de sitio con frecuencia, y el hecho de que los lotes pequeños de manchas aisladas hay que recogerlos mediante ferrocarriles del tipo industrial, y aún mediante carretas si están a menos de 500 metros de distancia. Aún el ferrocarril principal de una compañía productora de salitre es necesariamente una construcción provisionaria o temporal que depende de un solo producto para sus ganancias. Es verdad que con la mejoría de los procedimientos se consigue trabajar caliches de menor ley, y por lo tanto se puede aprovechar mayor tonelaje de caliche por hectárea, lo cual hace esperar una disminución en el coste de transporte.

De los ítems que comprenden la administración y los gastos generales en la oficina, la mayor parte son directamente proporcionales al número de empleados, como son los gastos de agua potable, luz, policía, escuelas, distracciones y conservación de habitaciones. El rol de

suelos es en cierta parte independiente de la magnitud de la empresa, como parte de los gastos de hospital y otros ítems. Probablemente no más de la mitad de los gastos generales se reducirían, con la construcción de plantas mayores que de 3,000 toneladas por día, tomada aquí como base. Si esta mitad pudiera reducirse en la mitad, formando una reducción de un 25%, sería todo lo que parece razonable esperar.

Los gastos hechos después de que el salitre se ha producido y depositado en las canchas, listo para el embarque, sube a más que el total gastado hasta ese momento. Si aquí se pudiera hacer alguna gran reducción se tendría un campo extenso. Entre estos ítems el derecho de exportación es con mucho el mayor, subiendo comunmente a 62½% del total de los gastos secundarios. La cantidad total pagada efectivamente varía ligeramente, siendo fijada por la ley en 33.80 pesos oro chileno por tonelada métrica, y la razón entre el oro chileno y las letras en esterlino, se anuncia de tiempo en tiempo por decreto.

La cantidad total cobrada es grande y forma una pesada carga para la industria salitrera. Actualmente constituye alrededor del 40% de las entradas del gobierno chileno y en años anteriores ha constituido hasta el 80%. Ha sido posible para el gobierno recoger esta gran suma y hacer pesar la carga sobre el consumidor extranjero, porque el salitre constituye un monopolio natural de Chile. Las perturbaciones provocadas por la gran guerra, y el restablecimiento en el período siguiente, han hecho fijar la atención a la situación de inseguridad de todo gobierno que depende en tan grande parte de una sola fuente de entradas. La revisión de los impuestos ha sido muy discutida recientemente en Chile; pero, la elevación del impuesto en otras exportaciones, el cobro de un impuesto territorial, y del impuesto a la renta, o cualquiera otra medida que se adopte, no reducirá necesariamente el impuesto de exportación del salitre. El gobierno chileno, como sucede en otros países, ve que el coste de la vida aumenta. Muchas peticiones nuevas y pasadas se le hacen y existe la disposición de aumentar las entradas. La deuda pública ha aumentado y ha existido un déficit en el presupuesto de cada año desde 1918. Cualesquiera que sean las nuevas fuentes de entrada que se creen, parece que se mantendrá el impuesto de exportación del salitre mientras sea compatible con el mantenimiento de la industria.

CÓMO HA BENEFICIADO A CHILE EL IMPUESTO DE EXPORTACIÓN DEL SALITRE

Hay una fuerte y comprensible opinión respecto a que la existencia limitada de una riqueza natural, como es el salitre, no deberían salir del país mientras en su lugar no se cree algo adecuado que lo reemplace. Hay que recordar que con el producto del impuesto del salitre, Chile ha construido puertos, ferrocarriles y mejoras permanentes que

a lo menos tienen una capacidad productiva potencial, y ha contribuido al mismo tiempo a los gastos del gobierno, reduciendo con ello los impuestos generales que pesan sobre el pueblo y a lo menos en teoría, haciendo más fácil a cada ciudadano el crearse una posición y permitiendo establecerse a nuevas industrias. Mientras que las fuentes de entradas que comunmente tienen otros gobiernos han permanecido sin ser tocadas, y aunque es verdad que los chilenos han sido educados en la esperanza de pagar bajos impuestos, los recursos están allí y puede disponerse de ellos en caso necesario. Sería posible, si parece deseable o necesario, que el gobierno chileno abandonara la totalidad o una parte del impuesto salitrero. El aumento de impuestos aplicados en otras direcciones pasaría inevitablemente en parte a los productores de salitre y se reflejaría en el precio del salitre; pero el resultado neto sería una reducción substancial de este precio. No es probable que un cambio tan completo en los impuestos se haga hasta que sea necesario para retener un mercado para el salitre natural.

En tal evento, probablemente los chilenos encontrarán que es mejor suprimir el impuesto de exportación y cobrar a las compañías salitreras y a otras un impuesto sobre la renta, que abandonar por completo la región salitrera con todas las inversiones fijas en ferrocarriles, puertos y ciudades dependientes del salitre. Con fines prácticos, al considerar los precios futuros posibles, es suficiente notar que aquí hay un ítem que sube a \$ 10.46 por tonelada neta de salitre, una parte del cual puede desaparecer posiblemente con el tiempo.

