

BOLETIN MINERO

BOLETIN MINERO

DE LA

Sociedad Nacional de Minería

SANTIAGO DE CHILE

Sociedad Nacional de Minería

SUMARIO

A nuestros lectores
 El color en 1925
 El premio
 Umanzú, por Fernando Ramírez
 Accidentes en preparación
 El costo de construcción y operación de plantas de independencia, por T. Acuña
 El uso del zinc concentrado en las minas por G. M. Brown
 La fundición concentrada de cobre en un convertidor, por E. J. Longworth
 Las vetas de Casapalca, por W. L. Woodhead
 Sociedades mineras — Introducción. El lavado de carbona por el sistema de
 Batallón y su concentración de las

PUBLICACION MENSUAL

A NUESTROS LECTORES

Año XLI—Vol. XXXVII

Con el presente número...
 el Boletín a su 42º año de existencia.
 A la par de la minería ha tenido también una vida azarosa, llena de vicisitudes, con períodos de opulencia y pobreza, pero siempre con su espíritu fuerte y robusto, sin dejar de llevar a cabo sus labores en voz de consuelo, su consejo alentador.

...a la falta de las...
 a la mezquindad que han usado para con el Fisco y el Erario Fiscal como el belibato de los números.
 El Supremo Gobierno ha tenido a bien este año aumentar su presupuesto. Solo falta que los números de utero en su benevolencia y su protección para que el Boletín pueda cumplir su programa de mejoramiento y...

De su labor ha de...
 el juicio público...
 solo nos agrumbe...
 sus defectos y a llamar la...
 con a que ellos se han...

...nuestro...
 ...la misma...

Santiago de Chile
 Soc. Imp. y Lit. Universo
 Agustinas 1250

BOLETIN MINERO

DE LA

Sociedad Nacional de Minería

PUBLICACION MENSUAL

Año XXI—Vol. XXXVII

Escuela de Geología
Soc. Imp. y Lit. Universo
Avenida 12 de Octubre 1250

1952

BOLETIN MINERO

DE LA

Sociedad Nacional de Minería

SANTIAGO DE CHILE

SUMARIO

A nuestros lectores.....	3
El cobre en 1924.....	6
El arsénico.....	9
Chañarcillo, por Fernando Benítez.....	10
Artículos en preparación.....	15
El costo de construcción y operación de plantas de concentración, por F. Benítez.....	17
El uso del aire comprimido en las minas, por O. M. Brown.....	26
La fundición de concentrados de cobre en un convertidor, por F. J. Longworth.....	31
Las vetas de Chañarcillo, por W. L. Whitehead.....	34
SECCIÓN CARBONÍFERA.—Introducción.—El lavado de carbón fino por el sistema de la flotación y su concentración en mesas.....	41
IDEAS PRÁCTICAS PARA MINAS.—Sifón para sacar agua de una mina.....	49
SECCIÓN CONSULTAS.....	50
BIBLIOGRAFÍA.....	51
PRECIOS DE MATERIALES PARA MINAS.....	53
COTIZACIONES.....	58

A NUESTROS LECTORES

Con el presente número entra el BOLETÍN a su 42º año de existencia.

A la par de la minería ha tenido también una vida azarosa, llena de vicisitudes, con períodos de opulencia y pobreza, pero siempre con su espíritu fuerte y robusto, sin dejar de llevar jamás a los mineros su voz de consuelo, su consejo alentador.

De su labor ha de ocuparse el juicio público y a nosotros solo nos incumbe referirnos a sus defectos y a llamar la atención a que ellos se han debido

exclusivamente a la falta de recursos, a la mezquindad que han usado para con él, tanto el Erario Fiscal como el bolsillo de los mineros.

El Supremo Gobierno ha tenido a bien este año aumentar su presupuesto: Solo falta que los mineros le otorguen su benevolencia y su protección para que el BOLETÍN pueda cumplir el programa de mejoramiento y de divulgación que desde hoy se propone realizar.

La política que ha de seguir el BOLETÍN es la misma que le mar-

caron sus fundadores y al efecto vale la pena recordar algunos párrafos del Editorial del primer número, que vio la luz pública el 15 de Diciembre de 1883:

«Su programa es el programa de la Asociación: servir los intereses generales de la minería.

«Con este fin es indispensable estudiar primero cual es la condición actual de la industria y cuales sus necesidades mas urgentes.

«Fiel intérprete de las opiniones de la Sociedad, este BOLETÍN resumirá las aspiraciones de su Directorio, que, a su vez, se empeñará siempre en traducir con exactitud las del gremio de industriales cuyos intereses trata de impulsar.

«En general, las cuestiones que se estudien serán entregadas a la publicidad como base de discusión y a fin de procurar el acuerdo de la mayoría de las opiniones.

«Una rigurosa exactitud en los datos que se publiquen será prenda segura de acierto en las deducciones que de ellas se hagan.

«Las noticias y revistas mineras de las diversas localidades serán escritas por correspondientes miembros de la Sociedad y procuraremos sean tan variadas y exactas como sea posible.

«Como garantía de seriedad exigiremos al pie de estas noticias la firma de sus autores.

«No teniendo esta publica-

ción propósitos de lucro, todo nuestro afán se encaminará a que, propendiendo al mejoramiento y progreso de la industria minera, sirva también de lazo de unión entre todos los que la cultivan y dedican a ella su energía, su inteligencia o sus recursos.

«Y esta Sección no será la menos interesante si atiende a que, en el día, lo aleatorio de las empresas de minas está en razón directa de la ignorancia de los empresarios y en razón inversa de los métodos científicos que en ella se emplean. Los principios científicos son la base de toda industria estable, y en nuestra esfera de acción les rendiremos el debido homenaje».

A pesar de haber transcurrido 42 años desde que los párrafos que acabamos de transcribir se redactaron conservan todavía su palpitante actualidad. Al leerlos parece que hubieran sido escritos ayer para despertar los adormilados entusiasmos de algunos.

Hacia mucho tiempo sin embargo, que el Directorio aspiraba dar al BOLETÍN otro rumbo, no en su política, que seguirá siendo inquebrantable la que le trazaron sus fundadores, sino en su lectura e informaciones, para poder llenar de la manera más completa posible el rol que una revista de la índole de la nuestra está obligada a desarrollar en épocas que, como esta en que vivimos, son de vida y progreso intensísimos. Los descubrimien-

tos y avances en los diversos sistemas de explotación de minas y procedimientos metalúrgicos son tan continuos; los progresos en la geología, especialmente en la economía, son tan rápidos que la necesidad de mantener al ingeniero en la práctica activa de la profesión y aislado del mundo en su mina al corriente de estos progresos ha creado una serie de magníficas publicaciones técnicas que mantienen al profesional en contacto con todos los últimos descubrimientos que una legión de verdaderos sabios especialistas llevan a cabo día a día en los laboratorios de las grandes Universidades e Institutos Técnicos del mundo entero o con aquellos métodos que la práctica, maestra insustituible, le sugiere al profesional en su trabajo diario en la mina o en la planta de beneficio o al geólogo en el estudio de los yacimientos.

La enorme alza que después de la gran guerra han alcanzado todas las materias primas que el BOLETÍN requiere para su publicación, no habían permitido al Directorio dar a esta Revista el sello moderno y de palpitante actualidad que sus congéneres norteamericanos y europeos habían ya alcanzado hace mucho tiempo. A la ayuda y buena voluntad del Gobierno debemos que esta aspiración, por tanto tiempo sentida por nosotros, haya

podido convertirse en viviente realidad. Gracias a ello el BOLETÍN entra desde hoy a una nueva etapa en su ya larga vida que esperamos sea de fructíferos y óptimos beneficios para nuestra minería. La Redacción del BOLETÍN tiene el firme y decidido propósito de hacer de esta publicación, la Revista minera mejor informada del habla española. No se nos oculta cuán larga y dura es la tarea en que estamos empeñados, cuán grandes las dificultades y prejuicios que tendremos que vencer y que no será obra de un día sino el resultado acumulativo de años de labor tesonera y constante, pero con la fé inquebrantable del minero, siempre listo a sacrificar largos años de ruda labor para dar con el ansiado filón, flor de sus ensueños, así nosotros estamos dispuestos a no cejar en nuestros propósitos hasta conseguir el resultado que nos proponemos. Para lograr este fin en el menor espacio de tiempo posible esperamos contar con la ayuda decisiva de todos aquellos que, a través de toda la extensión de la República, se interesan por el auge y bienestar de la minería. A todos, pues, los que en Chile tienen cariño por nuestra industria favorita pedimos su adhesión más entusiasta, su concurso más decidido, su ayuda generosa y desinteresada.

EL COBRE EN 1924

El Geological Survey de los Estados Unidos acaba de publicar su informe anual sobre el estado de la industria del cobre en el año que acaba de terminar. Este estudio, completísimo como todos los del docto Instituto americano, no puede ser más favorable y optimista para la industria cobrera en general. Muchos de los datos son de palpitante actualidad para nuestros productores del metal rojo, por lo que creemos de interés el transcribir de dicha publicación los puntos de mayor importancia.

En primer lugar y como factor más favorable para la industria figura el alza gradual pero sostenida que ha tenido el cobre, que de $12\frac{1}{2}$ centavos oro americano que tuvo en Enero llegó hasta 15 centavos en Diciembre pasado. Este precio se ha sostenido y no hay indicios de descenso, sino por el contrario tendencia al alza, desde el momento que la situación financiera en Europa en general y en Alemania en particular tiende a normalizarse, gracias a la adopción por la República Germana del plan de Dawes y a la vuelta al padrón de oro. Otro factor favorable a la industria es la disminución del stock acumulado en las refinerías, etc., que es más reducido en la actualidad que hace un año y esto a pesar de

que la producción de hierro y acero o sea el barómetro de la industria minera, metalúrgica y constructora, ha marcado una altura menor que en 1923. En 1924 la producción de los Estados Unidos aumentó en 160,000 toneladas cortas (de 2,000 libras), mientras que la exportación y el consumo doméstico aumentó en 175,000 toneladas o sea un mayor consumo que producción de 15,000 tons. Por lo tanto las cifras referentes a la producción de hierro y acero y las del cobre no están de acuerdo con las de los años anteriores, pues, mientras el consumo de cobre acrecentó en mayor proporción que la producción; en la industria del acero sucedió todo lo contrario, desde que en 1924 hubo una producción menor de 7.000,000 toneladas con respecto al año 1923, es decir 37.500,000 contra 43.500,000 en 1923. Estas cifras de la producción del acero y del cobre sugieren un aumento en la razón del cobre producido sobre el hierro, aunque las cifras de un sólo año están sujetas a la influencia de demasiados factores circunstanciales para que se puedan hacer juicios definitivos sobre ellos. Sin embargo, no cabe duda alguna que ha habido una tendencia bien marcada a un mayor consumo de cobre y como consecuencia a un precio más alto.

Como causales de mayor precio del cobre en 1924 se sugieren las siguientes:

1.º El bajo precio del metal que estimuló el consumo.

2.º El gran desarrollo que han adquirido las industrias eléctricas especialmente la electrificación de los ferrocarriles en muchos países europeos, que como Suiza, han ido de una manera directa y total a ella.

Este aumento en la razón del consumo del cobre sobre el hierro ha sido oscurecido en el período post-guerra en que todavía estamos sumidos por la absorción gradual de los desperdicios de cobre y bronce que dejaron las industrias bélicas y que las de la paz no han podido consumir todavía.

A continuación transcribimos algunos de los párrafos más importantes del report:

«La producción del cobre en 1924 rompió todos los records establecidos si exceptuamos los de los años de la gran guerra. La producción doméstica, estimando la del mes de Diciembre, fué de 1,628.000,000 lbs. comparada con 1,435.000,000 en 1923, o sea un aumento de 13% sobre dicho año. La producción de Diciembre calculada por las fundiciones de cobre fué de 137.000.000 de libras o sea un término medio mayor que en los otros once meses del año.

La producción de cobre nuevo refinado proveniente de las minas de los Estados Unidos fué de 1,764.000,000 de libras en 1924, comparada con 1,464.000,000 de

libras en 1923. Esta cifra ha sido obtenida con los datos actuales de la producción de los once primeros meses del año y calculando la de Diciembre.

En 1924 la producción de cobre nuevo refinado proveniente de las minas nacionales y extranjeras fué de 2,293.000,000 lbs.; comparada con 1,980.000,000 en 1923. Además de la producción de cobre nuevo refinado, se produjeron alrededor de 136 millones de libras de cobre «secundario» en las refineries, comparado con 131 millones de libras en 1923, y por lo tanto la producción total de cobre en 1924 fué de 2,429 millones de libras, y 2,111 millones en 1923».

Importaciones y exportaciones

Las importaciones de cobre en bruto durante los primeros once meses de 1924 según los datos del Bureau of Foreign & Domestic Commerce, fueron de 706.127,651 libras; comparadas con 676.473,338 en todo el año de 1923 y 541.013,220 libras en 1922. Las importaciones de cobre en los primeros once meses de 1924 fueron por consiguiente mayores que en ningún otro año.

Las exportaciones de cobre aumentaron considerablemente durante los primeros once meses de 1924, y fueron más altas que los de ningún otro año, si se exceptúa el de 1917. Las exportaciones en Diciembre no serán probablemente lo suficientemen-

te grandes para que las cifras de 1924 pasen las de 1917. Las exportaciones en los primeros once meses de 1924 alcanzaron a 1,018 millones de libras, comparadas con 829 millones de libras en 1923.

Los stocks en las refinerías han disminuído

Los stocks de cobre refinado en las refinerías de los Estados Unidos el 31 de Diciembre de 1924, según cálculos de las refinerías, fueron alrededor de 247 millones, comparadas con 264

millones el 31 de Diciembre de 1923. Los stocks de cobre «blister» en curso de refina, en las fundiciones en tránsito a las refinerías y en las refinerías mismas el 31 de Diciembre de 1924 según los cálculos de las fundiciones y refinerías fué de 405 millones de libras en lugar de 432 millones el 31 de Diciembre de 1923.

La cantidad de cobre primario refinado consumido en el país fué de 1,452 millones de libras comparadas con 1,301 millones en 1923 y según la distribución que sigue:

	1923	1924
Producción de cobre refinado oriundo de minas nacionales.....	1.462,000	1.764,000
Producción de cobre refinado oriundo de minas extranjeras.....	516,000	529,000
Importación de cobre refinado (estimada para el mes de Diciembre de 1924).....	161,000	152,000
Stocks de cobre nuevo refinado el 1.º de Enero de 1925.....	216,000	264,000
Exportación de cobre refinado (en barras, lingotes, etc.).....	792,000	1.010,000
Stocks el 31 de Diciembre.....	264,000	247,000
Total.....	1.056,000	1.257,000
Total retirado para el consumo doméstico..	1.301,000	1.452,000

* * *

EL ARSENICO

El fuerte descenso que experimentó el arsénico en el año que acaba de terminar ha sido uno de los mas duros desengaños que han experimentado los mineros en estos últimos tiempos y especialmente aquellos que se habían dedicado al cateo y preparación de minas con minerales arsenicales.

El Geological Survey de los Estados Unidos hace poco publicó un completo y muy interesante estudio sobre el arsénico y en el cual analiza las causas que han motivado la baja en el precio del metaloide. Por considerar que las conclusiones a que los autores llegaron en su interesante informe pueden tener sumo interés para muchos de nuestros suscriptores hemos hecho un resumen de dicho trabajo que es de palpitante actualidad.

La producción mundial de arsénico rompió todos los records anteriores en el año 1924 y este resultado se debió al gran consumo producido por la necesidad de salvar la cosecha de algodón de la grave amenaza del parásito (boll-weevell). Las nueve compañías productoras de arsénico en los Estados Unidos que enviaron datos de su producción al Geological Survey arrojaron un tonelaje de 14,500 toneladas cortas (de 2,000 libras). El precio medio obtenido fué de 9 centavos oro americano la libra de arsénico blanco o refi-

nado o sea, de \$ 1,80 moneda corriente el kilo. La importación de arsénico blanco en los Estados Unidos ascendió en 1924 a 9,000 toneladas cortas.

La mayor parte del arsénico importado por los Estados Unidos provino de México; pero Alemania, Japón, Bélgica, Inglaterra, Canadá, China, República Dominicana y Australia también enviaron su cuota en el orden indicado.

Las necesidades de los Estados Unidos

El tonelaje total de arsénico blanco comprado en 1924 fué de 23,000 toneladas cortas, el que se pagó a razón de 9 centavos oro americano la libra. Los principales consumidores fueron los productores de insecticidas y los fabricantes de vidrio. La mayor parte (65%) del arsénico producido en Estados Unidos se obtuvo directamente por la tuesta de minerales arsenicales y un 24% como subproducto de las fundiciones de cobre.

El distrito con la mayor producción de arsénico en el año 1924 fué Gold Still, en el distrito de Clifton, estado de Utah; que produjo más de 40,000 toneladas de minerales arsenicales.

PRECIOS.—El precio del arsénico blanco varió bastante en 1924 y

fluctuó entre $13\frac{1}{2}$ centavos oro americano en Enero; $11\frac{3}{4}$ en Marzo hasta descender a $8\frac{1}{4}$ la libra en Junio y Julio.

En Octubre llegó a bajar hasta $6\frac{1}{2}$ centavos y continuó alrededor de este precio hasta fin de año. El mercado no se presenta mejor para el año que comienza por razón de que los compradores no quieren hacer ofertas más altas que de $6\frac{1}{2}$ a 7 centa-

vos, debido a los rumores que corren referentes a que en los Estados Unidos hay grandes stocks en reserva.

Estos stocks existen indiscutiblemente, pero, son sólo una pequeña proporción de las cantidades que se requieren todos los años para hacer frente a las demandas industriales y agrícolas de los Estados Unidos en compuestos del arsénico.

CHAÑARCILLO

POR FERNANDO BENÍTEZ

El autor de estas líneas ha tenido un gran placer en traducir este trabajo de Mr. Whitehead, que es, en su opinión, una de las completas y científicas monografías que se han publicado en los últimos años sobre asientos mineros de plata.

Por lo acabado del trabajo, sobre todo en la difícil cuestión de los reemplazamientos; por la claridad y concisión de la exposición y más que nada por el alto espíritu de investigación científica en que se llevaron a cabo todos los trabajos, la monografía de Mr. Whitehead, estoy seguro de ello, será considerada de aquí en adelante, como el estudio clásico por excelencia, sobre el famoso mineral de Chañarcillo. Mr. Whitehead es un miembro distinguido del Geological Survey de los Estados Unidos que, sin duda alguna, es el servicio geológico que cuenta con el personal más competente y la organización más perfecta del mundo.

