

BOLETIN MINERO

DE LA

Sociedad Nacional de Minería

SANTIAGO DE CHILE

Director: Fernando Benítez

SUMARIO

	Pág.
El cobre en 1925.	180
El estaño en 1925.	181
El Congreso Geológico Internacional.	183
Los Guggenheim y la industria salitrera.	185
El Consejo de Estudios Económicos.	190
Bosquejo de la Geología de Bolivia.	193
Los magmas metalíferos, por J. E. Spurr.	195
El cañón Garr para alimentar flujo a los convertidores.	199
Monografía Minera de la Provincia de Coquimbo, por J. Kuntz.	200
La electricidad en las minas. La gran economía en la maquinaria moderna, por E. I. David.	211
Los progresos en la concentración de las menas, por Robert H. Richards y Charles E. Locke.	222
La tecnología de la lixiviación, por A. W. Allen.	237
El oro del mundo, por J. E. Spurr.	245
El amianto.	253
SECCIÓN SALITRERA.—Investigaciones sobre el nitrógeno, por H. Fóster Bain y H. S. Mülliken.	258
Procedimientos para la elaboración del salitre. Sistema Guggenheim Bros. Patentes norteamericanas.	262
SECCIÓN CARBONERA.—El informe de la Comisión del Carbón.	271
Producción Mensual de cobre crudo	276
Informaciones de las compañías mineras.	277
Cotizaciones.	279
Bibliografía.	283

EL COBRE EN 1925

Hablando en términos generales, se puede decir que 1925 fué un año próspero para la industria del cobre, y especialmente para aquellas compañías que explotan los grandes yacimientos llamados diseminados o porfíricos, tanto en Norte como en Sudamérica.

En el año 1924 el costo de producción en los Estados Unidos fué $1\frac{1}{2}$ centavos por libra menos que en el periodo 1911-15; pero las compañías productoras se vieron privadas en parte de las legítimas ganancias que les correspondían debido al exceso de producción que mantuvo el precio medio del metal rojo durante todo el año 24 a 13 centavos de dólar la libra, precio de venta que redujo las ganancias a un nivel inferior al anterior a la guerra.

En 1925 el precio medio en Nueva York, durante todo el año, fué de 14 centavos de dólar la libra, (alrededor de £ 65 la tonelada larga de 2,240 lbs.). Este centavo de dólar extra que las compañías recibieron por libra de cobre en 1925, casi restableció el margen de ganancia distribuible en forma de dividendos a los accionistas, que en el periodo anterior a la guerra era de $3\frac{3}{4}$ a 4 centavos por libra de cobre. Sin embargo, debemos tener en cuenta que estos centavos post-guerra no tienen el mismo poder adquisitivo que los anteriores a la guerra debido a la depreciación del dólar, o lo que es lo mismo, al mayor valor del resto de las mercaderías, y que esos $3\frac{3}{4}$ ó 4 centavos no representan, en cuanto a su poder adquisitivo, sino $2\frac{1}{4}$ a $2\frac{1}{2}$ centavos. En realidad, para que el accionista recibiera igual ganancia que en 1913, con los precios de costo actuales, el cobre debería venderse a $15\frac{1}{2}$ centavos la libra. Entonces, y sólo entonces,

se habría restablecido el margen de ganancia anterior a la guerra.

Por lo que respecta a la técnica de la minería y metalurgia del cobre, 1925 fué un año de positivo progreso para la industria. En cuanto a la minería, el progreso de mayor importancia fué el nuevo sistema de montar las palas a vapor, para la explotación a tajo abierto, sobre un *chassis* parecido al que se empleó en los tanques durante la guerra y llamado por los ingleses y americanos, *caterpillar-tractor*. Este montaje da a las palas a vapor una mayor flexibilidad y movilidad, que no tenían cuando estaban montadas sobre un *chassis* que se movía sobre rieles.

En la metalurgia, el progreso de mayor valor económico fué una mejor aplicación de la flotación selectiva a las menas de cobre que permite obtener concentrados de más alta ley, con la disminución consiguiente en los costos de transporte y fundición. Esta eliminación del insoluble en los concentrados ha llegado hasta tal punto en algunas fundiciones que hoy día carecen de la sílice necesaria para efectuar una fundición económica.

La situación de los mercados europeos no se presenta clara todavía, aunque el acuerdo de Locarno debiera tender a mejorar la incertidumbre en que ha vivido el continente europeo desde el desgraciado tratado de Versalles. La Europa está todavía lejos de consumir el cobre que absorbía antes de la guerra, pues si bien es verdad que en 1924, Europa consumió 40% más cobre que en 1923, el consumo durante este año (1923), fué 38% menor que en 1913 y, por consiguiente, el consumo durante el año 24 fué un 13% menor que el del año 1913.