FLETES FERROVIARIOS Y VALOR DEL EMBALAJE

El segundo ítem importante, entre los gastos secundarios, es el de los fletes ferroviarios, que suben a \$ 2 ó a 2.25 por tonelada neta de salitre. El salitre es transportado a la costa por varias vías férreas independientes, no todas de la misma trocha. Cada una trepa desde la costa con fuertes pendientes y la cantidad de carga que aprovecha cada una es pequeña. La cantidad de equipo disponible es inadecuado para una carga que pasó de tres millones y un cuarto de toneladas transportadas durante algunos años de la guerra. El mismo equipo, sirviendo un menor número de oficinas puede transportar más tonelaje, de modo que si la industria toma el camino de la consolidación y de la centralización sería posible reducir las tarifas de fletes ligeramente. Un menor número de puertos y un sistema de ferrocarriles consolidado bajaría los gastos, pero no es siempre posible rectificar errores del pasado y el actual sistema de numerosas líneas cortas que conducen directamente a la costa tiene la ventaja del transporte más corto y de menores capitales invertidos. Cuando concluyan las concesiones de varias líneas sería posible hacer mejoras. Actualmente el ferrocarril central, que pertenece al gobierno, transporta algún salitre con tarifas más ba-

jas que las cobradas por las líneas competidoras. Si se organizan los negocios salitreros en mayor escala, basados en el trabajo más barato de caliches de ley baja, se puede esperar algún descenso en las tarifas de fletes y una gran mejoría en el servicio; pero las contingencias que esto envuelve son demasiado inciertas para permitir que se intente calcular cualquier disminución.

Entre los ítems menores que entran en el coste secundario del salitre figuran los de sacos y ensacadura, y los del carguío en el puerto. Lo primero ha atraído la atención de tiempo en tiempo y se han hecho varios intentos de idear un método para cargar el salitre a granel. Para hacer esto hay dificultades, además de que faltan condiciones apropiadas en los puertos. El salitre no rueda libremente como el trigo y por eso no puede usarse bombas. Aun cuando es posible que se pueda mezclar alguna substancia con él para que ruede libremente, como se mezcla el almidón con la sal de cocina, no se conoce un material de que pueda disponerse a un coste aceptable. Si se hiciera algún ensaye a este respecto sería necesario encontrar algo barato y que fuera de suficiente valor para el último consumidor que pagara los gastos de transporte desde Chile. Todo esto reduce de tal modo las posibilidades que apenas vale la pena hacer sobre ello alguna consideración, y no existiendo una substancia apropiada para ser mezclada, el salitre a granel se endurecería y sería extremadamente difícil descargarlo del buque. Ha sucedido con el salitre ensacado cuando ha permanecido en los buques un tiempo muy largo, como sucedió en los primeros días de la guerra, que parte de los sacos se rompieron, siendo preciso picar el cargamento.

Otra proposición es que el salitre se haga briquetas, y se han efectuado algunos experimentos a este respecto. Sin embargo, el hacer briquetas es a lo menos tan caro como los sacos, y queda todavía el grave peligro de que las briquetas se solden entre sí. Además, no hay gran seguridad de que sea más económico el manejar las briquetas que los sacos.

Finalmente, el mayor uso del salitre y el que más aumenta es como fertilizante agrícola. Las cantidades que se compran son pequeñas y no hay ningún medio práctico de manejar el salitre en pequeñas cantidades que pueda compararse con la ensacadura. Por lo tanto, mientras una porción tan considerable se necesite al final colocarla en sacos, es seguramente más sencillo y más económico ensacar el salitre en la cancha que hacerlo en el punto de entrega.

Para la parte de salitre que va a la industria, en especial para la fabricación de explosivos, puede emplearse muy bien el carguío a granel cuando se entregan grandes lotes en un solo punto, con carga y descarga mediante palas mecánicas o aparatos semejantes. Esto requeriría equipos portuarios especiales y esto sólo hace improbable que el sistema sea aplicado en general. En Chile, hoy se embarca el salitre en 9 puertos, y en los Estados Unidos solamente es recibido regularmente

en 16. El número de puertos receptores en otros países es muy grande, y no es de creer que se instalen equipos especiales en muchos de ellos.

Hay varias ventajas que derivan del uso de sacos. Permite el transporte del salitre con los más simples y más variados equipos ferroviarios y marinos y evita las pérdidas por carencia de facilidades especiales. Mientras tan gran parte del salitre continúe siendo ensacado, esta parte determinará el precio del total y cualquier arreglo especial hecho para embarques a granel parece más apropiado a aumentar las ganancias de las empresas particulares que a afectar el precio que paga el agricultor.