Entre los geólogos del Survey han figurado hombres que, como Lindgren, Emmons, Kemp, Spurr y Winchell labraron su reputación, hoy universal, gracias a sus eminentes trabajos en el Servicio Geológico. Como dice Mr. Whitehead en el prólogo de su artículo el estudio de los minerales de Chañarcillo se comenzó en los laboratorios del Instituto of Technology de Massachusetts, donde se estudió bajo el microscopio el origen de los minerales y la secuencia de su deposición. Luego, sigue diciendo Mr. Whitehead, se presentó la oportunidad de

visitar el mineral, donde se llevaron a cabo los estudios sobre el terreno.

Es verdaderamente admirable el espíritu de investigación que animó al autor a venir a Chañarcillo, mineral ya casi exhausto y que no ofrecía ninguna expectativa de lucro, para llevar a cabo un estudio de índole netamente científica.

La geología de Chañarcillo es en muchos aspectos, particularísima y de difícil interpretación, debido a que los mantos de calizas, donde las vetas hicieron beneficios y los mantos de tobas, donde no los hicieron, se suceden con una regularidad casi desconcertante y a que las zonas de oxidación, de enriquecimiento y primaria no eran continuas como en la totalidad de las vetas de plata, sino que estaban fortuitamente limitadas por esos mantos estériles de tobas llamados por los mineros primer Panizo Verde (de 50 metros de espesor). Ahuesado (145 metros), Constancia (30 metros) y segundo Panizo Verde (70 metros). Por ejemplo, en el norte del mineral, en las minas llamadas del alto, por ocupar la parte más elevada del cerro de Chañarcillo, la zona de oxidación con los halógenos de la plata se halló en los mantos de calizas de la Descubridora y los minerales secundarios a profundidades que variaban entre 160 y 300 metros. En las minas del bajo la zona de oxidación se encontró en los mantos de calizas conocidos por los nombres de: Negro y Cenizo (el manto de la Descubridora ha sido aquí destruído por la erosión) pero la zona de enriquecimiento secundario se encontró en esta parte del mineral a profundidades que fluctuaban entre 350 y 400 metros, es decir, a mucho mayor hondura (entre 100 y 200 metros) más que en las minas del Alto.

Por lo tanto, la zona de enriquecimiento secundario en el norte o alto del mineral, tiene un espesor que varía entre 40 y 65 metros y en el sur del mineral entre 120 y 150 metros; y se encuentra por lo general, en todo el mineral, en el segundo manto de calizas. El mineral primario y sin alterar, se encuentra debajo del Ahuesado en los mantos llamados del Delirio y Azul en el Bajo y del Cinco en Dolores 1.^a, etc. En el norte del distrito este mineral primario se encuentra a profundidades que varían entre 200 y 350 metros y en el sur en las pertenencias de San Francisco y Dolores 1.^a, a profundidades que varían entre 450 y 500 metros.

Como muy bien dice Mr. Whitehead, la profundidad a que se encuentra el mineral primario en Chañarcillo, está íntimamente relacionada con la estratigrafía de las rocas sedimentarias y se puede enunciar una ley general a este respecto y es que el mineral primario se encuentra en todo el asiento en el tercer manto de calizas a partir de la superficie.

Esta serie de circunstancias hizo que los primeros ingenieros y geólogos que estudiaron el mineral, en una época en que se puede

decir que la geología económica no existía, se equivocaron totalmente, al querer establecer teorías con respecto al origen de las vetas; a que las conclusiones a que llegaron estuvieran asimismo igualmente erróneas. Hoy día se ve que las ideas de Domeyko y aún de Moesta estaban equivocadas, pues la teoría del primero de que todos los asientos platíferos de Chile: como Arqueros, Agua Amarga, Tres Puntas, Algodones, Lomas Bayas, Chañarcillo, Cerro Blanco, Caracoles, etc., se encuentran ubicados en una formación de contacto que sirve de separación a las formaciones de la costa y a la de los Andes no tiene base alguna pues, en primer lugar, esa roca o formación de contacto no existe en la realidad. Por lo que se refiere a Moesta, si bien su estudio es admirable, sobre todo a lo que se refiere a la mineralogía; su teoría de que la plata de las vetas de Chañarcillo debe su origen a una secreción lateral que la lixivió de las rocas encajantes, no tiene hoy día ningún partidario. No es de extrañar, pues, que si hombres de la talla de Domeyko y Moesta se equivocaron sobre el origen de las vetas de Chañarcillo, también lo hicieran los ingenieros y mineros que trabajaron o estudiaron el mineral. Estas equivocaciones y al mal entendido a que dieron lugar han sido la causa de que se hayan botado inútilmente muchos millones de pesos, no sólo en Chañarcillo, sino también en muchos otros asientos mineros de Chile. Lo que pudiéramos llamar la "Teoría de Chañarcillo", es decir, que era suficiente que una veta de plata entrara a un panizo favorable para que hiciera beneficios ha sido fatal para la minería de plata de Chile. Según esta teoría, tan familiarizada hoy en nuestro país, por desgracia, y que es necesario desterrar para que se abran paso los modernos conceptos que con la ayuda del microscopio y de la química experimental, ha sentado la geología económica como verdaderos. Cuando una veta de plata se broceaba o empobrecía, no había más que seguirla en hondura, sin tomar en cuenta la estratigrafía del terreno o si el empobrecimiento se debía a haber alcanzado la zona primaria que en muchas de las minas chilenas es demasiado pobre para ser explotada, aún con sistemas modernos, en espera de encontrar un panizo favorable, real o imaginario y que en casi la totalidad de los casos no se alcanzaba nunca.

Es verdaderamente extraordinaria la poca atención que se ha prestado en Chile en los informes mineros a los otros factores, de tanta importancia como la naturaleza del panizo o roca encajante y que contribuyen a que una veta sea explotable o no y especialmente al enriquecimiento secundario. Uno de los factores de mayor importancia, no sólo en las vetas de plata, sino también en las de cobre, es la mayor o menor extensión vertical y ley de la zona de enriquecimiento secundario. En el informe de Mr. Whitehead se verá que las zonas de oxidación y enriquecimiento secundario fueron las únicas verdaderamente ricas en el mineral de Chañarcillo y que la zona

hipógena o primaria no tuvo en este mineral sino una importancia económica muy secundaria. En contraposición con la generalidad de las vetas de cobre la zona de oxidación de las vetas de plata de Chañarcillo fueron las más ricas de todas, aun más que las de enriquecimiento secundario, pero este fué un fenómeno que Mr. Whitehead ha resuelto y explicado tan admirablemente en su trabajo que no creemos necesario comentarlo en este artículo por lo que recomendamos su estudio en el original.

Según Whitehead, los factores de mayor importancia que afectaron los clavos de mineral, fueron los siguientes, en el orden indicado:

1.º EL PANIZO.—Este factor es hoy día tan reconocido, no sólo en Chile, sino en otros países mineros, que, como decíamos anteriormente, ha recibido quizás demasiada importancia o mejor dicho, debido a este factor que ha obscurecido los otros, no se le ha dado al resto la importancia que merecen.

2.º CRUZAMIENTOS DE LAS VETAS O CRUCEROS.—Este factor es tan universalmente admitido en la minería de nuestro país que no necesita repetición. Ha tenido importancia no sólo en el mineral de Chañarcillo sino también en otros minerales de plata de Chile como Tres Puntas, en las minas Al Fin Hallada, Fortuna e Ituna.

3.º DIQUES.—Whitehead ha sido el primer geólogo en dar importancia a los diques en la mineralización de las vetas de Chañarcillo y llama la atención al hecho constatado de que algunas de las áreas que produjeron mejor metal en Chañarcillo se encuentran encerradas en bloks cuyos límites los formaban los diques.

4.º PLIEGUES.—Como el origen de las fisuras donde se formaron las vetas está íntimamente relacionado con los pliegues, es obvio que éstos tienen que tener importancia en la localización de los valores.

Relación mineralógica y secuencia de la deposición.

En el metal primario la calcita y la barita fueron los minerales que se depositaron primero. Formando una segunda generación se encuentra a la pirita, blenda, calcopirita y galena; la tercera etapa está representada por la arsenopirita y el cuarzo y en la cuarta se depositaron la tetrahedrita, pearcita, proustita, polibasita y pirargirita. Durante la primera etapa del enriquecimiento la estefanita, pearcita, polibasita, estromeyerita y argentita reemplazaron a los minerales más tempranos y luego la plata nativa y la discrasita se desarrollaron en gran abundancia debido especialmente al reemplazamiento de la calcita y por el relleno de oquedades.

La zona de oxidación está caracterizada por el desarrollo amplio de los óxidos de hierro, de la cerargirita, embolita y yodirita. A este último mineral se le encuentra a mayor hondura que a los demás. Los halógenos reemplazan a la plata nativa y a la discrasita, pero también a los sulfuros y a la calcita. La argentita y la plata nativa en enriquecimientos locales debido a reacciones oxidantes reversibles completan el ciclo de reemplazamientos y estos minerales vuelven de nuevo a reemplazar a los halógenos.

En cuanto a los procesos supógenos, o sea, a las alteraciones y enriquecimientos producidos en las vetas por las soluciones superficiales descendentes, Mr. Whitehead llama la atención al hecho de que si no hubiera sido por los ricos clavos de mineral encontrados en las zonas de oxidación y enriquecimiento, es difícil que se hubieran podido explotar las vetas. También hace resaltar el hecho de que en Chañarcillo se ha explotado muy poco mineral de origen primario, lo que nos ofrece un marcado contraste con las minas de plata mexicanas. Debido al enriquecimiento secundario las leyes aumentaron de 2 y 5 kilos por tonelada a 3.5 y 8 kilos y en la zona de oxidación, leyes entre 3 y 5 kilos, aumentaron a leyes que se median en tantos por ciento de plata!

Por lo que se refiere al porvenir de Chañarcillo, Mr. Whitehead no es muy optimista y expone su parecer con una claridad y sinceridad dignas de encomio. Después de pagarle un tributo de admiración al minero chileno, en todo lo que se refiere a lo completo de sus reconocimientos y exploraciones; hecha agua fría a las expectativas que hay en Chile de que con exploraciones a mayor profundidad, Chañarcillo vuelva a recobrar su antiguo esplendor. Mr. Whitehead dice al respecto que "basándose en consideraciones geológicas, esa esperanza no tiene base". Sin embargo, añade a renglón seguido, que "existe la posibilidad de que con una consolidación de todos los intereses mineros y con una administración que ejecute una serie de exploraciones económicas, se pueden descubrir clavos de metal que sirvan de base sólida para una empresa minera". Por mi parte, añadiré que estas posibilidades de encontrar mineral se han reducido considerablemente, por lo menos en lo que respecta en la tercera región en las minas del alto. Después que Mr. Whitehead hizo su visita a Chañarcillo que fué en el verano de 1917, dos Compañías chilenas, La Exploradora de Chañarcillo y Lomas Bayas y la de Santa Rita, han conducido prolijas investigaciones en las cuales la primera gastó cerca de 100,000 libras esterlinas y la segunda sumas considerables, pero cuyo monto no podemos precisar, sin que en ninguno de los dos casos se haya tenido el menor éxito que diera esperanzas para seguir adelante con las exploraciones. El autor siente el tener que dar su opinión decididamente contraria a que se prosigan trabajos exploratorios en la tercera región de Chañarcillo y en este sentido lamenta

ir contra las esperanzas que algunos mineros de Copiapó todavía alimentan con respecto al más famoso de sus minerales de plata; pero al más elemental deber de sinceridad profesional lo obligan a hacerlo aun en bien de la misma provincia de Atacama, digna por muchas razones de mejor suerte que la que le sonríe hoy día.

En estos últimos años, se han gastado estérilmente en esta provincia, muchos millones de pesos en minas de plata a causa de malos informes geológicos. La provincia de Atacama cuenta todavía con buenos yacimientos que sólo están esperando una buena selección y una administración inteligente y económica para que surjan y por lo tanto, considero irracional invertir más capitales, tan necesitados para explotar otros yacimientos que ofrecen muchas mejores expectativas de éxito en viejas minas de plata ya exhaustas ante la luz de la ciencia, de la razón y del sentido común. El autor de estas líneas escribe con pleno conocimiento de causa, habiendo estudiado toda la literatura que existe sobre Chañarcillo; habiendo discutido el problema bajo todos sus aspectos con muchos de los ingenieros familiarizados con el mineral y conociendo bien a Chañarcillo. Alguien podrá objetar que todavía queda parte de la tercera región o sea, la zona primaria, por explorar en las minas del Bajo, hoy completamente inundadas. A esta objeción contestaré: ¿Cuáles son las expectativas de éxito que esa zona ofrece? ¿Responderían las probabilidades de encontrar mineral explotable a los grandes sacrificios financieros que se necesitarían para esclarecer este punto de una vez por todas? Decididamente creo que no y por eso he hablado con claridad y sin ufemismos. Chañarcillo pasó a la historia y es locura el querer hacerlo revivir.



ARTICULOS EN PREPARACION

El **BOLETÍN MINERO** tiene en preparación los siguientes interesantes artículos que se empezarán a publicar en breve:

Teoría y práctica de la cianuración, por **O. M. BROWN** (original).

El empleo de camiones y tractores en el transporte de minerales por **FERNANDO BENÍTEZ** (original).

Las últimas teorías sobre la formación de las vetas, por **O. M. BROWN** (original).

El Mineral de Arqueros, por **OSCAR PEÑA Y LILLO** (original).

Informe sobre el estado de la minería en la provincia de Coquimbo, por J. KUNTZ (original).

El por qué del alza en el precio del plomo y del zinc, por FERNANDO BENÍTEZ (original).

El muestreo y cubicación de un yacimiento con la sonda de diamantes, por S. J. NOEL.

La ley de accidentes del trabajo, por GABRIEL VALLE O. (original).

El costo de la fuerza motriz en Chile, por EDMUNDO DELCOURT (original).

La volatilización clorurante de minerales complejos (traducción).

Las fallas y su resolución matemática, por FERNANDO BENÍTEZ (original).

La hidrometalurgia del Cobre.—1.º La lixiviación por el ácido sulfúrico; La práctica en: a) Chuquicamata; b) Ajo, Arizona; c) Utah Copper Co.—2.º Lixiviación por el amoníaco: a) Kennecot Copper Co.; b) Calumet and Heckla, Lake Michigan; c) Rhodesia, por F. BENÍTEZ.

Las posibilidades de Muscle Shoals, por PHILLIP N. MOORE (traducción).

El impuesto de importación al cobre, por F. W. PAINE (traducción).

Los resultados de las pruebas de laboratorio y su relación a las obtenidas en la práctica, por L. E. BOOTH (traducción).

El muestreo sistemático de una mina, por FERNANDO BENÍTEZ (original).

El impuesto a la importación del cobre, por P. E. BARBOUR (traducción).

El desarrollo y uso de los explosivos, por A. LAMOTTE (traducción).

Resumen de los principales yacimientos cupríferos de Chile, desde Tacna a O'Higgins, por FERNANDO BENÍTEZ (original).

Las minas más hondas del mundo, por T. T. READ (traducción).

La flotación diferencial de la blenda y de la galena, por C. CALLOW.

La instalación más adecuada para una mina chica, por FERNANDO BENÍTEZ (original).

La flotación de la calcopirita en una ganga pirítica, por C. CALLOW (traducción).

Profundización de piques verticales e inclinados con aire comprimido, por FERNANDO BENÍTEZ (original).

Por qué emigran al extranjero los capitales chilenos, por F. BENÍTEZ.

Las operaciones de la Chile Exploration Co. (Chuquicamata), por W. D. B. MOTTER (traducción).

La precisión en las mensuras de minas por FERNANDO BENÍTEZ (original).

La lixiviación de los minerales complejos de cobre (traducción).

La fundición de minerales de cobre en hornos reverberos, usando carbón pulverizado nacional, por F. BENÍTEZ (original).

La nueva planta de concentración de la Nueva Cornelia, en Ajo, Arizona, por H. KENYON BURCH, Ingeniero Consultor (traducción).



EL COSTO DE CONSTRUCCION Y OPERACION DE PLANTAS DE CONCENTRACION

POR FERNANDO BENÍTEZ,

A. R. S. M.; D. I. C.; A. I. M. M.

En Chile ya pasó a la historia la época de gran auge en la minería del cobre cuando se podían explotar los ricos yacimientos superficiales con sistemas rudimentarios y cuyos minerales soportaban los altos fletes ocasionados por el transporte en tropa o en carreta, largas distancias hasta la fundición, el ferrocarril o el puerto de embarque.

Hoy día son contadísimas las minas que pueden explotar cantidades, no ya grandes, sino aún medianas de minerales con leyes regulares que permitan hacer una explotación rudimentaria y que resistan un transporte largo y costoso. En la actualidad sólo nos restan:

1) Los grandes yacimientos llamados diseminados, con leyes que fluctúan entre 1.5 y 2% de cobre y a cuya explotación el capital chileno no puede hacer frente por los ingentes millones de pesos que hay que gastar para llegar a producir una barra de cobre, lo que, al cambio actual, significa una inversión de 400 a 500 millones de pesos moneda corriente.

2) Los yacimientos de regular tamaño y leyes medias, es decir, de 4% para arriba. Estos últimos se pueden dividir en tres clases principales:

- a) Yacimientos vírgenes con gran exceso de minerales oxidados;
- b) Yacimientos vírgenes con un tonelaje relativamente pequeño de minerales oxidados (entre 10 y 15% del tonelaje total); y
- c) Minas antiguas que tienen tonelajes apreciables de minerales sulfurados en desmontes, atierros y mineral EN SITU, que no fué explotado por ser sus leyes demasiado bajas.

Como los minerales que pertenecen a la primera categoría tienen que ser beneficiados exclusivamente por sistemas hidrometalúrgicos, bien sea lixiviando con ácido sulfúrico o por medio del amoníaco, se ha dejado su tratamiento para un artículo especial, en que se analizará la práctica más moderna en Chuquicamata, Ajo (Arizona) y en la Utah Copper Company que trabajan con ácido sulfúrico; y Kennecott Copper Co., Calumet and Hecla y Bwana M'Kubwa, en Rhodesia Africa del Sur, que lixivian por medio del amoníaco. La hidrometalurgia tiene un campo muy vasto en toda la zona norte del país, desde Taltal hasta la provincia de Coquimbo, donde existen muchos yacimientos de grande y mediano tonelaje con minerales oxidados o de color que no se pueden concentrar por medio de la separación hidráulica, que está basada en la diferencia de densidad que existe entre los minerales y la ganga cuando a ambos se les muele y suspende en un medio más liviano que es generalmente el agua. Los minerales de cobre oxidados o de color, abundan en las minas del norte porque debido a la aridez del clima en esa región la oxidación es más rápida o progresa con la misma rapidez que la erosión y por lo tanto las zonas de oxidación alcanzan grandes profundidades. En el centro y sur del país por el contrario, las lluvias y la diferencia de temperatura son mayores y la erosión es mas rápida que la oxidación por cuya razón se destruye la zona de metales de color con la misma rapidez que los agentes oxidantes la van formando. En estas regiones, por lo tanto, es donde se encuentran minas que tienen sus zonas de enriquecimiento secundario y primario mucho más cercanas a la superficie, y son precisamente estas zonas las que producen minerales sulfurados de cobre como la calcocita, la bornita y la calcopirita que, teniendo una mayor densidad que la ganga que los acompaña, se pueden concentrar por gravedad o separación hidráulica; o que, valiéndose de la preferencia adhesiva que tienen por los aceites minerales o vegetales se pueden concentrar por flotación, que hoy día es el procedimiento más eficiente (90 a 96% de rendimiento efectivo) más barato, más simple y más conveniente de los conocidos, hasta el punto de que en la actualidad se benefician anualmente más de 70 millones de toneladas de minerales por el sistema de flotación. Es, por lo tanto, el tipo de plantas de concentración más adecuada para estos minerales las que vamos a estudiar en el presente artículo y sobre todo el coste de su construcción, operación y coste de fuerza motriz y rendimiento.

Empezaremos a hacer el estudio de una planta de concentración por flotación de capacidad de 50 a 100 toneladas diarias, porque mi experiencia ya larga en Chile en esta clase de trabajos me indica que es la más apropiada para la mayoría de las minas de las regiones comprendidas entre las provincias de Atacama y O'Higgins y por las siguientes razones:

1.º La mayoría de los minerales están en estado de sulfuros y diseminados en grano o peca pequeña a través de la roca, por lo que es necesario moler fino y de una sola vez para separar al mineral de la ganga y obtener un buen rendimiento, (mayor de 90%).

2.º Con los metales en los cuales los minerales se encuentran en peca fina, hay necesariamente que emplear la flotación para obtener un rendimiento alto. Con la concentración por gravedad sólo se obtendría un rendimiento no mayor de 70% debido a la pérdida excesiva que se experimentaría en los lodos o lamas.

3.º La flotación nos presenta un sistema más simple para concentrar que el de gravedad, porque se evita la molienda y concentración en etapas, con su triste acompañamiento de molinos de cilindros, "tromels", maritatas o cribas; molienda más fina en molinos de bolas, más clasificación en arenas y lodos y la consiguiente concentración en mesas para arenas como la Wilfley, Butchard, Deister, etc., y mesas para lodos ("slimers"), como Frue Vanners, Deister Slimer, James, etc. Con la flotación y molienda en una sola etapa, también se evita por completo el sistema de elevadores, de triste recordación para todos aquellos que han tenido que ver con este tipo de máquinas auxiliares; pues se pueden usar bombas de arena para elevar la pulpa.

4.º Con la flotación, aún moliendo al mismo grado de fineza, se pueden obtener concentrados de mucha mayor ley que concentrando por gravedad, lo que es una gran ventaja cuando hay que pagar fletes altos hasta la fundición o puerto de embarque.

5.º Una planta de flotación cuesta aproximadamente lo mismo que una de gravedad y produce un concentrado de mayor ley. La planta de flotación es más elástica y permite tratar metales que se diferencien mucho, no sólo en los minerales que los integran, sino también en la ganga, con sólo alterar el grado de fineza en la molienda (lo que se obtiene en 5 minutos aumentando o disminuyendo el agua en el clasificador y molino) y en otros 5 minutos cambiando los aceites y la naturaleza del circuito. (Acido, neutral o alcalino). En una planta de Catemu se llegaron a beneficiar minerales procedentes de 5 minas diferentes en un solo mes y con excelentes resultados.

6.º La planta de flotación ocupa menor superficie que una de gravedad, para un tonelaje dado, y necesita menos mano de obra, vigilancia y es mucho más simple de construir y operar.

TIPO GENERAL DE UNA PLANTA DE FLOTACION MODERNA

Planta de flotación para 50-75 toneladas de capacidad en las 24 horas (1)

	Peso en libras	Costo en Dollars.
1.—1 tolva de madera de 100 toneladas de capacidad.....	..	200
2.—1 compuerta para tolva de 18"×24".....	250	40
3.—1 alimentador automático tipo "Wall".....	600	180
4.—1 correa transportadora de 24"×10".....	900	300
5.—1 polea magnética con cara de 18".....	1,200	1,000
6.—1 parrilla de 4"×8" con abertura de 1".....	1,500	200
7.—1 chancadora Blake de 7"×10" ó 9"×15".....	13,000	1,500
8.—1 molino de bolas de 5'×4' ó 5'×5' Allis Chalmers, Marey o Hardinge 6'×22".....	50,000	6,900
9.—1 carga de bolas para idem.....	12,000	600
10.—1 clasificador Dorr Simplex 2' 3"×14' 8".....	3,500	1,350
11.—3 alimentadores para aceite Braun J. B. y C°.....	300	180
12.—1 máquina de flotación tipo M. S. S. de 12 cajones, movida por correas.....	12,000	4,500
13.—1 bomba Frenier para devolver repasos de 10"×54".....	600	330
14.—1 Asentador Dorr 18'×10' con puente de acero y estanque de madera (Redwood).....	15,000	2,200
15.—1 filtro Portland u Oliver 5' 4"×4'.....	5,800	2,400
16.—2 bombas centrífugas para agua de 1½".....	1,300	550
17.—1 bomba de vacío, estanque, etc., para el filtro.....	1,200	500
18.—1 bomba de diafragma.....	1,200	350
19.—1 juego de contra ejes poleas, etc., completo.....	8,500	1,200
20.—1 cancha de cemento para secar concentrados de 12 metros de largo por 4 de ancho.....	..	200
TOTAL.....	128,850	24,680

Planta de flotación para 100-130 toneladas de capacidad en las 24 horas

	Peso en Libras	Costo en Dollars
1.—1 tolva de madera de 200 toneladas de capacidad.....	..	400
2.—1 compuerta para tolva de 18"×24".....	250	40
3.—1 alimentador automático tipo "Wall".....	600	210
4.—1 correa transportadora de 24"×10".....	1,100	450
5.—1 polea magnética con cara de 24".....	1,500	1,200
6.—1 parrilla de 4"×8" con abertura de 1".....	1,500	200
7.—1 chancadora Blake de 15"×9" ó 20"×10".....	15,800	1,800
8.—1 molino de bolas de 6'×5'.....	56,000	8,000
9.—1 carga de bolas para idem.....	15,000	800
10.—1 clasificador Dorr Simplex 2' 3"×14' 8".....	3,500	1,350
11.—3 alimentadores para aceites Braun J. B. y Cia.....	300	180
12.—1 máquina de flotación tipo M. S. S. de 12 cajones, (movida por correas) (2).....	18,000	5,000
13.—1 bomba Frenier de 10"×54" para devolver repasos a la M. S. M.....	600	330
14.—1 asentador Dorr 18'×10'.....	15,000	2,200
15.—1 filtro Portland u Oliver 5' 4"×4'.....	5,800	2,400
16.—2 bombas centrífugas para agua de 2" (Krogh).....	1,500	700

(1).—Todos los datos referentes al peso y costo de la maquinaria, se deben a la gentileza de la Casa Allis Chalmers, Edificio Ariztía, 10.º piso.

(2).—Con engranajes costaría 7,200 dólares.

	Peso en Libras	Precio en Dollars
17.—1 bomba de vacío, estanques, etc.	1,200	500
18.—1 bomba de diafragma.	1,200	350
19.—1 contra-eje con polea, etc., completo.	12,000	1,800
20.—1 cancha para secar concentrados, de 20 metros de largo, por 4 de ancho.		200
TOTAL.....	150,850	28,110

Aparte de la maquinaria detallada en la lista, se necesitarían los siguientes accesorios:

Carros Decauville, hornos para secar muestras, dos muestreadores automáticos tipo Cole, canales para la pulpa, concentrados y relaves, cañería para agua, estanques para agua, etc.

Además se necesitarían los siguientes motores con sus correspondientes correas:

PARA LA PLANTA DE 50 toneladas

Un motor de 15 HP. para el alimentador, chancadora, correa transportadora, bomba Frenier, etc.

1 motor de 60 HP. para el molino.	
1 " " 30 " " la M. S. M.	
2 " " 3 " " filtro y asentador.	
2 " " 4 " " la bomba de agua.	
Total. 119 HP.	

PARA LA PLANTA DE 100 toneladas

Un motor de 25 HP. para el alimentador, chancadora, correa transportadora, bomba Frenier, etc.

1 motor de 110 HP. para el molino.	
1 " " 50 " " la M. S. M.	
2 " " 3 " " filtro y asentador.	
2 " " 5 " " la bomba de agua.	
Total. 201 HP.	

Los motores eléctricos están calculados con una sobre potencia suficiente para poner en marcha las diferentes máquinas con facilidad. Este es un punto muy importante sobre todo en el caso de los molinos y las máquinas de flotación que tienen una inercia muy alta, los primeros debido a su carga de bolas y las segundas por estar llenas de agua. En ninguna de las dos plantas se ha incluido un secador Lowden, por no ser necesario para estos tonelajes.

El costo de las plantas en dollars sería como sigue:

	50 toneladas	100 toneladas
Maquinarias.....	19,230 dollars	28,110 dollars.
Pozos para concentrados.....	300 "	
3 carros Decauville.....	330 "	440 "
Motores.....	2,200 "	3,840 "
150 metros de cañería.....	150 "	200 "
Líneas Decauville, etc.....	1,000 "	1,000 "
Correaje, etc.....	250 "	400 "
Total.....	23,460 dollars	33,990 dollar
Más 25% para erección.....	5,860 "	8,500 "
Total General.....	29,320 dollars	42,490 dollars.

Fuerza motriz

Se han seleccionado dos tipos por considerarlos los más convenientes y baratos en las actuales condiciones y para este tipo de plantas de concentración:

1.º Plantas hidroeléctricas; y

2.º Plantas de motores Diesel.

La planta hidroeléctrica se emplearía, por supuesto, donde hubiera posibilidad de hacerlo, por ser la fuerza más económica, pero mi experiencia me ha enseñado que en la gran mayoría de los casos el agua es lo que falta en Chile en las minas, no ya para construir plantas hidroeléctricas, sino aún para concentrar por flotación, en que se necesita una razón de agua a sólidos de 4 : 1 que en la práctica significa (con una recuperación de 60%) 80 metros cúbicos de agua en plantas de 50 toneladas/24 horas, y 160 metros cúbicos en la de 100 toneladas/24 horas. Como alternativa ofrecemos una planta de motores Diesel, cuyo combustible es barato, fácil de obtener en el país y que son hoy día, motores muy perfeccionados.

Planta de flotación para 250-350 toneladas de capacidad en las 24 horas

	Peso en Libras	Precio en Dollars
1.—1 parrilla de acero con abertura de 10".	3,000	450
2.—1 tolva de madera de 500 toneladas de capacidad.		1,000
3.—9 compuertas de acero de 24".	2,160	350
4.—9 alimentadores tipo de pared de 16" Allis Chalmers.	5,270	1,890
5.—3 transportadores de correas de goma o Scandinavian, de 18" de ancho, completos, (1 con polea magnética de 24" de cara (100 metros).	31,500	20,400
6.—1 parrilla de acero con abertura de 2" de 4'×10".	1,420	210
7.—2 chancadoras Blake estilo "B" de 20"×10".	31,200	3,700
8.—2 discos Symons horizontales, de 24".	17,000	5,400
9.—1 romana Merrick automática.		
10.—1 tolva de madera, de 250 toneladas.		500
11.—1 muestreador tipo "Cole" automático.		
12.—1 molino de bolas tipo Allis Chalmers de 8'×6' ó 1 Hardinge, cónico de 8'×36" o Marcy de 8'×6'.	10,240	12,850
13.—1 carga de bolas entre 2 y 5 pulgadas, para el molino, de acero cromo forjadas.	34,000	2,100
14.—1 clasificador Dorr de 6'×18' modelo "Duplex" pesado con estanque de acero.	13,800	4,300
15.—1 molino Allis Chalmers de 5'×8' (Ball-Peb) (sin diafragma).	45,800	6,300
16.—1 carga de bolas par el molino, de 1½", 2" y 3".	17,300	1,450
17.—1 clasificador Dorr de 6'×21' modelo "D" pesado.	14,850	4,600
18.—1 máquina de flotación tipo M. S. S. de 12 cajones con agitadores de 18" y cajón de 24" (de correa).	18,000	5,000
19.—3 alimentadores de aceite de flotación de Braun J. B. Co.	300	180
20.—2 bombas Frenier para arena de 10"×54" para devolver repaso a la M. S. M.	1,200	600
21.—1 muestreador automático tipo Cole para muestrear los concentrados.		
22.—1 asentador Dorr de 30'×10' con puente de acero y estanque de madera.	21,850	3,870
23.—1 filtro Oliver o Portland, de 8'×10' con estanque de acero, bom-		

	Peso en libras	Precio en dollars.
ba de vacío, bomba centrífuga de 1½" estanque de vacío, etc.	18,900	7,400
24.—1 bomba Dorr de diafragma de 3' con 4 diafragmas de respuest-to.	2,410	800
25.—1 secador Lowden, de 8'×30'.		
26.—2 bombas centrífugas Allis Chalmers tipo "H. S." para agua, de 2½"	2,200	930
27.—1 juego de contra-ejes completos, con poleas, etc.	10,000	6,700
28.—1 tolva de 40 toneladas para concentrados.		100
29.—1 romana para pesar concentrados.		
TOTAL.	297,400	91,080

Planta de flotación para 500-700 toneladas de capacidad, en las 24 horas

1.—1 parrilla de acero con abertura de 10"	3,000	450
2.—1 tolva de madera de 1,000 toneladas de capacidad.		1,750
3.—18 compuertas de acero de 24"	4,320	700
4.—18 alimentadores Allis Chalmers, tipo de pared, de 16"	10,540	3,780
5.—3 transportadores de correa de goma o Scandinavian de 18" de ancho, completos, (1 con polea magnética de 24" de cara) (150 metros de correa).	42,000	25,000
6.—1 parrilla de acero de 2" de abertura de 4'×10'	1,420	210
7.—2 chancadoras Blake de acero de 20"×10"	31,200	3,700
8.—2 discos Symons horizontales, de 24"	17,000	5,400
9.—1 romana Merrick, automática.		
10.—1 tolva de madera de 500 toneladas.		1,000
11.—1 muestreador, tipo "Cole", automático.		
12.—2 molinos de bolas tipo Hardinge, cónico de 8'×36" ó 2 Allis Chalmers de 8'×6' ó 2 Marcy de 8'×6'.	204,800	25,700
13.—2 cargas de bolas entre 2" y 5" para los molinos, de acero cromo espiral.	34,600	2,900
14.—2 clasificadores Dorr de 6'×18' modelo "D" pesado.	27,600	8,600
15.—2 molinos Allis Chalmers, de 5'×8' (Ball-Peb), sin diafragma.	91,600	12,600
16.—2 clasificadores Dorr de 6'×21' modelo "D" pesado.	29,700	9,200
17.—1 máquina de flotación tipo M. S. S. de 20 cajones con agitadores de 24" cajones de 30" y cañería de comunicación de 7" (1).	30,000	18,400
18.—6 alimentadores de aceite de flotación, tipo Braun J. B. C°.	600	360
19.—2 bombas centrífugas Krogh para arena, de 4" para devolver repasos a la M. S. M.	2,100	1,200
20.—1 muestreador automático, tipo "Cole", para muestrear los concentrados.		
21.—1 asentador Dorr de 40'×10' con puente de acero y estanque de madera (Redwood).	33,100	5,540
22.—1 filtro Oliver o Portland, de 12'×12' con estanque de acero, bomba de vacío de 14"×8", bomba centrífuga de 1½", trampa de agua de 16"×20", estanque de vacío de 20"×60".	29,000	8600
23.—1 bomba Dorr de diafragma de 4" con 4 diafragmas de respuest-to.	2,600	850
24.—1 secador Lowden, de 12'×36"		
25.—2 bombas Krogh, centrífugas, para agua, de 4"	2,100	1,200
26.—1 juego de contra-ejes completos con poleas, accesorios, etc.	12,000	11,000
27.—1 tolva de 80 toneladas de capacidad para los concentrados.		160
28.—1 romana para pesar los concentrados.		
TOTAL.	609,260	148,300

(1).—Con los agitadores movidos por engranajes.

Distribución de la Fuerza Motriz para la planta de 250-350 toneladas

Máquinas	HP. efectivos	N.º de motores	HP. Total efectivos	Tamaño de cada motor
2 chancadoras Blake.....	20	2	20	25
2 discos Symons.....	20	2	20	30
3 transportadores.....	4	1	4	5
1 molino Hardinge.....	120	1	120	150
1 Molino Allis Chalmers.....	70	1	70	80
1 máquina M. S. S.....	75	1	75	80
2 clasificadores.....	15	1	15	20
1 asentador.....	4	1	4	15
1 filtro y accesorios.....	20	1	20	20
1 secador Lowden.....	4	1	4	5
2 bombas de agua.....	10	2	20	10
1 transportador de concentrados.....	4	1	4	5
TOTAL.....		15	376	

Distribución de la Fuerza Motriz por secciones en la planta de 250-350 toneladas

	HP Total	Tonelada día.
Alimentación, chanca y transporte.....	44	0,18
Molienda y clasificación.....	205	0,82
Flotación.....	75	0,30
Secar concentrados.....	32	0,13
Bombear agua.....	20	0,09
	376	1,52

Pasando 350 toneladas por día los HP. tonelada-día, serían **1,070**.

Distribución de la Fuerza Motriz para la planta de 500-700 toneladas

Máquinas	HP. efectivos	N.º de motores	HP. Total efectivos	Tamaño de cada motor
2 chancadoras Blake.....	20	2	40	25
2 discos Symons.....	20	2	40	30
3 transportadores.....	12	3	12	5
2 molinos H. A. C. o M.....	120	2	240	150
2 molinos Allis Chalmers.....	70	2	140	80
4 clasificadores.....	26	2	26	15
1 máquina M. S. S.....	140	1	150	150
1 asentador, filtro, etc.....	35	1	35	40
1 secador.....	4	1	4	5
2 bombas para agua.....	20	2	40	25
1 transportador de concentrados.....	4	1	4	5
TOTAL.....		19	731	

Distribución de la Fuerza Motriz por secciones en la planta de 500-700 toneladas

	Total	HP. ton. día
Alimentación, chanca y transporte.....	92	0.184
Molienda y clasificación.....	406	0.812
Flotación.....	150	0.300
Secar concentrados.....	43	0.086
Bombear agua.....	40	0.080
TOTAL.....	731	1.462

Pasando 700 toneladas por día, los HP. ton.-día, serían **1,040**.