Los puertos y las facilidades portuarias en la región del salitre son deficientes. La naturaleza no ha sido generosa en proveer de puertos el Norte de Chile, y el volumen de los negocios en cada puerto no ha sido suficiente para estimular la construcción de rompeolas o de malecones. Los buques se cargan y descargan mediante lanchas, y el sistema es lento y dispendioso. Es una obra ingenieril factible el construir diques a lo menos en unos pocos puntos, que permitirían la carga y descarga directa. Con una mayor centralización de la industria y con el aumento en la producción de las diversas compañías, la inercia que ha impedido que esto se efectúe, será, sin duda, vencida con el tiempo. Las ventajas de acortar el viaje de los buques, conseguiría en cierto grado compensar los mayores fletes marinos que han de venir con el progreso del mundo hacia el bienestar económico, pero la cantidad que se economice, la que en todo caso sólo se conseguiría con lentitud, no parece que igualará el aumento de fletes marinos que debe esperarse.

OTROS GASTOS DE TRANSPORTE

Entre los otros gastos que se hacen después que el salitre es transportado desde las oficinas, figuran los que origina su transporte desde el ferrocarril a las bodegas y a los buques. Esto incluye varios ítems pequeños que suman alrededor de \$ 1.40 por tonelada. Por esta suma los agentes del puerto atienden toda la rutina que implica el embarque y, además, representan a las compañías en las cuestiones legales y comerciales. En esto obtienen una utilidad pequeña, a la que agregan a menudo las de operaciones bancarias que efectúan prestando dinero a las compañías productoras que representan y vendiendo letras. Frecuentemente obtienen beneficios participando en la formación y colocación de las compañías nuevas que se organizan o en las empresas que aumentan sus negocios. Obtienen también una comisión ordinaria por la compra de las mercaderías que necesitan las compañías y conociendo los negocios generales de importación y exportación, encuentran las relaciones convenientes y provechosas de maneras diversas.

No todas las compañías emplean agentes en los puertos, algunas dirigen sus propias ventas y embarques por cuenta de la empresa. Para

una compañía importante esto le significa economía, pero para las pequeñas esto les resultaría gravoso. El sistema de tener agentes en los puertos se ha desarrollado a causa de que los propietarios no viven en la región y se comportan especialmente de manera que el capital británico encuentre oportunidades en la industria. Es posible que la suma pagada a los agentes de los puertos pueda ser ligeramente reducida en el caso de que la era supuesta de consolidación y producción en grande escala se realice. Sin embargo, la cantidad que por esto puede rebajarse no es suficientemente grande en sí misma para ser un factor de influencia. Alguien debe proporcionar bodegas, romanas, muelles, lanchas y remolcadores y alguien debe reunir y supervigilar a los trabajadores que descargan y cargan el salitre. Alguien debe atender a la multitud de detalles que se originan al cargar un barco, al pago del impuesto y de los fletes y, en muchos casos, alguien debe prestar dinero de tiempo en tiempo. Todos estos servicios se efectúan hoy por los agentes de los puertos y sea que se paguen salarios o comisiones, la cuestión es sólo un detalle. Los servicios habrá que pagarlos en cualquier caso.

Beneficios de la producción de salitre

Bastante se ha dicho para indicar claramente cómo la variación en el carácter y en el contenido del caliche influencia las ganancias, y también cómo, aparte de cualquier diferencia debida a la administración, es inevitable que con un precio uniforme algunas compañías obtengan grandes beneficios y otras prefieren cerrar y vender sus cuotas. Un productor considerable, la Compañía El Boquete, ha liquidado recientemente, y en el salitre, lo mismo que en otros campos mineros, hay varias propiedades abandonadas que marcan el fracaso de empresas ambiciosas. Es difícil obtener utilidades con economías de inversiones necesarias con cálculos basados en bases hipotéticas, tanto más cuanto que el costo límite estaba determinado. Sobre esta base la utilidad sobre amortización de capital con los métodos actuales sería de 15 a 20% anual, dependiendo la diferencia principalmente del curso del cambio y también de la habilidad y suerte con que se hayan elegido y comprado los terrenos. Un estudio de cinco compañías inglesas importantes mostró una ganancia media de 15% sobre el capital invertido. Sin embargo, este último ha sido en parte diluido, aunque también es cierto que las compañías británicas que han pagado grandes dividendos, 40% y más, han tenido la ventaja de poseer terrenos ricos comprados muy temprano. Sería difícilmente correcto el considerar los aumentos de capital como enteramente nominales. En parte han representado una legítima acumulación y reinversión de capital. En la región del salitre se considera comunmente que una justa utilidad es a lo menos de ls. 3d. por quintal español, o sea alrededor de \$ 7 por

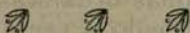
tonelada neta, fuera de lo que precisa pagarse por amortización. Ya se ha demostrado que a menos que se obtengan \$ 6, es preferible no trabajar y vender la cuota.

UTILIDADES OBTENIDAS POR LAS COMPAÑÍAS CHILENAS Y BRITÁNICAS

En el año salitrero de 1920-21 nueve compañías inglesas, que tenían un capital en conjunto de \$ 17.000.000, vendieron 600.000 toneladas de salitre con una utilidad de \$ 6.500.000, es decir, cerca de \$ 11 por tonelada. Aparentemente la utilidad fué de 38%; pero la amortización declarada con cargo a cada tonelada de producción era mucho más baja que el valor real de las oficinas, en tanto que el valor de las acciones en el mercado se aproximaba a lo que podía ser el valor de las oficinas.