Costo de las centrales de fuerza con motores Diesel para plantas de 50, 100, 250 y 500 toneladas en 24 horas (1)

HP.	Peso en libras	Precio en dollars	GENERADOR Y TABLERO		Peso Total en libras	Precio Total dollars	Kilos por HP	Dollar. por HP	
			Peso	Precio					
1 motor Diesel	140	50,000	15,000	1,600	2,200	51,600	17,200	170	123
Id.	240	90,000	27,000	4,400	2,500	94,400	29,500	179	123
Id.	400	150,000	40,000	8,800	3,500	158,800	43,500	181	190
Id.	800	200,000	92,000	10,000	5,300	210,000	97,300	119	121

Estos precios son c. i. f., Valparaíso.

He calculado los siguientes fletes entre Chicago y Valparaíso:

Flete de FF. CC. entre Chicago y Nueva York = 0.60 dollars U. S. Cy. por cada 100 kilos cuando con el peso de la maquinaria se puede completar un carro de ferrocarril.

Flete de FF. CC. entre Chicago y Nueva York = 1.25 dollars U. S. Cy. por cada 100 kilos, cuando el peso de la maquinaria es insuficiente para completar un carro de ferrocarril.

Flete marítimo entre Nueva York y Valparaíso = 2.00 dollars U. S. Cy. por cada 100 kilos de peso.

Añádase 4-6% del valor de la maquinaria puesta en Nueva York para derechos consulares, seguros, etc., hasta el punto final del destino de la maquinaria.

Las cifras de costo de fletes son aproximadas.

Como en el caso de seleccionar una planta de motores Diesel, se supone que la central de fuerza se construiría contigua a la planta de concentración, la corriente eléctrica se generaría a la misma tensión a que se consumiría en la planta, 220 ó 440 voltios y por esta razón en el costo total de las plantas no se incluye el precio de la línea de alta tensión ni tampoco el transformador para bajar la corriente al voltaje usual, 220 ó 440 voltios.

Si la planta de motores Diesel no se va a instalar al nivel del mar, hay que tener en cuenta la pérdida por la altura, como sigue:

Altura.	Pérdida.
800 metros	10% de la fuerza al freno.
1,750 "	20% " " " " "
2,800 "	30% " " " " "
4,000 "	40% " " " " "
5,500 "	50% " " " " "

(1).—Estos datos sobre motores Diesel se deben a la amabilidad de la Casa Allis Chalmers en Chile.

(Continuará).

EL USO DEL AIRE COMPRIMIDO EN LAS MINAS

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

Cualquier mina que haya alcanzado ya un desarrollo apreciable, debiera ser equipada inmediatamente con la maquinaria necesaria para llevar a cabo las labores de exploración, cubicación y explotación con perforadoras movidas por aire comprimido. Aún en el caso de una mina que sólo se desee explorar, las labores necesarias para determinar su valor se pueden llevar a cabo con mucha mayor rapidez y economía, haciendo la perforación con aire comprimido que no a mano.

Sin embargo, con frecuencia se oyen quejas del alto costo del trabajo de perforación por medio del aire comprimido y del poco avance que se hace, lo que está en completo desacuerdo con lo que los fabricantes de compresoras y perforadoras aseguran que estas máquinas son capaces de llevar a cabo.

Hay que reconocer, sin embargo, que en muchas minas el costo es alto y el avance muy reducido, pero la verdadera causa del fracaso está en casi la totalidad de los casos, en la poca eficiencia de la maquinaria, los perforistas o la administración.

Para que una planta de aire comprimido funcione eficientemente debieran tenerse en cuenta los siguientes factores que forman el ciclo completo:

- 1) La selección y compra de una planta adecuada;
- 2) La compresión del aire;
- 3) La conducción del aire al lugar donde se va a usar; y
- 4) El empleo eficiente del aire comprimido.

Todos estos puntos principales hay que estudiarlos debidamente para obtener en cada uno de ellos el máximo de rendimiento posible.

La compresión del aire y su empleo es quizás, bajo un punto de vista puramente mecánico, el menos eficiente de los medios en uso para transmitir fuerza y a menos que se tomen todas las precauciones posibles su rendimiento será mucho menor de lo que debiera ser.

El uso del aire comprimido en las minas para hacer las perforaciones de los tiros, etc., se ha generalizado tanto, debido casi exclusivamente a que es el medio más conveniente que se ha descubierto hasta el presente para hacer esta clase de trabajos.

La selección de la maquinaria.

En primer lugar, es necesario adquirir una compresora capaz de comprimir un volumen de aire un poco mayor que el máximo que se va a necesitar y se debiera tener también la fuerza necesaria para mover la compresora a su velocidad máxima. En este caso, si las máquinas perdieran algo de su eficiencia por el uso, siempre quedaría la capacidad y fuerza suficiente para comprimir el aire necesario.

La fuerza motriz, bien sea motor eléctrico, a vapor o de combustión interna, debiera tener la potencia suficiente para mover la compresora a la velocidad y a la presión para la cual fué construída.

El acero de los barrenos debe ser de la mejor calidad; las perforadoras de un tipo conveniente para el trabajo que han de realizar y también debiera adquirirse un número suficiente de barrenos y perforadoras para reponer en seguida las que se quiebren o deterioren, especialmente en minas situadas en lugares aislados.

La Compresora.

Para capacidades hasta de 400 pies cúbicos por minuto un tipo de compresora simple siempre es preferible, pero cuando se necesita un volumen de aire mayor, y sobre todo, para grandes altitudes, debiera usarse una compresora del tipo "compound" (la compresión se hace en dos cilindros, de alta y de baja presión).

Las ventajas del compresor compound son:

- 1) Mayor capacidad;
- 2) Aire más seco;
- 3) Menor temperatura; y
- 4) Una eficiencia mecánica mayor.

Las pérdidas en las compresoras se deben:

1) A válvulas gastadas y que dejan escapar aire. Para evitar la pérdida debida a esta causa, las válvulas debieran examinarse con frecuencia y si están gastadas reemplazarlas por nuevas.

2) Mala lubricación.

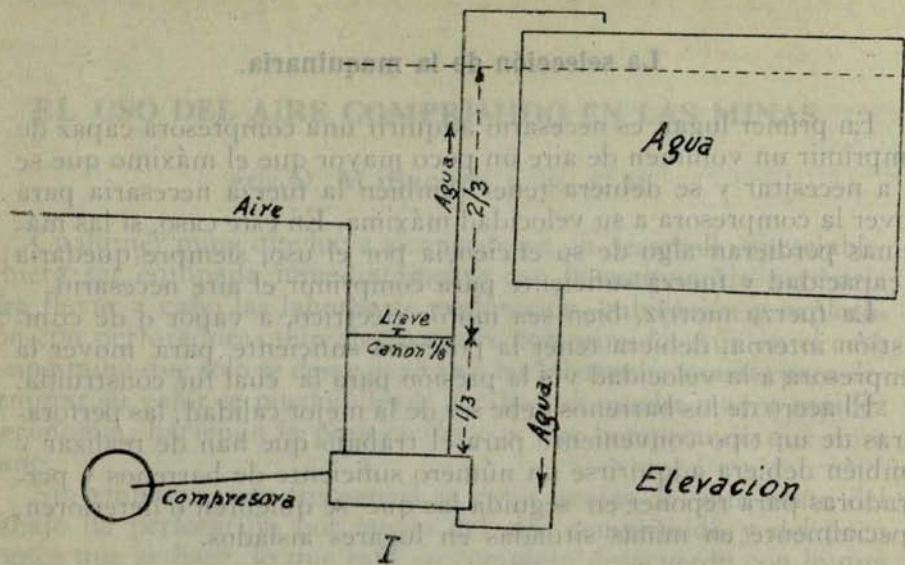
La lubricación debe ser suficiente pero no excesiva y es necesario usar un aceite adecuado. Para obtener los mejores resultados, debiera usarse uno de los aceites especiales que se fabrican para este tipo de máquinas.

3) Malas conecciones en las cañerías.

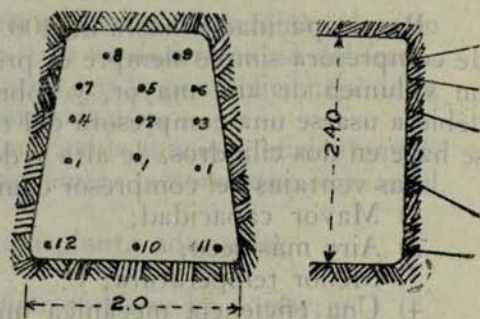
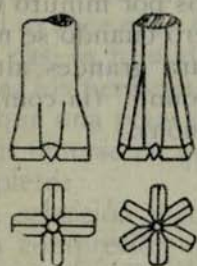
Todos los flanges y uniones que haya sido necesario emplear en las cañerías debieran estar tan bien hechos que no dejen escapar aire en absoluto.

4) Cilindros gastados.

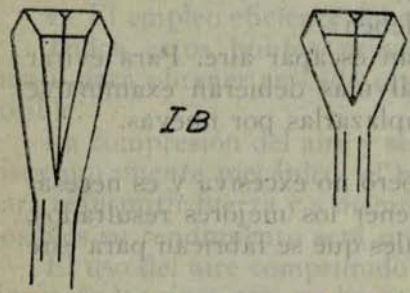
A una compresora con cilindros gastados no se le puede exigir



IA



IB



una compresión eficiente y apenas se note que un cilindro está gastado debiera mandarse inmediatamente a retornar y si estuviera demasiado viejo cambiarlo por uno nuevo. Los anillos de los pistones debieran examinarse periódicamente y cambiar los que estuvieren rotos o gastados para impedir la pérdida de aire entre los anillos y las paredes de los cilindros.

5) Enfriamiento insuficiente.

Cuando no se dispone de agua corriente suficiente para enfriar la compresora, el estanque del agua debiera tener bastante capacidad para que el agua en circulación esté fría, y bajo ninguna circunstancia debiera usarse la misma agua que se use en la compresora para enfriar motores a petróleo o parafina. El enfriamiento de la compresora no debiera ser por termo-sifón, puesto que en este caso el agua tendría que alcanzar una temperatura demasiado elevada antes de que comience a circular. Un sistema conveniente es el que se muestra en la figura 1 y está basado sobre el principio del "air-lift". Al cañón del aire comprimido que arranca de la compresora, se le añade un pequeño cañón de 1/8" de diámetro con una llave, y el otro extremo del cañón se une a la cañería que devuelve el agua al estanque. El cañón de 1/8" debe ser insertado en el cañón del agua, tal como se indica en el dibujo.

Apenas se ponga en marcha la compresora se abre un poco la llave para que pase aire suficiente al interior de la cañería de agua. Esto hace que el aire eleve una columna de agua y la descargue al estanque de enfriamiento, lo que inicia inmediatamente la circulación del agua y la refrigeración de la compresora.

6) Falta de limpieza en la compresora.

Es muy conveniente limpiar la compresora de vez en cuando, usando una solución de jabón disuelto en agua mientras la compresora esté funcionando. Bajo ninguna circunstancia debiera emplearse parafina, bencina, etc., pues estos combustibles junto con el aire al comprimirse forman mezclas explosivas.

7) El aire que se va a comprimir debiera estar limpio y a baja temperatura.

8) El estanque o caldero donde se almacena el aire debe estar muy bien calafateado, tener la capacidad suficiente y las cañerías que conducen el aire a las labores no debieran dejar escapar en absoluto nada de aire.

La cañería de aire.

Es verdaderamente extraordinario cuan poca atención se presta a las cañerías que conducen el aire de la compresora a las perforadoras, y, sin embargo, en la conducción del aire del lugar donde se comprime a las labores es donde se pierde la mayor cantidad de energía. Con frecuencia se ve una cantidad excesiva de codos, curvas y ángulos en las cañerías, todas las cuales causan fricción y, por consiguiente, pérdidas en la presión y además es raro el no encontrar aire escapándose de los flanges y uniones. La generalidad de los mayordomos creen que como el aire que se escapa de cada lugar es poco, no importan tales escapes, pero sin embargo, si se añaden todos esos

pequeños escapes en cañerías de centenares de metros, la pérdida sería considerable y suficiente para mover una perforadora.

Todos los flanges y uniones debieran estar tan bien hechos, que no dejaran escapar la menor cantidad de aire y se debiera enseñar al personal encargado de la revisión periódica de la cañería, que cualquier escape debe taparse inmediatamente por pequeño que sea. En Chile generalmente bajan la cañería por los chiflones en lugar de hacerlo por el pique, lo que representa una mayor fricción debido a las curvas.

La cañería principal debe ser de un diámetro suficiente para conducir el volumen de aire que se necesita, sin pérdidas en la presión, y por regla general, no debiera ser de un diámetro inferior a 3 pulgadas.

Por ejemplo, en una cañería de 300 metros de largo, la pérdida en presión con cañones de 2 pulgadas conduciendo 300 pies cúbicos de aire por minuto a una presión de 80 libras, sería 12 libras, mientras que con una cañería de 3" es solamente de 1,4 libras. Por lo tanto, con una cañería de 2" para obtener una presión de 80 libras en las perforadoras, habría que comprimir el aire a 92 libras y esto significa más fuerza y un costo mayor.

Para volúmenes de 400 a 1,000 pies cúbicos por minuto debiera usarse una cañería de 4" y con volúmenes mayores una cañería en proporción. Es conveniente colocar el caldero o depósito del aire comprimido fuera de la sala de máquinas, donde el sol pueda calentarlo durante el día, pues el aire caliente una vez comprimido, es más eficiente al dilatarse que el aire frío.

Las Perforadoras.

Hay en la actualidad, en el mercado, varias marcas de perforadoras conocidas por el nombre de "Hammer-drills" o perforadoras de martillo. Este tipo ha suplantado casi por completo a la perforadoras de pistón.

La perforadora de martillo es más liviana, perfora más rápidamente y consume menos aire que las de pistón, por lo que se las prefiere. Para toda clase de trabajos en que se vaya a emplear la perforación mecánica, si exceptuamos las chimeneas hechas de abajo-arriba (raising) y la explotación en labores (back-stoping) debiera usarse siempre acero hueco a través del cual pueda soplarse aire o agua para limpiar las piedrecillas y el polvo del fondo de los tiros. Si hay facilidades para usar agua, ésta debiera emplearse siempre en lugar del aire para limpiar los tiros, pero donde el agua es muy escasa no hay más remedio que usar aire. La perforación con agua es preferible debido a que no hay polvo en las labores, lo que facilita enormemente el trabajo; el filo de las brocas se enfría y dura mucho

más; el tiro se limpia mucho mejor con agua que con aire y por todas estas razones la perforación es mucho más rápida.

El grado de perfeccionamiento que han alcanzado las perforadoras en la actualidad, es tan grande, especialmente con respecto a la rotación, la lubricación automática y resistencia de los materiales, que las máquinas resisten el peor uso a que se las pueda someter. Sin embargo, para mantenerlas en un estado que puedan dar su mejor rendimiento todas las perforadoras debieran enviarse periódicamente a los talleres para su limpieza y reparación. Siguiendo esta política se puede reducir considerablemente el costo de las reparaciones, pues corrigiendo los pequeños desperfectos que se noten desde un principio, se impide que éstos tomen mayor importancia. En las perforadoras se debe emplear un aceite especial para temperaturas bajas, pues cuando el aire se dilata en la perforadora, tiene lugar una reducción considerable en la temperatura.

(Continuará).



LA FUNDICIÓN DE CONCENTRADOS DE COBRE EN UN CONVERTIDOR ⁽¹⁾

POR

F. J. LONGWORTH

Durante varios años se han llevado a cabo intensos estudios con el objeto de perfeccionar la práctica de la fundición en hornos de manga en Copper-Hill, no sólo para reducir el costo, sino también para producir un gas de buena calidad para la fábrica de ácido y que fuera, además, de composición uniforme. Este estudio nos llevó hasta hacer una investigación de los principios fundamentales en que se basa la fundición pirítica; es decir, un horno de manga trabajando con minerales sulfurados limpios y libres de llampos, y el uso de un cuarzo alto en sílice como fundente. En 1919 se mejoró la calidad del flujo y el efecto de este cambio en la metalurgia fué notable. Para mejorar aún más la práctica de esta fundición, se necesitaba perfeccionar algún sistema que permitiera tratar los llampos de los

(1).—Traducido del "Mining and Metallurgy" N.º 214, Vol. 5. Oct. 1924.

minerales sulfurados y los minerales silíceos y refractarios a la fundición por otro sistema que no fuera el de la fundición en hornos de soplete.

El problema de cómo fundir los concentrados de la flotación.

Se estimó que la planta de flotación entregaría a la fundición entre 40 y 50 toneladas de concentrados al día; y el problema estaba en lo que se iba a hacer con estos concentrados. Era inútil pensar en fundir estos concentrados en un horno de soplete, debido a las altas pérdidas en humos y porque nuestro sistema de fundición necesita una carga libre de llampos para que trabaje eficientemente. Tampoco había en los alrededores ninguna fundición a quien vender los concentrados; habría habido que esperar hasta que llegara el día cuando el tonelaje fuera suficiente que justificara la construcción de tostadores y un horno de reverbero. Se estudió la sintetización y nodulización de los concentrados, pero ninguno de estos dos métodos encuadraba dentro de nuestra metalurgia.

En estas circunstancias se decidió llevar a cabo un estudio prolijo de la práctica de la conversión para ver si no se podría descubrir algún método que permitiera fundir el tonelaje de concentrados que se producía en un convertidor sin ningún tratamiento previo. En aquella época la instalación de convertidores estaba compuesta de dos convertidores tipo Great Falls, de 12 pies de diámetro, que convertían ejes de 12 y 14% de cobre. La ecuación del calor de un convertidor que trabaje con ejes de 12 y 14% de cobre era más que suficiente para fundir el tonelaje de concentrados de que se disponía, pero las dificultades de carácter mecánico que se presentaban para alimentar concentrados finos al convertidor, del tipo Great Falls, hicieron impracticable el empleo de este tipo de convertidor.

Aunque no se presentó ninguna oportunidad para experimentar con el convertidor, tipo Pierce-Smith, equipado con el fusil-alimentador Garr, en teoría parecía practicable el fundir los concentrados en este tipo de convertidor. Con el uso del fusil de Garr sería posible distribuir los concentrados uniformemente sobre el baño de eje, mientras se estaba soplando, con lo que se evitarían las explosiones y el oleaje que se produce cuando esta clase de material se alimenta por medio de las tasas a través de la boca del convertidor, al bajarlo. Se ignoraba a cuanto ascenderían las pérdidas en humos, pero se estimó que el convertidor funcionaría como una especie de filtro y que los finos se sintetizarían al pasar a través de la zona de calor intenso y que se podrían depositar en cámaras adecuadas y recuperar.

Por lo tanto, se decidió instalar un convertidor Pierce-Smith, que comenzó a trabajar el 1.º de Febrero de 1923. Este convertidor

está equipado con una campana que llega hasta muy cerca de la boca y el tiraje es suficiente para impedir que el convertidor eche humo por la boca.

Exito del sistema.

No se notó ninguno de los malos efectos que se temían al cargar los concentrados, tales como explosiones, oleaje, etc. Con una humedad de 8% los concentrados se pueden cargar con toda comodidad por medio del cañón Garr sin que se note la producción de humos. Si la humedad es mucho mayor, es difícil mantener el fusil sin que se atolle, no se pueden alimentar los concentrados con tanta rapidez y el material que cae cerca del fusil, tiende a enfriar ese extremo del convertidor.

La pérdida de humos en la boca del convertidor es sumamente reducida posiblemente menor que en un tostador, y los humos que aquí se pierden se pueden fácilmente asentar y recuperar. La metalurgia no ha podido ser más satisfactoria. Durante más de seis meses se ha obtenido un rendimiento mayor de 96% del cobre en los concentrados al convertirlos en cobre fino.

Al principio los concentrados se mezclaron con cuidado con la cantidad adecuada de fundente para obtener una escoria fija, pero el convertidor trabaja lo mismo si los concentrados y el fundente se alimentan separadamente.

En la actualidad los concentrados se cargan en cantidades de 4 toneladas cada vez y cuando se ha verificado la fusión se añade el fundente necesario. El empleo de los concentrados es útil a la conversión porque regula la temperatura y ayuda a mantener el convertidor bien revestido.

No se ha llegado todavía al límite de capacidad del convertidor en cuanto a concentrados, pero aproximadamente se ha convertido hasta una tonelada de concentrado por cada tonelada de eje, bajo buenas condiciones de trabajo. En unas pocas ocasiones se ha empujado a soplar con una carga inicial de eje y se ha logrado mantener el convertidor trabajando durante 8 horas con solo los concentrados y el fundente.

Todavía no se sabe el campo de aplicación que tendrá este sistema de fundir cantidades reducidas de concentrados; pero en nuestra fundición ha alcanzado un pleno éxito.



LAS VETAS DE CHAÑARCILLO, CHILE (1)

POR

W. L. WHITEHEAD

Glosario de las voces de geología y mineralogía que se emplean en esta monografía

ARREGLADA EX-PROFESO PARA ESTE TRABAJO

A

Actinolita.—(Ca Mg Fe Si O) Silicato de cal y magnesia.

Andesina.—Feldespató complejo que se supone sea una mezcla de labradorita con un feldespató sódico.

Andesita.—Lavas de los Andes, en las cuales los minerales esenciales son un feldespató sódico-cálcico y hornblenda.

Anticlinal.—Del griego anty y klinos. Pliegue de extractos levantados en forma de sillar o bóveda alargada de manera que forma dos pendientes opuestas.

Argentita.—Sulfuro de plata. (Ag² S.).

B

Barita.—Sulfato de bario. (Ba SO⁴).

Balsato.—Lava básica en mantos extrusivos e intrusivos y diques. Los minerales esenciales son: plagioclasa, piroxena, olivina y magnetita.

Barolita.—Intrusión ígnea en forma de bóveda que en el momento de su formación no llegó a la superficie.

Bromita.—Bromuro de plata. (Ag Br)

Brecha.—Nombre genérico dado a toda roca formada de fragmentos angulosos de diversos tamaños unidos por un cemento cualquiera.

Buzamientos.—Inclinación de una capa o lecho y puede equivaler a hechado o manteo.

C

Caliza.—Las rocas sedimentarias compuestas esencialmente de carbonato de calcio.

Cerargirita.—Cloruro de plata o plata córnea. (Ag Cl).

Ciclo.—El ciclo en geología constituye una serie de fases sucesivas por las que pasa un fenómeno geológico desde su principio hasta el fin.

Clivaje.—Los planos donde la fuerza de cohesión de los minerales es más débil y a lo largo de las cuales se rompen.

Clorítico.—Los silicatos ricos en fierro y magnesia como hornblenda, byotita y piroxena se alteran a clorita. Su color es verdoso debido al hierro en estado ferroso que contienen, y de donde le viene su nombre.

Clavos de metal.—Así llaman los mineros en Chile a los cuerpos mineralizados cuyo nombre técnico en inglés es "Ore Shoots".

Cretáceo.—Uno de los períodos en que está dividida la era Mesozoica y cuyo nombre se deriva del latín Creta (Cal).

Conformidad.—Cuando las estratas descansan unas sobre otras en su debido orden sin que haya discontinuidad o botamientos.

Contracto metamórfico.—La alteración de los terrenos, de las rocas o minerales producidos por el contacto de intrusiones posteriores a su formación.

D

Débris.—Del francés y significa despojos.

Diastrofismo.—Se llama diastrofismo al conjunto de movimientos diferenciales de la litosfera.

Diorita.—Rocas holocristalinas generalmente de textura que varía entre gruesa y fina, compuesta de un feldespató Ca Na, y hornblenda, con mica y piroxena. Generalmente se le encuentra en diques y lechos intrusivos.

(1) Enviado por el Laboratorio de Geología Económica del Instituto Tecnológico de Massachusetts, Cambridge, Mass.

Traducido por Fernando Benítez del «Economic Geology», tomo XIV, año 1919, páginas 1 a 45.

Diques.—Masas de roca intrusiva que se ha solidificado entre los muros separados de una hendedura y que es vertical o casi vertical.

Diopsida.—(Malacolita). Una de las piroxenas, sistema monoclinico, non-aluminosa Ca Mg (Si O⁶).

Discrasita.—Antimoniuro de plata. (Ag² Sb).

E

Enriquecimiento secundario.—En la geología económica se aplica a aquel proceso por medio del cual una zona determinada de las vetas, la secundaria, se enriquece debido a la deposición por soluciones desendentes debido a aguas de los metales disueltos, por las atmosféricas de las zonas superiores.

Embolita.—Cloro-bromuro de plata. (Ag Cl Br).

Elipsoide.—Figura que se forma cortando oblicuamente con un plano de parte a parte un cono recto.

Epidota.—(Ca-Al-Fe-Epidota). Sistema monoclinico, cristales poco definidos, generalmente de estructura fibrosa, granular, y masiva.

Erosión.—Desgaste de los materiales de la superficie de la tierra por la acción mecánica de las aguas corrientes, olas, movimientos de los hielos, vientos. La erosión es ayudada por la acción atmosférica.

Estefanita.—Sulfoarseniuro de plata. Composición, Ag 65.5%; As 15.1%; S 17.7%.

Extratigrafía.—De extratum y grafos. Parte de la geonomía que se relaciona con el estudio de los estratos y de todos los accidentes y fenómenos que ellos presentan.

Extratos.—Del latín stratus. Sinónimo de banco y de capa.

Estromeyerita.—Sulfuro doble de plata y cobre. Composición Ag 53.1%; Cu 31.2% S 12.9%.

Estructura.—Aspecto en la formación de las rocas, de las capas, en las formaciones, etc.

F

Fenocristales.—Cristales grandes y bien desarrollados.

Feldespatos.—Después del cuarzo los minerales más importantes en la formación de las rocas. Cristalográficamente se dividen en dos clases, los que pertenecen al sistema Monoclinico y al Triclinico. Químicamente hablando son silicatos de alumina combinada con K y Na en un extremo y Ca en el otro. Según el clivaje se dividen en Ortoclasas, los que miden un ángulo de 90° sobre los dos planos más perfectos de su clivaje; Anortoclasas, en los cuales el ángulo es un poco menor de 90°; y Plagioclasas, cuyo ángulo es mucho menor de 90°.

Fisuras.—Del latín fissura. Sinónimo de grieta, hendedura.

Formación.—Del latín formatio. Masa de rocas, cualquiera que sea su composición, ligados bajo la relación de la naturaleza del agente, al cual deben su origen y existencia. Formación eruptiva, marina, lacustre, volcánica.

Freibergita.—Variedad argentífera de tetrahedrita, cuya fórmula general es $^4\text{CuS Sb}^2\text{S}^3$. Lustre metálico, color, gris-acero a gris negro.

G

Galena.—Sulfuro de plomo (PbS). Suele ser con frecuencia argentífero.

H

Hipógeno.—Del griego hupo-inferior, y génesis-formación. Sinónimo de secundario. Se aplica a aquellas zonas, clavos de mineral o cuerpos mineralizados que han sido formados por soluciones ígneas ascendentes.

Horizonte.—En geología, la repetición en varios lugares, más o menos distantes entre sí, de la misma roca, estrato o fósil, y que marcan el mismo período geológico de tiempo. Un horizonte particular puede ser caracterizado por fósiles determinados.

I

Intrusiones.—Las masas de rocas consolidadas en la profundidad y que no llegaron a la superficie en estado de fusión.

J

Jura o Jurásico.—Se dice del terreno calcáreo de la parte media del secundario, tipo que se encuentra desarrollado eminentemente en las montañas del Jura en Francia.

Juntura.—Del latín junctura. Grieta natural que atraviesa las rocas y que a menudo simula las uniones de piedra de talla en las construcciones.

L

Lavas.—Del italiano lava. Toda materia fundida o sólida que corre o ha corrido y que ha sido arrojada por la fuerza volcánica.

Loci. Plural de **Locus.**—Palabra latina que en matemáticas significa cualquier figura o curva trazada por una línea o punto que se mueve bajo ciertas condiciones específicas.

M

Megascópico.—Se dice de la textura de una roca que es observable a simple vista o con un lente de mano, para diferenciarla de

la textura que se observa con el microscopio.

Metamórfico.—Alteración de los terrenos, de las rocas o minerales por reacciones posteriores a su formación, particularmente por la intervención de venidas intrusivas posteriores, de simples fenómenos mecánicos (dinamometamorfismo) o de relaciones superficiales, infiltraciones de agua, etc.

N

Network.—Palabra inglesa que significa red.

P

Panizo.—Chilenismo minero que significa roca encajante y que equivale a la expresión inglesa "Country rock".

Primario.—Del latín primarius. Adjetivo que se aplica al tiempo o era de la historia terrestre en el cual comienza la sedimentación y la vida en el seno de las aguas. En la geología económica se aplica a aquella zona de una veta o a todo el depósito metalífero cuando se le encuentra en el mismo estado en que se formó y, por lo tanto, sin que hayan intervenido otros agentes que lo hayan alterado. Se llaman minerales primarios los que pertenecen a la zona o a un depósito metalífero de origen primario.

Pirargirita.—(Rosicler de plata) (OSCURO). Sulfoantimoniuro de plata. $^3\text{AgS Sb}^2\text{S}^3$. Plata 59.8%; Antimonio 22.5%; Azufre 17.7%.

Pyroxena.—Nombre genérico que se aplica a una serie de minerales de mucha importancia en las formación de las rocas por la frecuencia de su ocurrencia. Se encuentran principalmente en las rocas eruptivas y esquistosas. Comp. Bisilicatos de diferentes bases de protóxidos.

Plagioclasa.—Véase Feldespato.

Peniplanicie.—Superficie de la tierra que ha sido reducida a la condición del relieve bajo, por la acción erosiva del agua corriente, o una región reducida casi a planicie por una intensa y normal erosión en la superficie.

Proustista.—(Rosicler de plata) (CLARO). Sulfoarseniuro de plata. $^3\text{AgS Sb}^2\text{S}^3$.

Plutónico.—Del latín plutoniens. Palabra que Brogniart aplicó por primera vez a las rocas y formaciones producidas por la acción del fuego central.

Polibasita.—Arseniuro de plata y cobre, de composición variable.

Pórfido.—Esta roca deriva su nombre de una variedad de color morado que se halla en Egipto. Hoy día se emplea para designar todas aquellas rocas que tienen cristales individuales (fenocristales) o fragmentos de cristales distribuidos a través de la masa vítrea. Los cristales son generalmente feldespato.

R

Rajos.—Nombre que dan los mineros chilenos a los espacios vacíos dejados en las vetas o depósitos metalíferos por la extracción del mineral que contenían. Es sinónimo de "Caserones" y equivale al inglés "Old Stopes".

S

Salbanda.—Del alemán sahlband, orilla. Nombre dado a los extractos de sustancias diversas, arcillosas o detriticas y de espesor variable, que separan los filones del techo y de los muros.

Secundario.—Grupo de terrenos que siguen a los paleozoicos, constituyendo la era secundaria. En geología económica se aplica a la zona de una veta o a todo un depósito metalífero que ha sido alterado.

Serpentina.—Silicato hidratado de magnesia.

Sericita.—Mineral que se produce cuando la Na^2O de los feldespatos se cambia a K^2O . Así llamado porque su lustre se parece al de la seda.

Seudomorfo.—Significa "Forma falsa" y se aplica a aquellos minerales que al reemplazar a otros toman la forma de éstos.

Siderita.—Carbonato de hierro. (Fe CO^2).

Sinclinal.—Del griego synkliné. Línea o pliegue que pasa por el vértice del ángulo entrante que forma una o varias capas inclinadas en dos sentidos opuestos, a la manera del fondo de una barca o de un techo invertido, o lo que en arquitectura se llama nave.

Supógeno.—Del griego Super, arriba y Génesis, formación. Se aplica a aquellas zonas, clavos de mineral o depósitos metalíferos que han sido formados por soluciones descendentes.

T

Tetrahedrita.—(Cobre gris). $^4\text{CuS Sb}^2\text{S}^3$, con parte del cobre reemplazado por Fe, Zn, Ag, o Hg. y el antimonio por As y algunas veces por Bi.

Textura.—Colocación mecánica de un mineral o roca. Carácter muy importante para el estudio de las rocas. Puede ser compacta, celular, porfiroide.

Tonalita.—Diorita con cuarzo y mica. Nombre dado por von Rath a esta roca que se encuentra en el Paso de Tonale, en las montañas de Adamello.

Toba.—Del latín tofus. Nombre genérico dado al producto de la alteración sobre el lugar de varias rocas eruptivas, o bien al depósito acuoso de los detritus de estas rocas.

Y

Yodobromita.—Doble yodo-bromuro de plata.

Orden de Materias.

Introducción.	Mineralización Primaria.
La región del Norte de Chile.	Fallas.
El distrito de Chañarillo.	Erosión.
Introducción.	Enriquecimiento.
Geología Extratigráfica.	Oxidación.
Geología Ignea.	Química de los procesos de las vetas.
Geología Estructural.	Importancia económica de los procesos
Mineralización.	Supógenos.
Las Vetas.	El Futuro de la minería en el distrito.
Dirección y Loci de las Vetas.	Bibliografía.
Las Fisuras.	

INTRODUCCIÓN

Los conquistadores españoles que en el siglo XVI vinieron desde las montañas del Perú y Bolivia en busca de oro, sufrieron un desencanto al llegar a la región de Atacama; pero al encontrar oro en la ricas vetas de Marga-Marga en Quillota, Madre de Dios en Valdivia y en Quilacoaya, cerca de Concepción, (I. págs. 21-26) ⁽²⁾ se establecieron en las fértiles regiones del sur del país. Pasaron muchos años antes que cateadores experimentados, recorriendo los áridos desiertos del norte alcanzaran éxito, pero a principios del siglo XIX se llevó a cabo el hallazgo de los metales preciosos. Se descubrió oro en el Guanaco, en Cerro Blanco y en muchas otras localidades. Se halló plata en Huantajaya, Caracoles, Ladrillos, Tres Puntas, Arqueros y en Chañarillo. Las vetas de plata de estos celebrados distritos fueron riquísimas en la región de las bonanzas y durante la época de su máxima explotación, de 1860 a 1880, Chile alcanzó un período de prosperidad en su minería, que será de larga recordación.

De estos minerales el de Chañarillo situado a 50 kilómetros al sur de Copiapó y a una latitud de 27° 41'5" y longitud 70° 20'0" fué el más rico y quizás el más conocido. Después del hallazgo de la veta Descubridora, durante el período del descubrimiento del oro en California, la gran riqueza de las partes superficiales de las vetas dió origen a su rápido desarrollo. Se pidieron más de un centenar de pertenencias que variaban en extensión de 1,000 a 50,000 metros cuadrados y la ciudad de Juan Godoy llegó a tener más de 10,000 habitantes. La explotación de las minas se mejoró mucho, gracias a la profundización de piques verticales por los cuales se extraía el mineral en baldes de cuero tirados por malacates. El laboreo y extracción se hacía a mano y el mineral se embarcaba sin concentrarlo; pues la continuidad de las bonanzas a profundidades de 300 a 400 metros aseguraba al minero pingües ganancias. Cuando se iniciaron exploraciones a mayor profundidad, los resultados no correspondieron a las esperanzas. Se encontró mineral de menor ley a una hondura que variaba entre 500 a 600 metros en la parte sur del distrito; pero los métodos de explotación en uso, no se adaptaban para la

(2).—Los números se refieren a los trabajos mencionados en la bibliografía.

extracción de mineral de esa ley. Además, al explorar las minas del bajo (las situadas en la parte sur del mineral), en una dirección lateral, se dió en fallas que contenían grandes cantidades de agua. Después de varios esfuerzos por contener el agua, por medio de poderosas bombas, se abandonaron los trabajos alrededor del año 1885 y las minas hondas del mineral que estaban comunicadas en sus laboreos se llenaron de agua. Después de esa fecha se han hecho muchas tentativas para secar las minas. Diez años atrás, las bombas de la mina Constancia no alcanzaron a bajar el agua y algunos proyectos más recientes han fracasado debido a la falta de competencia de parte de los que han dirigido los trabajos. En la actualidad, se está trabajando en algunas de las minas que están fuera del área anegada y últimamente ha atraído alguna atención en Chile un alcance de mineral de alta ley en la mina Bolaco Viejo; pero hablando en general, se puede decir que el distrito se encuentra en la actualidad en un estado de decadencia.