La sociedad chilena más grande es la Compañía de Salitres de Antofagasta, la que desde 1871 hasta 1922 inclusive ha producido 4.500.000 toneladas de salitre con una utilidad neta por tonelada de 43 pesos chilenos. Durante este período la razón entre pesos y dólares ha variado entre 3:1 y 8:1, pero si se toma 5:1, que fué el promedio para el decenio anterior a la guerra, se tiene una utilidad de \$ 8.60 por tonelada. Sobre esta base la utilidad neta durante 21 años ha sido 1.700.000 dólares por año, lo que corresponde a 40% sobre la capitalización media durante el período, reducida a dólares. La capitalización por tonelada de producto que aquí se toma es menos de la mitad de lo que indican los cálculos de amortización. Según esto la gran utilidad—40%—tanto de las compañías inglesas como de la chilena, que se estudian, parece que resultan de ser de las más antiguas, y no reflejan lo que hoy sería posible para nuevas empresas semejantes que se necesitará organizar para ensanchar la industria. El último costo es naturalmente el de control. Pero, si todas las expectativas antes discutidas sobre aumento de rendimiento y economías por trabajos en grande escala, se realizan, sería posible reducir o aumentar la producción y al mismo tiempo obtener utilidades que se aproximen a las obtenidas por los pioneers de la industria.

(Continuará).



COTIZACIONES

MINERALES Y METALES VARIOS EN NUEVA YORK (1)

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

- Aluminio.**—99%, \$ 0.28 la libra; 98%, 0.27.—Londres, 98% £ 118 tonelada de 2,240 libras.
- Antimonio.**—Standard en polvo a 200 mallas, \$ 0.17 a 0.19 la libra.
- Blenda.**—Precio medio \$ 53.29 por tonelada de 2,000 libras.
- Bismuto.**—\$ 2.65 a \$ 2.70 la libra en lotes mayores de 1 tonelada.—Londres 10 s. la libra.
- Cobalto.**—\$ 2.50 la libra de 97 a 98%.
- Mineral de plomo.**—Precio medio sobre la base de 80% de plomo \$ 110.
- Magnesio.**—99.9%, \$ 1 por libra.
- Molibdeno.**—99%, \$ 25 por kilo.
- Mercurio.**—\$ 78 a 83 por frasco de 75 libras.—Londres £ 12|5|0.
- Níquel.**—Electrolítico \$ 0.38. con 99.75% de ley.—Londres £ 170 a 175 por tonelada de 2,240 libras.
- Platino.**—Refinado, \$ 120 por onza; crudo \$ 115.—Londres £ 25 por onza.
- Radio.**—\$ 70 por mg. de radio contenido.
- Selenio.**—Negro en polvo, amorfo, 99.5%, \$ 2.15 por libra.
- Tungsteno.**—En polvo, 97% a 98%, \$ 1.20 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 \$ 20.50 a \$ 23.50; de Nueva Caledonia \$ 24.
- Mineral de manganeso.**—\$ 0.45 por unidad en la tonelada de 2,240 libras en los puertos, más el derecho de importación. Para productos químicos, en polvo, grueso o fino de 82% a 87% de MnO^2 , Brasileiro o Cubano \$ 70 a \$ 80 por tonelada en carros.
- Molibdeno.**—\$ 0.65 a \$ 0.70 por libra de MoS^2 , de 85% concentrado de alta ley \$ 11.50 a \$ 11.75. Shelita, \$ 11.50, de alta ley.

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

Mineral de tungsteno.—Por unidad, en Nueva York, wolframita, de alta ley \$ 11.50 á 11.75. Shelita, \$ 11.50, de alta ley.

Vanadio.—Mínimo 18% B²O⁵, \$ 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, \$ 400 a \$ 450. Crudo N° 2, \$ 250 a \$ 300, en fibras \$ 125 a \$ 200. Planchas de fibras de magnesia comprimidas \$ 75 a 115. Stock para techos \$ 50 a \$ 75. Stock para papel \$ 35 a \$ 45. Stock para cemento de \$ 8 a \$ 12. 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 incluídos.

Azufre.—\$ 15 a \$ 16 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, \$ 0.60 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: \$ 0.40 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% \$ 5.40, 70% \$ 3.50.

Flouspato.—En colpa, con no menos de 85% de CaF² y no más de 5% de SiO² \$ 16 a \$ 18.

Grafito.—De Ceylan de primera calidad, por libra, en colpa, \$ 0.08½ a 9. En polvo 3½ a 5. Amorfo, crudo, \$ 15 a \$ 35 por tonelada, en hojas N° 1 y 2 de \$ 0.12 a 0.30.