LA PRODUCCIÓN.—Bajo estas condiciones, y como es de esperar, la producción actual es casi nula. En 1903, de 160 toneladas métricas de mineral de relativa alta ley, se obtuvieron 800,000 gramos de plata (II. pág. 109). A partir de 1885, durante la decadencia del mineral, se han visto muy pocos años de producción mayor a la de 1903. En 1885 una mina, la Manto de Ossa, produjo plata avaluada en 1.000,000 de pesos de 18 d. En 1875, en la mejor época de Chañarcillo, se vendieron 178,625 kilogramos de plata fina, obtenidos del mineral explotado y autoridades competentes en la materia han estimado que la cantidad producida era mayor debido al pallaqueo. (III. págs. 426-427). Durante este período, por lo tanto, Chañarcillo estuvo exportando más de la quinta parte de la producción total de Chile. La producción total del mineral es difícil estimar; pero se tienen los datos de lo producido por algunas minas. La Descubridora produjo 40.000,000 de pesos de 18 d.; la Manto de Peralta, 15.000,000; la Candelaria, alrededor de 15.000,000 y las minas de la Corrida entre 180.000,000 y 200.000,000 de pesos (III pág. 426). El valor total de la plata recuperada de las minas es alrededor de \$ 100.000,000 oro. Esta suma al precio de la plata en 1874, de 112 pesos por kilogramo (II pág. 24), representaría alrededor de 2.300,000 kilogramos de plata fina. El hecho de que desde 1860 a 1885 Chile produjera un poco menos de 3.000,000 de kilogramos de plata fina y que su producción total de plata en los 210 años hasta 1902 fuese de 7.988,186 kilogramos (II págs. 22-23) hace resaltar más la parte predominante que correspondió a Chañarcillo en la minería de plata en Chile.

INVESTIGACIÓN.—El estudio a que nos referimos se comenzó a hacer sobre una colección de minerales de Chañarcillo que se encuentra en los laboratorios del Instituto de Tecnología de Massachusetts. Se estudió cuidadosamente la mineralogía en secciones pulidas y trans-

parentes y se llegó a ciertas conclusiones respecto al origen de los minerales. Sin embargo, en 1917, se presentó la oportunidad de visitar el mineral y durante este tiempo, se extendió el campo de las investigaciones y se llevó a cabo el trabajo en el terreno. Se examinaron las minas donde la entrada era posible, se estudió la geología del distrito y de la región que lo rodea, la que fué relacionada con los resultados de los trabajos llevados a cabo más al norte y además se copiaron antiguas secciones y planos de interés general.

Durante el tiempo de las investigaciones se recibieron juicios críticos, informaciones y ayudas de muchas fuentes. Es un placer dejar constancia de los sabios consejos y profunda visión geológica del Dr. Waldemar Lindgren y del Dr. C. H. Warren, del Instituto Tecnológico de Massachusetts y las informaciones valiosísimas obtenidas de los señores Germán Brain y Nicomedes Echegaray, de Chañarcillo. También debemos dejar mención de nuestra deuda para con el señor Josías Rogers, de Copiapó, por los favores particulares que nos prestó y la ayuda del señor L. C. Baena, en el terreno. Las excelentes monografías del señor Echegaray (IV, V) y del Dr. Fr. A. Moesta (VI) nos han sido en toda ocasión de óptima ayuda.

La región del norte de Chile

Los asentamientos mineros de plata más importantes de Chile están distribuidos a lo largo de una faja de terreno angosta y próxima al mar, de 1,000 kilómetros de longitud. Huantajaya está a 10 kilómetros al este de Iquique; Caracoles a 150 kilómetros al nordeste de Antofagasta y respectivamente alrededor de 800 y 450 kilómetros al norte de Copiapó y son típicos, con aquellos minerales más pequeños, como Challacollo, de la faja donde se encuentran los asentamientos mineros de plata del norte. Al sur de Caracoles se encuentra una faja que tiene alrededor de 400 kilómetros desprovista de vetas ricas en plata. Sin embargo, en Tres Puntas, a unos 65 kilómetros al norte de Copiapó, empieza la faja sur de las minas de plata, la que continúa a través de Ladrillos, que está situado a 10 kilómetros al este de Copiapó, luego Chañarcillo, hasta llegar a Arqueros y Condoriaco, cerca de Coquimbo y como 200 kilómetros al sur de esta ciudad. Esta región del norte de Chile que está incluida entre Coquimbo e Iquique, es de primordial importancia en relación con la minería de plata de Chile.

CLIMA.—El clima de esta región varía poco de norte a sur. Desde Iquique pasando por una línea tirada entre Chañaral y Taltal se extiende el estéril desierto de Atacama con sus depósitos de salitre y sal. En el desierto la precipitación es muy poca, y la que hay se verifica por intermedio de la garúa, pero con mayor frecuencia la precipitación se lleva a cabo debido a la camanchaca de la costa, y sólo

cada seis a diez años se registran lluvias fuertes. No existe vegetación en el desierto y su superficie está cubierta por una costra de arena y roca desmenuzada. Al sur de esta área y al norte de Copiapó, se encuentra una zona caracterizada por un clima muy similar al del norte, pero donde llueve un poco más. La escasa vegetación que existe se encuentra en las quebradas. El valle del río Copiapó es verde y fértil debido en gran parte a su eficiente regadío; pero al sur de este río se empiezan a encontrar manifestaciones del aumento de la precipitación. Los valles circundados por pendientes escarpadas están salpicados de arbustos, cardones y unos cuantos árboles y algunas veces en estas pendientes se encuentra pasto en poca cantidad. Aparte del río Copiapó y sus afluentes no se encuentran hacia el sur otros ríos con agua permanente hasta llegar al río Huasco y la precipitación atmosférica aumenta progresivamente en dirección hacia Coquimbo. Esta región es, sin embargo, en su totalidad, hoy día esencialmente árida.

TOPOGRAFÍA.—Debido en gran parte a estas variaciones climáticas la topografía de la región se puede dividir en tres partes: En el norte la Cordillera de la Costa se levanta de una manera abrupta desde el mar hasta alcanzar una altura de 1,200 a 2,000 metros y se extiende hacia el interior alrededor de unos 40 kilómetros en una serie de macizos. Al costado Este de estas montañas, a unos cuantos centenares de metros más abajo de sus cúspides y a una altura de 1,000 a 1,200 metros, se encuentra el valle central o interior. Este valle plano y ondulado descende hacia una depresión central de drenaje y luego continúa hacia el este, a través de cerros de baja altura, que se encuentran situados al este de Antofagasta y después, de una manera abrupta en el distrito de Iquique, se eleva hasta llegar a los volcanes de la Cordillera que alcanzan una altura de 6,000 metros. Más allá de una planicie ubicada al este de estos cerros se extiende la cadena de los altos Andes, que alcanzan una altura entre 5,000 y 6,750 metros.

La segunda región topográfica se extiende desde el sur de Taltal hasta el río Copiapó. Desde los continuos cerros de la costa las laderas descenden hacia el valle interior, que aquí se encuentra más definido, y que luego se eleva a una serie de cerros sin continuidad que forman la frontera este de Chile. El agua de estos cerros, no corre hacia una depresión interior como en el norte, sino que, siguiendo hondas y bien definidas quebradas, llega al mar.

En la tercera región el valle del río Copiapó, cerca del mar, corta la Cordillera de la Costa y torciéndose repentinamente en ángulo recto y en una extensión de unos cuantos kilómetros, entra al valle central, que aquí está mal definido. Al este de este río, macizos de cerros se levantan de una manera abrupta hacia la cordillera. Como 50 kilómetros al sur de la ciudad de Copiapó, el río tuerce hacia el

este, en dirección a la Cordillera y el valle central, donde se encuentran cerros de poca altura, entre los cuales el de Chañarcillo es el más importante, pasa encajonado entre altas cuevas que mueren gradualmente hacia el naciente y poniente. En esta región los valles, tanto los secos como los que tienen agua, tienen la forma de quebradas, las corrientes son rapidísimas y con saltos de agua y la topografía es muy abrupta.

FORMACIONES.—La superficie de esta última región topográfica, aunque profundamente cortada, no intercepta, sin embargo, las rocas inferiores que afloran en la región. En el cuadro que sigue se encontrará la columna geológica del distrito.

El horizonte de mayor antigüedad, la formación del Peñón, aflora al norte de Taltal y se le considera de la edad del Jura inferior, lo mismo que la formación del Aeroplano.

Estas formaciones que representan una actividad volcánica enorme, alcanzan en la provincia de Antofagasta, un espesor de más de 1,000 metros.

(Continuará).



SECCION CARBONIFERA

INTRODUCCION

a un estudio sobre el lavado y la concentración por flotación de los carbones ricos en cenizas.

POR

EDMUNDO DELCOURT

Ingeniero Consultor del Cuerpo de Ingenieros de Minas.

La cuestión del lavado de los carbones nacionales para eliminar parte de las cenizas, no ha recibido todavía en Chile la debida atención de los mineros de carbón. Se puede decir, con seguridad, que apenas el 10% de la producción chilena de carbón es sometida a la operación del lavado.

El único establecimiento de lavado bastante moderno que existe

en Chile es el de Curanilahue. No vale la pena de hablar de lavaderos ultra primitivos, constituidos por canales de madera, que existen en ciertas minas chicas, y que no permiten lavar el carbón, sino con una pérdida enorme.

Al contrario, en países mineros muy desarrollados, como Bélgica, Francia, Alemania, las minas que carecen de instalaciones de lavados de carbón, son la excepción. Se puede decir que, prácticamente todas las minas de carbón de Bélgica, por ejemplo, tienen su lavadero de carbón.

Las razones de esta falta de instalaciones para lavar el carbón chileno, son las siguientes:

1.º El carbón harneado de las minas importantes, como las de Lota y Coronel, es de una pureza excepcional, comparable solamente a la de los mejores carbones de Europa. Tenemos análisis de muestras que hemos recogido personalmente en las minas de Lota, Coronel y Lebu, que comprueban leyes de cenizas comprendidas entre 1.50 y 7.82.

Lo normal es que el carbón harneado comercial, sin lavar, tenga leyes que no son nunca superiores a 10%.

2.º El carboncillo, en el cual se concentran generalmente las impurezas del carbón, tiene frecuentemente leyes en cenizas superiores a las de los carbones harneados.

Tenemos análisis de carboncillos que indican leyes comprendidas entre 10 y 15% y a veces más.

Pero el carboncillo no es considerado como carbón bien comercial; todas las precauciones posibles se toman para limitar su producción y una parte es utilizado en las calderas propias de la mina. La falta de instalaciones adecuadas para quemarlo, hace que este producto no tenga un mercado muy importante.

Se puede prever, desde luego, que las condiciones existentes ahora en las minas de carbón, en lo que toca a la necesidad de lavar el producto, van a cambiar poco a poco y que las minas chilenas se verán obligadas a lavar parte de su producción en un futuro que no es lejano. Las razones que nos conducen a esta conclusión, son las siguientes:

1.º Poco a poco el mercado del carboncillo se desarrolla. Como este producto tiene proporciones de cenizas generalmente más grandes que el carbón granado, a veces superiores a 15%, el lavado se impone, para que sea utilizado el carboncillo en su estado natural o para transformarlo en briquetas.

2.º La necesidad de aumentar la producción obliga a los mineros a explotar yacimientos terrestres, que dan, generalmente, carbón menos puro que el carbón sacado en las explotaciones submarinas actuales.

3.º El precio creciente de los transportes y fletes obliga a los

mineros a entregar un producto más puro para disminuir los gastos de transporte.

4.º Hay en Chile, como en todos los países mineros ciertos mantos de carbón, que por ahora no pueden explotarse económicamente, porque están demasiado cargados de cenizas.

En el futuro, Chile, como muchas naciones mineras, se verá obligado a utilizar estas riquezas, hoy despreciadas. Pero para utilizarlas será menester tener lavaderos.

Las consideraciones precedentes nos hacen creer que no serán inútiles los estudios que se publiquen sobre los nuevos procedimientos de lavado de los carbones.



EL LAVADO DE CARBON FINO POR EL SISTEMA DE LA FLOTACION Y SU CONCENTRACION EN MESAS

POR

J. B. SCOULER, B. A.; Assoc. M. Inst. C. E. Y BASIL DUNGLINSON

La región carbonífera de Cumberland se parece a muchas otras, por lo menos en el hecho de que los mantos anchos de carbón de buena calidad han sido ya explotados casi en su totalidad, mientras que aquellos compuestos de carbón de calidad inferior se explotan mas cada día. Estos mantos de carbón de inferior calidad, además de las estratas que forman su techo y piso, contienen pedazos de rocas que llegan a la superficie junto con el carbón; impurezas en el carbon mismo y aquellas otras impurezas que se encuentran mezcladas con los mantos o vetas. Las impurezas del carbón que consisten en lo que denominamos ceniza, se derivan de las substancias de las plantas que dieron origen al carbón, junto con las materias acumuladas por las substancias de las plantas al ponerse en contacto con un líquido cualquiera. Esta clase de impurezas no pueden separarse del carbón y, por lo tanto, su cantidad determina en gran parte la calidad del carbón puro que se puede producir por medio de los sistemas de lavados. Bajo el encabezamiento de impurezas se incluyen aquellas infiltraciones que forman con frecuencia una verdadera red a través del carbón y que están formadas de pirita, calcita, etc., y que se encuentran en forma de fajas o vetas. Únicamente moliendo el carbón muy fino se pueden separar estas impurezas.

CUADRO PRIMERO.—Separación por gravedad del carbón molido para que pase a través de una malla de 10 y se retenga en una de 20.

CUADRO 1

Carbón que flota, peso específico	Carbón que se hunde, peso específico	Peso %	Ceniza %	Azufre %
1.25	..	5.2	1.15	1.02
1.30	1.25	54.0	1.91	1.09
1.35	1.30	10.7	6.14	1.71
1.40	1.35	5.0	9.83	1.85
1.45	1.40	2.5	14.12	1.93
1.50	1.45	1.4	19.08	1.99
1.55	1.50	0.9	24.79	2.05
1.60	1.55	0.6	28.84	2.01
1.80	1.60	1.4	40.23	2.60
2.40	1.80	4.7	64.71	2.86
2.90	2.40	9.8	78.28	2.02
	2.90	3.8	71.52	20.55

El cuadro primero es el resultado de una prueba hecha sobre una muestra tomada de un manto de este tipo que se explota actualmente en Oughterside, en la que se efectuó una separación por gravedad del carbón sin limpiar y molido para que pasara un cedazo de 10 mallas y se mantuviera en una de 20. El tamaño de las diferentes mallas a que se hace referencia en este trabajo, son las que toman como standard los fabricantes de cemento y son como sigue:

Malla de cedazo	Apertura de pulgadas
10	0.0754
20	0.0332
60	0.114
100	0.0065
200	0.0023

Del cuadro primero se deduce que hay un salto bien marcado en impurezas entre lo que flota en un peso específico de 1.30 y 1.35. Esto nos sugiere en seguida la siguiente pregunta:

¿Qué es el carbon? En este caso el contenido de ceniza se elevó de 1.91 a 6.14 y el del azufre de 1.09 a 1.71. Después de este punto las impurezas aumentan casi en línea recta en el gráfico y el carbón, o lo que llamaremos carbon, se confunde con otras substancias. Esto

demuestra la dificultad de lavar de una manera eficiente esta materia, que no podemos llamar todavía carbón. Si solamente se tomara en cuenta el carbón de alta calidad, habría que desechar un 40% del total. Sin embargo, debajo de la línea divisoria no se puede encontrar un punto bien definido donde poder hacer una separación.

Hay varios sistemas de lavar carbón, pero en todos ellos se emplea de una manera u otra, un sistema que envuelve la diferencia en peso específico de las diferentes materias. El tipo más general en uso es aquel en que se emplea la maritata, y en el cual, bajo la influencia de una corriente de agua se separa el carbón de las partículas de esquistos carboníferos que lo acompañan. El funcionamiento de la maritata depende de la velocidad con que las partículas de las diferentes substancias que se desean separar se hunden en agua. La velocidad de la caída depende de: 1.º El peso específico; 2.º del tamaño y el volumen de las partículas; y 3.º Su forma. El peso específico de las substancias que por regla general acompañan al carbón, es el siguiente: Carbón, 1.2 a 1.6; esquistos, 1.7 a 2.7; calcita, 2.5 a 2.7; pirita, 3.0 a 5.0. El gráfico que se acompaña (Fig. 1) muestra la velocidad comparativa de la caída de estas substancias en agua.

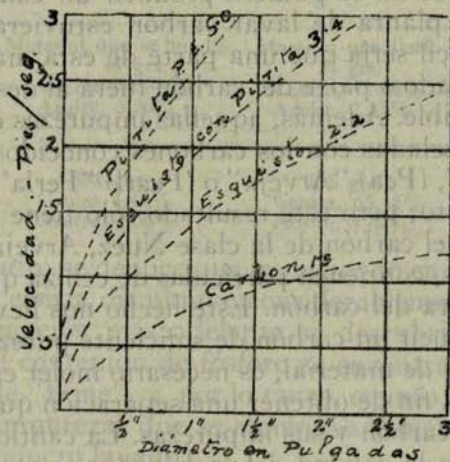


Fig. 1.—Gráfico que muestra la velocidad de caída del carbón y otras substancias en el agua.

Este gráfico muestra, además, que una de dos: o el material en bruto debe ser separado con cuidado en tamaños antes de lavarlo o el carbón lavado debe ser harneado y la materia fina sometida a un tratamiento, pues, de lo contrario las partículas finas y de alto peso específico, se irán con las partículas de carbón de mayor tamaño y de peso específico normal.

Este gráfico falla con el carbón muy fino.

En nuestros días, la eficiencia de las plantas modernas de lavar carbón ha llegado a un alto grado de perfección. A pesar de todo existen todavía algunos defectos. Estos defectos no se deben a fallas en la construcción y diseño de las plantas, sino que son debidas a la naturaleza del carbón mismo, y hasta cierto punto, a los principios que se aplican a la separación del carbón de las materias que lo acompañan. Por lo tanto, sólo pueden eliminarse por métodos especiales. Por ejemplo: un esquisto carbonífero que forma el techo de uno de nuestros mantos carboníferos da el siguiente análisis:

Peso específico.....	1.74
Ceniza.....	43.30%
Materia volátil y combustible... ..	18.40%
Carbón fijo.....	38.30%

Se podrá observar cuán análogo es el peso específico de esta materia al de un carbón de "Bone", y aunque esta materia tiene un valor calorífero bastante alto, sin embargo una pequeña cantidad de este esquisto mezclado con un carbón que se vaya a cokificar sería suficiente para que no se pudiera producir un coke de alta calidad. A menos que la planta de lavar carbón estuviera bajo un control perfecto, cuán fácil sería que una parte de esta materia se mezclara con el carbón lavado o parte del carbón fuera al desmante con la materia no combustible. Además, aquellas impurezas que no están muy íntimamente mezcladas con los carbones conocidos por los nombres de (Nut) "Nuez", (Pea) "Arveja" o (Pearl) "Perla" pueden ser separadas por completo; pero este resultado sólo tiene un valor relativo, porque casi todo el carbón de la clase Nuez, Arveja o Perla en algunos de los mantos, contienen partículas de ceniza que se han infiltrado en la estructura del carbón. Este hecho nos lleva a la conclusión de que para producir un carbón de suficiente pureza que dé un buen coke de esta clase de material, es necesario moler el carbón muy fino antes de lavarlo a fin de obtener una separación que sea lo más completa posible del carbón y sus impurezas. La cantidad y el estado de estas impurezas y la calidad del carbón que se requiere, determinarán, por lo tanto, el tamaño a que habrá que moler el carbón antes de lavarlo. Desde el momento que no existen dos mantos de igual calidad, casi no hay necesidad de añadir que sólo puede llegarse a una conclusión definitiva en esta cuestión por medio de la experimentación.

En la mayoría de los casos vale la pena llevar a cabo una investigación completa con el objeto de determinar el tamaño a que habría que moler el carbón que se va a lavar para obtener los resultados económicos más favorables. El tamaño más económico de molienda de un carbón en bruto podría definirse diciendo que es aquel tamaño

hasta el cual vale la pena de moler un carbón, cuando el precio de venta extra, que se obtiene de la mayor pureza del carbón lavado es mayor que lo que cuesta molerlo y someterlo al tratamiento. El cuadro N.º 2 nos muestra la posibilidad que existe de producir un carbón más limpio moliéndolo antes de concentrarlo.

CUADRO N.º 2

Análisis de un carbón "Nuez", que pasa a través de un arnero de agujero redondo de 1½"

1,000 gramos de carbón Culm "Nuez" seco

Ceniza, 14.21%; Azufre, 2.48%.

Separado en un líquido de peso específico de 1.6

Material que flotó.		Material que se hundió.	
854 grs.		146 grs.	
Ceniza, 6.52%; Azufre, 2.11%. Molido a mano para que pase un arnero de 1/10" y separado en líquido de gravedad de peso específico de 1.6		Ceniza 59.21%; Azufre, 4.66%. Molido a mano para que pase un arnero de 1/10" y separado en líquido de gravedad de peso específico de 1.6	
Material que flotó.	Material que se hundió.	Material que flotó.	Material que se hundió.
810 grs.	44 grs.	24 grs.	122 grs.
Ceniza, 4.21%	Ceniza, 52.36%	Ceniza, 11.54%	Ceniza, 69.82%
Azufre, 2.05%	Azufre, 3.20%	Azufre, 2.11%	Azufre, 5.16%
834 grs.		166 grs.	
Ceniza 4.41%		Ceniza, 65.18%	
Azufre, 2.06%		Azufre, 4.64%	

De este cuadro se deduce que, reduciendo en 2% la recuperación el contenido en ceniza disminuye considerablemente. Siguiendo esta línea de investigación más adelante se descubrió que una porción considerable del contenido de fósforo se encontraba en los esquistos y en el carbón de "Bone", y, por lo tanto, cuanto mayor fuese la cantidad de estas impurezas que se eliminaban, menor sería el total de fósforo en el producto lavado.

Habiendo llegado a la conclusión, por lo tanto, que para poder llegar a lavar de una manera eficiente ciertas porciones de nuestro carbón, era necesario primero que nada, molerlo muy fino, se presentaba el siguiente problema:

¿Cuál sería el procedimiento de concentración más adecuado para producir este resultado? Se tuvieron muy en cuenta las dificultades que presenta el limpiar de una manera eficiente el carbón muy molido. Cuán difícil es separar el carbón de los esquistos que lo acompañan, cuando ambas se encuentran en estado fino, ha sido probado recientemente por los señores James Cooper, F. R. S. E. y John

Wilson, M. I. M. E., en su trabajo intitulado: "Investigación Experimental del problema de Duff" (1). El sumario de sus resultados es como sigue: "Los experimentos que se llevaron a cabo demostraron que las partículas de más o menos 50 mallas de tamaño, experimentan un cambio en la *Ley de caída*, lo que quedó confirmado por un notable aumento del tanto por ciento de ceniza. Este resultado demuestra que es casi imposible lavar por gravedad carbones reducidos a un tamaño menor que éste, o sea, de 50 mallas. El término medio de los análisis del carbón pequeño de Oughterside demuestran que el carbón que va a la planta de chancado contiene alrededor de 4 a 5% de carbón menor de 50 mallas. Después de chancar el carbón este tanto por ciento llega a un 20. El problema por resolver en el tratamiento de este carbón fino no radica tanto en su lavado sino en la manera de secarlo. El polvo muy fino podría, por supuesto, separarse en seco antes de lavar el carbón y emplearlo como carbón pulverizado en una planta de este tipo si tal existiera. El botarlo al desmante sería un derroche, puesto que contiene parte del carbón de mejor calidad. La única solución del problema es, por consiguiente, la concentración. Se adoptó, por lo tanto, el sistema de flotación de la "*Minerals Separation Company*", pues según nuestra opinión, es el único sistema de beneficiar de una manera eficiente este carbón. El objetivo que se perseguía en este caso, consistía en producir un coke de alta calidad para poder competir con aquel de Durham, el que siempre se ha considerado como modelo para todos los cokes. Los propietarios de los Altos Hornos de Cumberland, se dieron cuenta que les convendría emplear este coke en el caso de que pudiera producirse, pues les costaría mucho menos que el de Durham, pues el precio del coke en Inglaterra depende de su pureza.

El precio de compra está basado sobre el carbón fijo que contiene el combustible. El efecto de esta escala de compra es la siguiente: Que si vale la pena fabricar coke, vale la pena fabricar buen coke, es decir, que el vender coke con tanta ceniza como el comprador estaría dispuesto a adquirir, no produce tan buenos resultados económicos como lavar el carbón y separar su ceniza y vender el coke sobre la base de carbón fijo; y de aquí la necesidad de obtener un carbón limpio.

El principio básico del sistema de la flotación según *Minerals Separation Company*, ha sido sintetizado en la siguiente sinopsis de un trabajo publicado por los señores Bury, Broadbridge y Hutchinsom en "La flotación aplicada al lavado de los carbones industriales":

"Principios del sistema de flotación.—Cuando a una pequeña cantidad de agua se le añaden ciertos reactivos y la mezcla que resulta se agita violentamente, se produce una multitud de minúsculas burbujas de aire. Una vez que el líquido vuelve al reposo, las burbujas no se juntan

(1) «Colliery Guardian», Julio 20 de 1923, página 147.

sino que permanecen separadas y se elevan lentamente a la superficie donde se forma una espuma más o menos permanente. Muchos y variados son los reactivos que se pueden emplear para conseguir este objeto, entre los cuales podemos incluir a ciertos aceites, (tal como la terpentina), substancias orgánicas solubles (tal es como el cresol), ciertos alcoholes, (como el amyl) y los jabones. La cantidad de reactivo que se requiere es pequeña: en la mayoría de los casos, sólo llega a una fracción de libra de reactivo por cada tonelada de agua. Si las partículas sólidas se suspenden en el agua, estas partículas pueden o no juntarse a las burbujas; si se juntan, una vez que el líquido vuelve al reposo, las burbujas se elevan a la superficie y forman una espuma en extremo estable en la cual los sólidos quedan suspendidos. Los sulfuros, el carbón y el grafito se pueden flotar por este sistema; por el contrario, la arena, la greda y otras substancias terrosas similares no se adhieren a las burbujas, y por lo tanto, se hunden en el líquido. De esto se deduce que, en una mezcla de substancias que flotan y de otras que no flotan en agua si se agitan en presencia de un reactivo conveniente que produzca espuma, las partículas que flotan serán atraídas por la espuma, mientras que las materias terrosas se irán al fondo. Por lo tanto, si un carbón que contenga una proporción de greda o una materia similar se muele hasta que pase a un arnero de 1/10 de pulgada y el producto se mezcla con agua y a la cual se ha añadido un reactivo conveniente en pequeña cantidad, el carbón en un estado de pureza se separará de la greda. Si el carbón que se va a beneficiar estuviera compuesto de: carbón puro, esquistos carboníferos y greda, el carbón puro puede ser recuperado puro, después de lo cual se puede recuperar los esquistos carboníferos añadiendo una pequeña cantidad de un aceite y la greda quedaría sola. Debiera tenerse muy en cuenta que el sistema de la flotación no depende en el peso específico de la substancia, desde el momento que hay substancias (tales como la galena), que es una de las que flota con mayor facilidad y rapidez y tiene un peso específico muy alto.



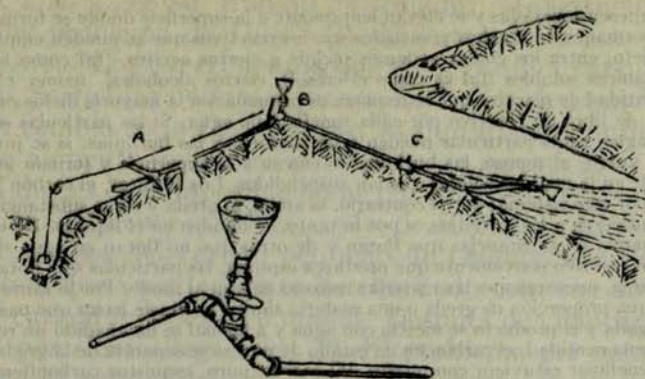
IDEAS PRACTICAS PARA MINAS

SIFON PARA SACAR AGUA DE UNA MINA

En aquellos casos raros en que el yacimiento tenga muy poco manto y las labores más profundas estén a unos 5-8 metros de hondura, con respecto a la boca-mina, se puede emplear el siguiente sifón:

El diámetro de la cañería debe tener un mínimo de $1\frac{1}{4}$ " para evitar atollamientos. En el extremo inferior de la cañería de descarga se coloca una llave ordinaria, A. Esta llave se puede arreglar de tal manera que sea posible hacerla funcionar desde la boca-mina, por medio de un contrapeso.

En el punto mas alto del sifón se coloca otra llave, B, de tal manera que el sifón pueda ser "cebado" llenándolo de agua. Hay que dejar lugar para que el aire pueda escapar del sifón. La mejor manera de hacer el sifón es colocar un codo en cada uno de sus brazos, unir aquellos con nipples cortos, una "t" y una unión. La válvula de "cebar" se une a la "t" por medio de un pequeño trozo de cañón. Es conveniente colocar una válvula de retención C, en el brazo del sifón que queda dentro de la mina, y como a 1.80 a 2.70 metros más abajo que la llave de "cebar". En el punto inferior del sifón es útil co-



Sifón para desaguar una mina.

locar un chupador para impedir que el lodo o basura tape la cañería. Si hubiese mucho sedimento en el agua, entonces sería conveniente emplear una manguera de goma y un flotador de madera como se indica en el grabado.

Para hacer funcionar el sifón ciérrense las llaves A y C y ábrase la llave B.

Llénese la cañería con agua utilizando el embudo B, hasta que dejen de salir burbujas de aire y ciérrese la llave B. Abrase la llave A y C y espérese el resultado; Si las uniones no han sido bien hechas el aire se irá acumulando en B y el sifón dejará de funcionar.

Una vez que el sifón esté arreglado, funcionará por sí sólo hasta que el aire o basura que entra al chupador lo tape. El atollamiento del chupador puede arreglarse de la manera siguiente: Dejando la llave C abierta, cerrando A, y abriendo de repente B. Si esto no resulta, no hay otro remedio que desconectar el chupador.



CONSULTAS

La Sociedad Nacional de Minería, de acuerdo con sus propósitos de contribuir con todos los medios a su alcance al desarrollo de la Minería Nacional y especialmente con el objeto de ayudar a sus socios y subscriptores en todos aquellos problemas relacionados con el laboreo de minas, sistemas de beneficio, práctica de la fundición, etc., ha decidido inaugurar a partir del presente número del **BOLETÍN MINERO**, una amplia y completamente gratuita Sección de Consultas

técnicas, la que estará a cargo de técnicos especialistas en las diversas materias objeto de las consultas. Con el propósito de generalizar en todo lo posible la materia en estudio, el BOLETÍN ha decidido publicar tanto la pregunta como la respuesta.

Las consultas pueden versar sobre cualquier tópico de Minería, Geología, Ensayes, Mensuras, Estadística o Beneficio de minerales, bien se trate de concentración, lixiviación fundición y aún sobre todos aquellos problemas de Ingeniería Civil, Mecánica o Hidráulica relacionada con la minería.

Sin embargo, queremos dejar constancia plena de que el BOLETÍN MINERO no tratará en absoluto ninguna cuestión relacionada con negocios de minas formados o en formación.

Si el socio o subscriptor lo desea, puede publicarse la pregunta, bajo seudónimo, pero siempre que venga hecha en cupón respectivo y con su firma y dirección.

Para este efecto al hacer el reparto mensual del BOLETÍN, se acompañará a cada socio o subscriptor, un cupón especial.

Se ruega que las preguntas vengan redactadas del modo más claro posible y para que esta Sección no sea demasiado voluminosa, que no conste de más de 150 palabras.



BIBLIOGRAFIA

Con el objeto de mantener siempre a nuestros lectores al corriente de los últimos sistemas de explotación y beneficio de minerales, de nuevos y rápidos métodos de análisis, de las últimas teorías sobre la deposición de minerales y descripciones de nuevos yacimientos metalíferos y en general, de todas aquellas materias relacionadas con la minería y metalurgia de los metales, empezamos en este número a publicar una biografía completa de todos los trabajos importantes que se publiquen en todo el orbe sobre estos tópicos.

Aquellos lectores que se interesen por conocer cualquier artículo de los publicados pueden pasar por la Biblioteca de la Sociedad Nacional de Minería a consultarlo y en el caso de que la publicación no existiera en nuestra Biblioteca, nosotros nos comprometemos a pedir la Revista al país de su publicación, mediante el pago adelantado de su costo y franqueo.

LA REDACCION.

ANÁLISIS

Hierro.—Método de determinar el hierro ferroso en materiales que contengan hierro.

Disolvente.—La elección de los disolventes en los análisis. H. C. Dews. *Metal. Industry*, Londres. Vol. XXVI, Enero, 1925, pp. 101-2.

CARBÓN

Los accidentes.—Algunas indicaciones para la prevención de los accidentes debidos a derrumbes en las minas. (1) E. Watts, (2) W. E. Baall.—*Colliery Guardian*, Vol. CXXIX, Enero 9, 1925, pp. 90-3 y febrero 6, 1925 pp. 334-5.

Maquinaria para cortar carbón.—Máquinas para cortar carbón en el sistema Longwall y su estandarización. *Colliery Engineering*.

INDIA

Algunos de los problemas en la explotación de las minas de carbón en la India. (Mantos de mucho espesor; la extracción de los pilares; la combustión espontánea; el transporte) D. Penman, *Transactions, Institution of Mining Engineers* Vol. XVII, 1924 pp. 346-52.

El lavado del carbón.—(Contribución al estudio de la maquinaria para lavar carbón; tipo; resultado máquinas para lavar lodo; planta de prueba). A France-Foquet.—*Review de l'industrie Minérale*. N.º 98. Enero 15 de 1925 pág. 23-42

El lavado del carbón.—Método de lavar el carbón fino por el sistema de flotación y sistemas de concentrar en mesas en las minas de carbón de Oughterside. Cumberland. J. G. Scouler y B. Dounglinson.

GEOLOGIA

Metalogénesis.—Sinopsis de una teoría de metalogénesis. Juan Hereza y Ortuño. *Ingeniería y Construcción*. Febrero 1924.

México.—Inyecciones metalíferas en la mina Cananea Duluth. (Relación de las Rocas ígneas a los yacimientos; forma de los yacimientos; los minerales y la ganga; origen del mineral). G. J. Mitchell *Engineering and Mining Journal-Press*.

HIERRO Y ACERO

Hierro esponjoso.—Desarrollo reciente de la industria del hierro esponjoso. (Producción; aplicación a la recuperación de plomo; la fundición del hierro esponjoso). C. E. Williams. *Mining and Metallurgy*, New York, Vol. VI, Enero 1925 pág. 10-11.

METALURGIA

Consumo de combustible.—Manera de alimentar los hornos para reducir el consumo de coke. (Manera de regular las cargas y los flujos que se emplean). R. L. Lathe. *Bull. N.º 154. Canadian Institute of Mining and Metallurgy*. Febrero 1925. pág. 143-7.

EXPLOTACION DE MINAS

La explotación de mineral en vetas de mucho manto.—D. C. Ashmead, *Mining and Metallurgy*. Nueva York, Vol. 6. Febrero de 1925 pág. 68-70.

SISTEMAS DE CATEO

El cateo por medio de la electricidad.—(La conductividad eléctrica de varias rocas y minerales; los principios y métodos; bibliografía: G. Bergstrom. *Journal, Chemical, Metallurgy and Mining Society of South Africa*. Vol. 25, Noviembre de 1924. pág. 138-48.

CATEO

Cateo por medio de la electricidad en Rhodesia del Norte. R. M. Hughes. *South Africa Mining and Engineers Journal* Vol. 35. Enero 10 de 1925. pág. 472-3.

La balanza de torsión de Eotvos y su aplicación para descubrir minerales. (El principio; método de hacer la mensura; ejemplo; su aplicación al petróleo, a la sal, al carbón y a los yacimientos de minerales pesados. H. Shaw y E. L. Jones. *Mining Magazine*. Vol. XXXII. Enero 1925. pág. 18-25. y Febrero de 1925. Pág. 86-92.

La conservación de la madera.—El petróleo con arsénico como un preservativo para la madera. W. L. Tanner. *Industrial and Engineering Chemistry*, Nueva York. Vol. 17 Febrero de 1925. Pág. 167.

La ventilación.—Principio en la construcción de los ventiladores para minas. *Colliery Engineering*. Londres. Vol 1 Junio 1924. Págs. 163-6 y Julio de 1924. Págs. 231-3.

FUERZA MOTRIZ

La economía en el combustible.—Ventajas que ofrece el empleo de carbones inferiores en la industria. Pruebas de carbones en las minas de Ostricourt en Francia. M. Clerget. *Chaleur et Industrie*. N.º 57. Enero de 1925. Págs. 34-41.

LUBRICANTES

(Sistema; cilindros de vapor; compresoras de aire; dinamos y motores; cartos para

minas; perforadoras; máquinas de combustión interna. E. H. Estrange. Journal, South African Chemical, Metallurgy and Mining Society. Vol XXV, Septiembre de 1924, pág. 48-52.

ticas principales de las vetas; minerales y ganga; la textura de los minerales; minerales en las oquedades). E. S. Bastin, Geología Económica. Vol. XX. Enero de 1925. Pags. 1-24.