- Kaolina.**—f. o. b. Virginia, por tonelada corta, cruda N° 1, \$ 7. Cruda N° 2, \$ 5.50. Lavada, \$ 8. Pulverizada, \$ 10 a \$ 20. Inglesa importada f. o. b. en los puertos americanos, en colpa \$ 12 a \$ 20. Pulverizada \$ 45 a \$ 50.
- Magnesita.**—Por tonelada, f. o. b. California, calcinada en colpa, 85% MgO \$ 35. Calcinada y molida a 200 mallas \$ 42.50.
- Mica.**—Precios de Carolina del Norte, despojos, \$ 30 por tonelada neta en plancha, por libra calidad N° 1, clara $1\frac{1}{4}$ " \$ 0.07.— $1\frac{1}{2}$ " \times 2", \$ 0.18.—2" \times 2", \$ 0.25.—2" \times 3", \$ 0.60.—3" \times 3", \$ 1.00.—3" \times 4", \$ 1.60.—3" \times 5", \$ 2.00.—4" \times 6", \$ 2.40.—Molida a 60 mallas, \$ 65 por tonelada. A 140 mallas, \$ 125. En seco para techo, \$ 30. En seco para techos, a 160 mallas, \$ 70.
- Monacita.**—Mínimo de 6% de ThO², \$ 120 por tonelada.
- Potasa.**—Cloruro de potasa de 80 a 85% sobre base de 80% en sacos, \$ 34.55. Sulfato de potasa de 90 a 95% sobre base de 90%, \$ 45.85. Sulfato de potasa y magnesia, 48 a 53%, sobre base de 48% \$ 26.35. Para abono de 30%, \$ 19.03. Para abono de 20% \$ 12.55.
- Piritas.**—Española, por tonelada de 2,240 libras c. i. f., en los puertos de los Estados Unidos, tamaño para los hornos, \$ 0.13. En colpa, \$ 0.12.
- Sílice.**—Molida en agua y flotada, por tonelada f. o. b. Illinois a 400 mallas, \$ 31; a 325 mallas, \$ 25; a 250 mallas, \$ 19; a 200 mallas, \$ 20; a 100 mallas, \$ 8.
- Cuarcita.**—En el Canadá de 99% SiO², \$ 3 por tonelada neta; Arena para fabricar vidrios, \$ 2 a \$ 2.25 por tonelada; para ladrillo y moldear, \$ 2 a \$ 2.25.
- Talco.**—Por tonelada, en sacos de papel de 50 libras, molido a 200 mallas, extra blanco, \$ 11 a \$ 12, más el saco. A 180 mallas medio blanco, \$ 10.50 a \$ 11.50, más el saco.
- Tiza.**—f. o. b. Nueva York, por libra, inglesa, muy liviana \$ 0.05. Doméstica, liviana \$ 0.04 $\frac{1}{4}$ a \$ 0.04 $\frac{1}{2}$. Por tonelada en cantidades \$ 5 a 5 $\frac{1}{2}$.
- 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%, \$ 0.03 por libra, f. o. b. Florida; pulverizado, \$ 0.07, por libra, f. o. b. Florida.

OTROS PRODUCTOS

- Nitrato de soda.**—\$ 2.47 a \$ 2.50 por cada 100 libras en los puertos del Atlántico.
- Oxido de arsénico.**—(Arsénico blanco) \$ 0.05, por libra, entregado.
- Oxido de arsénico.**—(Arsénico blanco) \$ 0.03 $\frac{3}{4}$ por libra, entregado. Francés, sello blanco, \$ 0.12.

Sulfato de cobre.—\$ 0.045 a 0.0475 por libra.

Sulfato de sodio.—\$ 0.80 a \$ 1.30 por 100 libras f. o. b. fábrica, por tonelada en Nueva York.

LADRILLOS REFRACTARIOS

Ladrillo de bauxita.—\$ 140 a 145 por M. en Pittsburg Pa.

Ladrillos de cromo.—\$ 45 a \$ 48 por tonelada neta f. o. b.

Ladrillos refractarios.—Calidad superior \$ 43 a \$ 46 por M. en Ohio, Kentucky FF. CC. Pennsylvania Central. Ladrillos de 2° clase, \$ 35 a \$ 40.

Ladrillos de magnesita.—De 9" derechos \$ 65 a \$ 68 por tonelada neta, f. o. b. en las fábricas. Quemados por completo, \$ 40 a \$ 42 por tonelada neta, en Chester Pa; \$ 29 a \$ 31 en Washington.

Ladrillos de sílice.—\$ 40 a \$ 42 por M. en Pennsylvania; \$ 48 a \$ 52 Alabama; \$ 49 a \$ 51 en Indiana.

PLATA

DÍAS	Londres 2 meses onza standard peniques	Valparaíso kilo fino \$ m/cte.
Octubre 1.º.....	32 ¹² / ₁₆	179.09
> 15.....	32 ² / ₄	178.43

COBRE

QUINCENAL EN CHILE

DÍAS	A bordo \$ m/c. por qq. m.		
	Barras	Ejes 50 %	Minerales 10 %
Octubre 1.º.....	221.05	96.58 Escala 221 cents.	11.62 Escala 126½ cents.
> 15.....	219.09	95.63½ Escala 219 cents.	11.51½

SEMANAL EN NUEVA YORK

Días	Centavos por libra	Días	Centavos por libra
Octubre 3.....	14½		
> 10.....	14½—14½		

DIARIA EN LONDRES

DÍAS	£ por tonelada		DÍAS	£ por tonelada	
	Contado	3 meses		Contado	3 meses
1.....	61. 12. 6	62. 10. 0	12.....	62. 7. 6	63. 5. 0
2.....	61. 17. 6	62. 15. 0	13.....	62. 10. 0	63. 7. 6
5.....	61. 12. 6	62. 10. 0	14.....	62. 7. 6	63. 7. 6
7.....	61. 7. 6	62. 5. 0	15.....	62. 0. 0	62. 17. 6
8.....	61. 5. 0	62. 2. 6			
9.....	62. 2. 6	63. 0. 0			

CAMBIO Y RECARGO DEL ORO

DÍAS	\$ m/c. por £	£ por oro 18 d.	Recargo del oro %	DÍAS	\$ m/c. por £	£ por oro 18 d.	Recargo del oro %
1	39. 60	13. 20	197. 20	13	39. 60	13. 20	198. 30
2	39. 40	13. 20	197. 20	14	39. 60	13. 20	198. 20
4	39. 40	13. 20	197. 00	15	39. 60	13. 20	197. 50
5	39. 20	13. 20	197. 20				
6	39. 40	13. 20	197. 50				
7	39. 40	13. 20	197. 50				
8	39. 60	13. 20	197. 30				
9	39. 40	13. 20	197. 20				

SALITRE

1º Octubre.

Se ha notado una mejor demanda por salitre durante la pasada quincena y las ventas registradas por la Asociación de Productores para entregas Oct./Nov./Dic. suben a 172,600 toneladas para exportación al extranjero, y m/m. 600 toneladas para el consumo en la costa. La cantidad máxima fijada para la venta se ha tomado totalmente hasta Noviembre. No hemos oído decir de lotes de reventa que hayan cambiado de manos.

El mercado europeo se cotiza firme, pero inactivo. Ventas de poca importancia para entregas prontas se han hecho de £ 11.16.0 a £ 11.3.6 según región y para entregas durante la primavera a £ 12.4.0 en Francia, y £ 11.19.0 en Bélgica y Holanda.

Lo exportado durante la primera quincena de Septiembre fué de 895,550 qtls. méts. comparado con 1.150,100 qtls. méts. exportado durante el mismo período el año pasado.

El mercado de fletes ha progresado durante la quincena bajo revis-

ta, debido a que las Compañías de la carrera han subido el espacio. Para el Reino Unido o Continente espacio para Octubre no puede conseguirse ahora a menos de 22/- y 23/- según destinos. Una regular cantidad de tonelaje se ha contratado por Compañías de la carrera para Dic./Enero a 23/-, 23/6 y 24/6 el último tipo, incluyendo puertos holandeses. La cotización nominal actualmente para posiciones declaradas este año, y, también, para Febrero es de 25/- para Burdeos/Hamburgo, y 24/6 para Havre/Hamburgo. Para puertos norte de España se han registrado fletamentos a 25/-, para Santander para Octubre y 26/- es lo que se pide actualmente para embarque Noviembre. Para el Mediterráneo espacio por Compañías españolas para Octubre se han hecho de 22/6 a 22/3 para Cádiz y Barcelona. Para Málaga/Génova la cotización nominal para Nov./Dic. es de 26/- a 27/- según el número de puertos de descarga.

Para Estados Unidos Galveston/Boston el mercado también está más firme y vapores de ocasión para embarque Nov./Dic. no pueden conseguirse a menos de 4.25 dollars. Compañías de la carrera han aceptado 4 dollars para lotes chicos cubriendo de Octubre a Diciembre y podrían, posiblemente, repetir el negocio por lotes chicos. Para Enero a Junio próximo año se pide 4.75 dollars para New York directo. Para la costa Occidental el precio para Oct./Nov. y Nov./Dic. es siempre de \$ 4.25 amer. para San Francisco y San Pedro y puertos de costumbre en Puget Sound.

15 Octubre.

La demanda por salitre ha decaído algo durante la quincena. La Asociación de Productores ha efectuado ventas, el total para Octubre siendo a 11,000 toneladas y para Diciembre de 57,500 toneladas, para el consumo en la costa ha vendido 550 toneladas, siendo el precio más bajo que puede obtenerse de 20/8 por quintal métrico. Las reventas son imposibles por el momento.

El mercado europeo ha continuado tranquilo sin alteración alguna, pero cierra firme.

La producción durante Septiembre fué de 2.067,448 qtls. méts. con 42 oficinas trabajando, demostrando un aumento de 214,450 qtls. méts. comparado con Septiembre de 1924 cuando trabajaban 89 oficinas.

El total exportado durante Septiembre fué de 1.549,182 qtls. méts. comparado con 2.172,056 qtls. méts. exportado durante el mismo mes el año pasado.