PLATA

Ontario.—Minerales primarios de plata nativa del Lorraine del Sur y cobalto. Ontario. (Geología General. Caracterís-

ESTAÑO

El desarrollo del dragado de estaño en Malaya. Mining Journal. Londres Vol. CXVIII, Febrero 21 de 1925. Pág. 160.

PRECIOS DE MATERIALES PARA MINAS

Explosivos

DINAMITA DE 40%:

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

DINAMITA DE 60%:

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

GELIGNITA DE 42%:

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

GELIGNITA DE 62%:

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

FULMINANTES ELÉCTRICOS N.º 6:

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

ALAMBRES PARA FULMINANTES ELÉCTRICOS:

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

GUÍAS ORDINARIAS:

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

GUÍAS PARA AGUA:

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

PÓLVORA NEGRA:

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

FULMINANTES N.º 3:

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

FULMINANTES N.º 6:

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

ARGLONITA:

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

GELIGNITA DE 51%:

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

GELIGNITA DE 34%:

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

Lubricantes

ACEITE PARA MÁQUINA DE VAPOR:

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

ACEITE PARA MOTORES DIESEL (Cilindro):

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

ACEITE PARA MOTORES DIESEL (Descansos):

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

ACEITE PARA MOTORES ELÉCTRICOS Y DINAMOS:

El cajón de 10 galones, marca "Buffalo", en Santiago.....	\$	25. —	oro.
Las dos latas de 4 galones, cada una, marca "Internaco" en Santiago.....	»	111.20	m/cte.
El galón en Santiago, marca "Standard Oil".....	»	1.90	oro.

ACEITE NEGRO:

El galón, marca "Buffalo", en Santiago, en tambor de 51 galón.....	\$	1.30	oro.
El galón, marca "Standard Oil", en Santiago.....	»	1.40	oro.

GRASA DE PINO:

El tarro de 37 kilos netos, marca "Buffalo", en Santiago.....	\$	12.75 oro.
El barril marca "Standard Oil", en Santiago.....	>	17.00 oro.

GRASA CONSISTENTE:

El kilogramo, marca "Buffalo", en Santiago, en tambores de 200 kilos	\$	0.84 oro.
El kilogramo, marca "Standard Oil", en Santiago.....	>	0.90 oro.

ACEITE DE ESPERMA:

El cajón, en Santiago.....	\$	78.— m/cte.
El litro, en Santiago.....	>	1.75 m/cte.

KARBOLINEUM:

El litro, en Valparaíso.....	\$	1.80 m/cte.
------------------------------	----	-------------

Pinturas

AZARCÓN:

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

ACEITE DE LINAZA COCIDO:

El tarro de 6 galones, marca "Cóndor", en Santiago.....	\$	90.— m/cte.
El tarro de 6 galones, marca "Genuino Inglés", en Santiago.....	>	27.75 oro

AGUARRAZ:

El cajón de 10 galones, marca "Arbolito", en Valparaíso.....	\$	43.00 oro.
El cajón de 10 galones, en Santiago.....	>	43.— oro.

PINTURA BLANCA DE ZINC:

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

PINTURA BLANCA DE PLOMO

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

Productos Químicos

ÁCIDO SULFÚRICO PURO ESPECIAL PARA ACUMULADORES DE 66° Bé.

Hasta 100 kilos, en Santiago.....	\$	4.— m/cte. kilo
Hasta 500 kilos, en Santiago.....	>	3.50 m/cte. kilo
En partidas mayores.....	>	3.— m/cte. kilo

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

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

ÁCIDO NÍTRICO PURO, DE 45° Bé.

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

ÁCIDO CLORHÍDRICO PURO, DE 22° Bé.

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

AMONÍACO HIDRATADO:

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

AMONÍACO HIDRATADO:

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

SULFATO DE COBRE:

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

Maderas

PINO OREGÓN:

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

PINO ARAUCARIA:

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

ÁLAMO EN BRUTO:

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

ROBLE:

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

LUMA:

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

Varios

CREOSOTA:

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

ALQUITRÁN MINERAL:

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

HILACHAS DE ALGODÓN:

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

CEMENTO NACIONAL:

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

CARBURO DE CALCIO:

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

CLAVOS DE ALAMBRE, VARIAS DIMENSIONES:

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

CAÑERÍA PARA AGUA DE FIERRO GALVANIZADO:

El metro, en Santiago de $\frac{1}{2}$ ".....	\$	0.60 oro.
El metro en Valparaíso de $\frac{1}{2}$ ".....	>	0.66 oro.
El metro, en Valparaíso de $\frac{3}{4}$ ".....	>	0.85 oro.
Cañería para agua, de 1".....	>	1.14 oro.
Cañería para agua, de $1\frac{1}{2}$ ".....	>	2.10 oro.
Cañería para agua, de 2".....	>	2.90 oro.
Cañería para agua, de $2\frac{1}{2}$ ".....	>	4.40 oro.
Cañería para agua, de 3".....	>	5.30 oro.

CORREA BALATA DE 2"—El metro, en Santiago, marca "Rublata".....	\$	6.65 m/cte.
" " " 3"—El metro, en Santiago, marca "Rublata".....	>	9.80 m/cte.
" " " 4"—El metro, en Santiago, marca "Rublata".....	>	13.35 m/cte.
" " " 6"—El metro, en Santiago, marca "Rublata".....	>	26.70 m/cte.
" " " 8"—El metro, en Santiago, marca "Rublata".....	>	40.95 m/cte.
" " " 10"—El metro, en Santiago, marca "Rublata".....	>	55.15 m/cte.

CORREA DE CUERO DE 2"—El metro, en Santiago, marca "Schieren".....	\$	9.80 m/cte.
Id. marca "Duxbak".....	>	14.25 m/cte.
Correa de cuero de 3"—El metro en Santiago, marca "Schieren".....	>	14.70 m/cte.
Id. marca "Duxbak".....	>	21.35 m/cte.
Correa de cuero, de 4"—El metro, en Santiago, marca "Schieren".....	>	19.60 m/cte.
Id. marca "Duxbak".....	>	28.50 m/cte.
Correa de cuero de 6"—El metro, en Santiago, marca "Schieren".....	>	29.40 m/cte.
Id. marca "Duxbak".....	>	42.70 m/cte.
Correa de cuero de 8"—El metro, en Santiago, marca "Duxbak".....	>	56.95 m/cte.

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

ACERO OCHAVADO PARA MINAS, DE 7/8":

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

PERNOS PARA ECLISAS:

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

CLAVOS RIELEROS IMPORTADOS

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

CARROS MINEROS:

Cada uno.....	\$	250.— oro.
---------------	----	------------



COTIZACIONES

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

PRECIO DE COMPRADORES

COMPAÑIAS	Valor de la acción		DIAS							
			2		9		16		23	
	Pagado	Nominal	Santiago	Valparaiso	Santiago	Valparaiso	Santiago	Valparaiso	Santiago	Valparaiso
ORO										
Dichas.....	\$	40			53½		55			58
Minerva.....	\$	10					9			
Marga-Marga.....							7			
PLATA										
Condoriaco.....			3¼							
Caylloma.....	sh.	5	sh.	5	8					
Nueva Elqui.....	\$	10							7½	7½
Presidenta.....	\$	5			4¼					
Taltal.....	\$	10	\$	10						13
Tres Puntas.....	\$	5						2½		
COBRE										
Bronces.....	\$	10					5½			
Chañaral.....									8	
Disputada.....	\$	20		36½						
Gatico.....	\$	12	\$	12					7¾	3¾
Huanillos.....	\$	15			24½			22	24	24
Tocopilla.....	£	1		100		100½	100	104½	105½	105
ESTAÑO										
Araca.....	£	1	£	1				307		
Carolina.....	£	1		29	28½	29¼	28			
Cerro Grande.....							19½			21
Chacaltaya.....	\$	50		34 15	35		33	32½	32	30¾
Colquiri.....	\$	5				15½	15¼	10		10½
Fortuna de Colquiri.....	\$	10		29¼				18		
Kala Uyu.....	£	1		51¼	52		54¼	51	51	
Kumurana.....	£	1		26	26½					
Kelluani.....					18¾					
Monte Blanco.....	£	4		44						
Morococala.....				58						61¼
Oruro.....	\$	20	\$	20			33½		33	61
Oploca.....	£	1	£	1	213	213½	211	208	208½	
Patiño.....	£	1		356	357	363	365	350	374	350
Salvador.....	sh.	10		19½	19¾	20	20	19	19	22½
Santo Cristo.....	£	1		9		10¾		12		11½

COMPANÍAS	Valor de la acción		DÍAS							
			2		9		16		23	
	Pagado	Nominal	Santiago	Valparaíso	Santiago	Valparaíso	Santiago	Valparaíso	Santiago	Valparaíso
CARBÓN										
Minera e Industrial.	\$ 80	\$ 80	33	..	33¼	33	33	..
SALITRERAS										
Antofagasta.....	\$ 50	\$ 50	81¼	80	77½	..	77	79	..	75¼
Castilla.....	\$ 20	29½
Chilena de Salitres..	£ 1	34
Galicia.....	£ 1	35	33½	..	34½
Lastenia.....	£ 1	£ 1	63
Loa.....	£ 1	£ 1	62½
Perfetti.....	£ 1	6½

CAMBIO Y RECARDO DEL ORO

DÍAS	\$ m/c. por £	£ por oro 18d.	Recargo del oro %	DÍAS	\$ m/c. por £	£ por oro 18 d.	Recargo del oro %
2	40.40	12.80	214.50	15	42.—	12.80	222.—
3	40.40	12.80	214.60	16	42.—	12.80	222.—
5	40.80	12.80	217.50	17	42.—	12.80	222.—
6	40.80	12.80	217.80	18	42.—	12.80	223.50
7	40.80	12.80	215.20	19	42.—	12.80	223.50
8	40.90	12.80	215.60	20	42.—	12.80	225.50
9	40.80	12.80	217.—	21	41.80	12.80	225.50
10	40.60	12.80	216.80	22	41.70	12.80	222.50
12	41.—	12.80	218.80	23	41.60	12.80	223.80
13	41.20	12.80	220.60	30	43.60	12.80	240.—
14	42.—	12.80	224.50	31	43.40	12.70	239.—

COTIZACIONES DE LA PLATA

DÍAS	Londres 2 meses onza standard peniques	Valparaíso kilo fino \$ m/cte.
8.....	31½	179.30
22.....	32½	184.30

COTIZACIONES DEL COBRE

QUINCENAL EN CHILE

FECHAS	A bordo \$ m/c. por qq. m.		
	Barras	Ejes 50 %	Minerales 10 %
8.....	245.57	108.42	12.92
22.....	244.37	107.54	12.85½
		Escala 245 cents.	Escala 139¼ cents.
		Escala 244 cents.	Escala 138½ cents.

SEMANAL EN NUEVA YORK

DIAS	Centavos por libra	DIAS	Centavos por libra
8.....	15½	22.....	14¾—15
15.....	15½	29.....	14¾—15

DIARIA EN LONDRES

DÍAS	£ por tonelada		DÍAS	£ por tonelada	
	Contado	3 meses		Contado	3 meses
2.....	67. 5.0	68. 7.6	16.....	65. 17.6	67. 0.0
5.....	67. 17.6	69. 0.0	17.....	65. 17.6	67. 0.0
6.....	67. 5.0	68. 7.6	20.....	65. 5.0	66. 5.0
7.....	67. 5.0	68. 7.6	21.....	64. 12.6	66. 15.0
8.....	66. 5.0	67. 7.6	22.....	64. 17.6	65. 17.6
9.....	66. 15.0	67. 17.6	23.....	65. 10.0	66. 12.6
12.....	67. 5.0	68. 7.6	26.....	65. 10.0	66. 10.0
13.....	66. 15.0	67. 17.6	27.....	65. 7.6	66. 7.6
14.....	66. 15.0	67. 17.6	28.....	65. 0.0	66. 0.0
15.....	66. 7.6	67. 10.0	29.....	65. 0.0	66. 0.0
			30.....	64. 15.0	65. 15.0

SALITRE

8 Enero.

El estado quieto del mercado salitrero ha continuado a través de la quincena bajo revista y la Asociación de Productores ha vendido solamente 4,750 toneladas incluyendo 200 toneladas vendidas para el consumo en la costa. En reventas algunos lotes han cambiado de mano a 20/7¼ neto para los vendedores para entregas Enero/Marzo.

El mercado europeo también continúa depreciado, pequeñas ventas para llegadas pronto se han hecho a £ 11.15.6 c. i. f. para Amberes/Hamburgo e intermedios.

Las ventas efectuadas por la Asociación han sido las siguientes:

Entrega en Enero.....	4,050 toneladas
" " Marzo.....	500 "
	4,550 toneladas

La producción durante el mes de Diciembre fué de 2.165,162 qtls. méts. con 90 oficinas trabajando, y durante el mismo mes el año anterior habían trabajado 80 oficinas, las que produjeron 1.995,884 qtls. méts.

El total de lo exportado el último mes, fué de 3.010,219 qtls. méts. demostrando una baja de 295,498 qtls. méts. comparado con Diciembre de 1923.

La producción y exportación durante los 12 meses en los últimos 4 años se compara como sigue:

	Qtls. Méts.		Qtls. Méts.
1921 Producción	13,155,525	Exportación	11.139,106
1922 " "	10.717,973	" "	13.125,650
1923 " "	19.057,022	" "	22.661,858
1924 " "	24.031,958	" "	23.604,630

El mercado de fletes por salitre ha continuado firme para Reino Unido o Cont.

Para Enero/Febrero está escaso y los exportadores han demostrado interés a 29/6 para Burdeos/Havre e intermedios y a 29/- para Havre/Hamburgo e intermedios, pero los armadores se están manteniendo a 1/- más en ambos casos. Para Marzo/Abril, Havre/Hamburgo e intermedios, la cotización nominal es de 23/6. Para el Mediterráneo Málaga/Genova e intermedios, no se puede conseguir

espacio por vapores de la carrera antes de Febrero, por el cual se pide 32/6, pero se podría hacer negocio a más o menos 30/- y 31/- según condiciones.

Para Estados Unidos, Galveston/Boston e intermedios se registran fletamentos a \$ 5.—americano con un puerto de descarga con opción de uno extra, a \$ 5.20 dollars para embarque Enero a principios de Febrero. Las Compañías de la carrera han aceptado \$ 4.75 dollars para New York directamente para embarque pronto, pero se mantienen a \$ 5.—para adelante. Para la costa Oriental el precio es ahora de \$ 3.75 americanos para cualquier posición.

22 Enero.

El mercado continúa sin movimiento, tanto en Chile como en los mercados consumidores. No se ha efectuado ventas por la Asociación de Productores; pero varias transacciones se han hecho por revendedores, a 20/7¼ y 20/7½ para entrega Enero/Marzo, siendo el precio neto para los vendedores.

El mercado europeo continúa depreciado, pequeñas ventas se han efectuado a £ 11.17.6. c. i. f. puertos entre Amberes/Hamburgo, para embarque Diciembre.

Las existencias en la costa han disminuído a 884,840 toneladas el 31 de Diciembre de 1924, pero los embarques durante la primera quincena de Enero han sido solamente de 1.081,093 qtls. méts. comparado con 1.789,955 durante el mismo período en 1924, esto se debe en parte, a las huelgas en Antofagasta, Mejillones y Caleta Coloso.

Durante la pasada quincena el mercado de fletes por salitre ha estado paralizado, y los importadores en la costa no han demostrado interés en contratar fletes se puede decir para cualquier destino. Para el Reino Unido o Cont. Enero/Febrero se cotiza ahora nominalmente a 29/-, para Marzo a 28/6, y para más adelante hasta Junio, a 27/6. Para puertos en el Atlántico norte de España, Febrero/Marzo, el tipo de 32/6 queda sin cambio. Para el Mediterráneo, Málaga/Génova e intermedios el mercado está más flojo y se cotiza a 30/- para Febrero/Marzo. Para embarques próxima estación el tipo es 32/6.

Para Estados Unidos, Galveston/Boston e intermedios, se registran fletamentos por cargamentos completos para embarques Marzo/Abril a \$ 5.—amer. para un puerto con opción, demás puertos pagando un premio.

El precio de las Compañías de la carrera para New York directo, quedan sin cambio, a \$ 5.—amer. para cualquier posición. Para la costa Oriental a San Francisco se ofrece espacio a 3.75 amer. y a \$ 4.—para puertos en Puget Sound.

CARBON

8 Enero.

El mercado de carbón ha continuado tranquilo con muy pocas demandas.

Australiano, las mejores marcas, aún están difíciles de obtener, debido a los precios altos de los fletes y se puede solamente cotizar nominalmente a 40/- para salidas futuras.

Americano, Pocahontas o New River, cargamentos completos sigue cotizándose a 35/- con descarga pronta y 40/- por parte de cargamento.

Cardiff Admiralty List no se piden, la cotización es de 45/- nominal. En West Hartley se vendió parte de un cargamento para un puerto salitrero salida esperada en Marzo, a 37/6.

Nacional, las mejores marcas, para puertos salitreros se puede obtener de \$ 80.— a \$ 82 moneda corriente.

22 Enero.

El estado tranquilo del mercado aun continúa.

Australiano la mejor calidad se cotiza solamente a 40/- nominal, debido a que el flete está difícil de conseguir.

Americano, Pocahontas y New River; se puede obtener a 33/6 y 35/- según salida y cantidad.

Cardiff Admiralty List se cotiza a 45/- nominal, Hartley se puede obtener de 37/- a 37/6 para puertos salitreros.

Nacional, la mejor clase, se consigue de \$ 80.— a \$ 82.— moneda corriente.



El presente de carbon de coque...
CARRON

El presente de carbon de coque...
CARRON

El presente de carbon de coque...
CARRON

El presente de carbon de coque...
CARRON

El presente de carbon de coque...
CARRON

El presente de carbon de coque...
CARRON

El presente de carbon de coque...
CARRON

El presente de carbon de coque...
CARRON

El presente de carbon de coque...
CARRON

El presente de carbon de coque...
CARRON

El presente de carbon de coque...
CARRON

El presente de carbon de coque...
CARRON

El presente de carbon de coque...
CARRON

El presente de carbon de coque...
CARRON

El presente de carbon de coque...
CARRON

El presente de carbon de coque...
CARRON

El presente de carbon de coque...
CARRON

El presente de carbon de coque...
CARRON

El presente de carbon de coque...
CARRON

El presente de carbon de coque...
CARRON