La producción y exportación de los primeros nueve meses durante los últimos cuatro años, se compara como sigue:

1922	Producción	986,424	qtls. méts.	Exportación	1,124,280	qtls. méts.
1923	»	1,553,864	»	»	1,414,659	»
1924	»	1,852,998	»	»	2,172,056	»
1925	»	2,062,448	»	»	1,549,182	»

Ha continuado mejorando el mercado de fletes desde nuestra última revista. Para Reino Unido o Continente se ha ofrecido 23/6 por exportadores de salitre para embarcar durante Octubre, pero Compañías de la carrera se mantienen a 24/. Para Noviembre se han hecho negocios a 24/6 para Dunkirk/Hamburgo. Espacio por Compañías de la carrera embarque en Diciembre para Ardrossan se han tomado a 26/- y actualmente para Havre/Hamburgo embarque Dic./Enero, la cotización nominal es de 25/6 a 26/-. Para puertos del Atlántico norte de España el precio para cualquier posición hasta fin de año es de 28/-. Para el Mediterráneo Málaga/Génova embarque Nov./Dic. hay pedidos a 26/6. Las Compañías de la carrera no tratan negocios a menos de 28/-.

Para Estados Unidos Galveston/Boston el mercado queda sin cambio y se dicen de haberse fletado vapores de ocasión de \$ 4.- a \$ 4.25 según el número de puertos de descarga para embarcar durante Nov./Dic. Compañías de la carrera podrían aceptar \$ 4.- dollars para embarque pronto para New York, pero para embarque más adelante este año se mantienen a \$ 4.25 y para los primeros seis meses del año próximo \$ 4.75. Para la costa Occidental el precio ha bajado para embarque durante Octubre debido a que hay mucho espacio disponible y las Compañías de la carrera aceptarían \$ 3.75 para este destino y \$ 4.- dollars para Nov./Dic. para San Pedro, San Francisco y puertos en Puget Sound.

CARBON

1º Octubre.

No ha habido movimiento en la demanda durante la pasada quincena y las ventas se han limitado a lotes en camino de poca importancia. Los mercados extranjeros están firmes, debido, principalmente, a que los fletes han subido.

Aún no se han cableografiado cotizaciones para Cardiff Admiralty List. West Hartley por vapor salida Agosto se ha vendido a 37/- Para salida el 10 de Septiembre, esta clase se puede obtener a 36/6 y para posiciones más adelante 30/- a 36/-.

Australiano las mejores clases han bajado algo y un cargamento por vapor Oct./Nov. se podría obtener a 39/- con oferta firme.

Americano Pocahontas o New River también está firme y no se puede obtener a menos de 34/- por vapor salida Oct./Nov.

Nacional de Coronel y Schwager harneado, se cotiza de 37/- a 38/- f.o.b. puertos salitreros.

15 Octubre.

El mercado de carbón ha estado paralizado durante la pasada quincena.

Cardiff Admiralty List continúa sin cotización. West Hartley en camino se ha vendido a 36/- para puertos salitreros. Este mismo carbón se ofrece a 35/6 para embarque en Octubre por vapor y a 35/- para Nov./Dic. también para puertos salitreros.

Las mejores marcas de Australiano por velero o vapor salida Nov./Dic. se cotiza a 39/- y 40/- para cualquier puerto en la costa.

Americano Pocahontas o New River la cotización no ha variado y se ofrece a 34/- para salida Noviembre por vapor para puertos salitreros, pero podría aceptarse menos con una contra oferta.

Nacional Schwager harneado, se cotiza de 37/- a 38/- f.o.b. según puerto de descarga.

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

PRECIO DE COMPRADORES.—MES DE OCTUBRE

COMPAÑIAS	Valor de la acción		DÍAS							
	Pagado	Nominal	9		16		23		30	
			Santiago	Valparaíso	Santiago	Valparaíso	Santiago	Valparaíso	Santiago	Valparaíso
ORO										
Dichas.....	\$ 40	..	36½	37	43½	43½	41	40½	45	44½
Minera.....	5½	6	..
Vacas.....	5½
PLATA										
Al Fin Halladas.....	\$ 5	1½	1½
Condoriaco.....	\$ 10	7½
Caylloma.....	sh 5	sh 5	3½	3½	..
María Fca. Huanuni.....	1½	..	2
Tres Puntas.....	\$ 5	1½
COBRE										
Aconcagua.....	8	..	9	..	8½	..
Bronces.....	4½	4½	4½	..
Disputada.....	\$ 20	..	33	34	..	33	..

COMPAÑÍAS	Valor de la acción		DÍAS							
			9		16		23		30	
	Pagado	Nominal	Santiago	Valparaíso	Santiago	Valparaíso	Santiago	Valparaíso	Santiago	Valparaíso
ESTAÑO										
Carolina.....	£ 1		13½							
Cerro Grande.....			55	55½	52½	53½				
Chacaltaya.....	\$ 50		33	33½	32					31
Colquiri.....	\$ 5			12	11½	11½	10	9½		
Fortuna de Colquiri.....			15½		18		17½			
Kala-Uyu.....	£ 1		42½	42½			42½	42½	43½	
Kumurana.....	£ 1		37	38½	35½		32	34½	33	
Kelluani.....					15		16½	17½	16½	
Marta.....							0 80		1	
Morococala.....	£ 1		63½	63	62	62	60½		61	
Oploca.....	£ 1		177		178		175			
Patiño.....	£ 1		322	325			318	320	309	
Salvador.....	sh10			4½						
Santo Cristo.....	£ 1						3	3	3½	
CARBÓN										
C. de Ponce.....							1			
Lebu.....	\$ 50		5½				6			
Minera Industrial.....	\$ 80						26½	26½	26½	27
PETROLÍFERAS										
Cacheuta.....									0.10	
Rafaelitas.....									1½	
SALES POTÁSICAS										
Potasa.....									4½	
SALITRERAS										
Peñón.....									39	
Perfeti.....	£ 1		12½	12½	13½	12½			7½	
Tocopilla.....			435			96	96		95	

Sociedad Nacional de Minería

Casilla núm. 1807 — SANTIAGO — Moneda 759



Obras en venta:

Estadísticas

<i>Egaña.</i> —Informe anual sobre las minas de Chile en 1803.....	\$ 5.00
<i>Hermann, Alberto.</i> —La producción en Chile de los metales y minerales más importantes, de las sales naturales, del azufre y del guano, desde la conquista hasta fines de 1902.....	5.00
Estadística Minera de Chile.—Volumen I. Año de 1903.....	5.50
» » » — » II. » de 1904-1905....	6.50
» » » — » III. » de 1906-1907....	agotada
» » » — » IV. » de 1908-1909 ...	6.50
» » » — » V. » de 1910.....	6.50

Padrones de Minas

Padrón General de Minas de 1897.....	\$ 5.00
» » » de 1899.....	5.00
» » » de 1905.....	5.00
» » » de 1911-1912.....	5.00
» » » de 1913-1914.....	5.00
» » » de 1914-1915.....	5.00
» » » de 1915-1916.....	5.00
» » » de 1916-1917.....	5.00

Carbón

<i>Brüggen, Dr. J.</i> —Informe sobre las exploraciones geológicas de la región carbonífera del sur de Chile.....	5.00
<i>Brüggen, Dr. J.</i> —Los carbones del valle longitudinal y la zona carbonífera al sur de Curanilahue en la provincia de Arauco.	5.00

<i>Brüggen, Dr. J.</i> —Las regiones carboníferas de Los Alamos y del norte de la provincia de Arauco.....	\$ 5.00
<i>Brüggen, Dr. J.</i> —La formación de los carbones de piedra y especialmente de los chilenos.....	4.00
<i>Brüggen, Dr. J.</i> —Informe sobre el carbón submarino en la costa de la provincia de Arauco.....	1.50
<i>Brüggen, Dr. J.</i> —Informe sobre el carbón de la Ternera (Copiapó).....	5.00
<i>Schneider, Julio.</i> —Descubrimiento de la hulla en Chile.....	1.50
<i>Gandarillas, Javier.</i> —La producción y consumo del carbón y su influencia en el desarrollo económico de las naciones.....	5.00
<i>Lemaitre, Eduardo.</i> —Zonas Productivas del sistema carbonífero de las Provincias de Concepción y Arauco, volumen IX del Congreso Chileno de Minas y Metalurgia, texto y atlas.....	15.00

Cobre

<i>Ugalde, Nicolás.</i> —Preparación mecánica de los minerales de cobre nativo del Lago Superior (E. U.).....	1.00
<i>Sundt, F. A.</i> —Proyecto para la instalación de un establecimiento de beneficio de minerales de cobre con una capacidad anual de 6,000 toneladas de cobre fino.....	1.00
<i>Avalos, Carlos G.</i> —Garantía Fiscal para un establecimiento para tratar minerales de cobre y apartado electrolítico.....	1.00
<i>Gandarillas, Javier.</i> —Bosquejo del estado actual de la industria minera del cobre en el extranjero y en Chile.....	3.00
<i>Díaz Ossa, I.</i> —Química práctica de las fundiciones de cobre.....	6.00
<i>Sundt, F. A.</i> —Ensayes de oro, plata, plomo, estaño y cobre. 2. ^a edición.....	3.00
<i>Concha, A.</i> —Procedimiento para extraer el cobre de los minerales por medio del cloruro ferroso.....	1.00

Hierro

<i>Gandarillas, Javier.</i> —La Industria Siderúrgica y las minas de hierro, Volumen I del Congreso Chileno de Minas y Metalurgia.....	10.00
--	-------

Geología y Mineralogía

<i>Brüggen, Dr. J.</i> —Bibliografía Minera y Geológica de Chile.....	10.00
<i>Sundt, Lorenzo.</i> —Volumen I.—Estudios geológicos y topográficos del Desierto y Puna de Atacama... Volumen II.—Estudios geológicos y mineralógicos del Desierto y Cordillera de Atacama.....	7.50 7.50
<i>Orrego Cortés, A.</i> —Estudio Geológico e Hidrológico de las provincias de Tacna y Arica.....	3.00
<i>Sundt, F. A.</i> —Monografías Mineras y Metalúrgicas.....	5.00
<i>San Román, Francisco.</i> —Desierto y cordilleras de Atacama, Volúmenes I, II, i III.....	25.00
<i>Brüggen, Dr. J.</i> —Informe sobre el Agua Subterránea de la región de Pica.....	6.00