Las cifras publicadas hasta el pre-

sente hacen presumir que la Utah Copper Co., logre mejorar su espléndido récord de 1924. En dicho año la Utah, que explota un yacimiento parecido al de Chuquicamata, extrajo y benefició 12.126.000 toneladas de mineral con sólo 1.07% de cobre, y extrajo 214 millones de libras de cobre (97,300 tons. métricas) de los 260 millones de libras de cobre que el mineral contenía (118,000 toneladas), lo que arroja un rendimiento efectivo de 82.5%, resultado maravilloso que habla muy alto de la habilidad técnica y comercial de los técnicos de la Utah, y, muy especialmente, de su Presidente, el ingeniero señor Jackling.

Según Notman, la industria del cobre en los Estados Unidos está distribuyendo en la actualidad a sus accionistas y tenedores de bonos a razón de 73 millones de dólares al año, o

aproximadamente 3½ centavos de dólar por libra de cobre producido, comparado con 55 millones de dólares distribuidos en 1924. Esta ganancia representa un tercio mayor que la del año 1924 y equivale a un interés de 7½% sobre el valor de las acciones en el mercado.

La misma autoridad hace la siguiente distribución de la producción del cobre en el mundo:

	1924 Por ciento	1925 (diez meses) Por ciento
Estados Unidos	54.1	60.0
Chile y Perú	16.4	14.6
Katanga	6.2	6.4
El resto	23.2	18.7
	<hr/>	<hr/>
Totales	100.0	100.0

EL ESTAÑO EN 1925

1925 fué un buen año para la minería del estaño, alcanzando el metal un precio medio de £ 260.19.0 en Londres, por tonelada larga. Este precio ha sido superado una sola vez desde la terminación de la guerra: en 1920, cuando el estaño llegó a £ 296.17.0 la tonelada. Sin embargo, en el año recién terminado el precio del metal no estuvo exento de fluctuaciones bruscas, pues el 16 de Abril estaba a £ 235.0.0 y al terminar el año, a £ 290.2.6.

Analizando el precio medio del metal en un período de años, desde 1895 hasta el presente, notamos que el esta-

ño ha subido de £ 63.7.0 en 1895 a £ 260.19.0 en 1925, o sea casi £ 200 en 30 años.

El cobre electrolítico, por el contrario, sólo ha subido unos 3.3 centavos de dólar en Nueva York en un lapso igual, y unas £ 10 la tonelada en Londres desde 1903 hasta la fecha. Esto se explica, por supuesto, porque la industria del cobre ha logrado satisfacer y aún exceder la demanda de este metal, debido al éxito alcanzado en la explotación de los grandes yacimientos de cobre de baja ley en los Estados Unidos, Sudamérica y en Katanga, Africa Central. La producción, del es-

taño, por el contrario, ha permanecido estacionaria en los últimos diez años, pues en 1913 fué igual a la de 1924, unas 133,000 toneladas de fino.

Durante los últimos cuatro años, el consumo ha excedido a la demanda, como lo demuestra el hecho que los stocks visibles e invisibles en 1921 alcanzaban a 50,000 toneladas de estaño, mientras que hoy día los stocks han quedado reducidos a 18,000 toneladas. Sucintamente hablando, en cuatro años, desde 1921 a 1925, el consumo ha excedido a la producción en 32,000 toneladas, a pesar de todos los esfuerzos que se han hecho para aumentarla, esfuerzos que tenían como acicate los altos precios que han reinado.

Las exportaciones de los países que se conocen en los mercados del estaño bajo el nombre genésico de *Straits*, se han mantenido a su antiguo alto nivel y en 1924 y 1925 sobrepujaron a la década 1913-23, gracias a una mayor intensidad en la producción, cosa de que nadie creía capaz a estos países (los de la Malaya, etc.).

Bolivia apenas logró aumentar su producción en 1925 en unas 500 tons. comparada con la del año 1924, 30,000 y 29,447 toneladas, respectivamente, y aún en las cifras de producción correspondientes al año 1925 ha sido necesario calcular la del mes de Diciembre, por lo que dicho aumento puede resultar exagerado.

Según los datos facilitados por C. L. Ball, Director del Departamento de Minas de Bolivia, la producción de los principales distritos de Bolivia se descompone como sigue:

Oploca: Ingenio Santa Ana, 2,800

a 3,000 qq. métrs. de barrilla de 60% al mes;

Ingenio Siete Suyos, 640 qq. métrs. de barrilla de 60% al mes;

Distrito de Oruro: (Morococala, Huanuni, Itos y Colorado, San José y Avicaya), 3,000 toneladas de fino al año.

Araca, Chacaltaya y Carolina de Caracoles, 6,500 qq. métrs. de barrilla de 60 a 64% al mes.

Caracoles (Guggenheim Brothers), 11,000 qq. métrs. de barrilla de 63% de estaño al mes.

Según Ball, la producción de Bolivia en 1925, será mucho mayor que la del año 1924, y la del Departamento de Potosí, es como tres veces la producción combinada del resto de la República.

Los Guggenheim se están preparando para iniciar la explotación de los lavaderos de estaño en Arafilia, cerca de Potosí, por medio de Dragas,

Con respecto al precio durante el presente año, no se puede llegar a otra conclusión, salvo imprevistos, sino que el estaño se mantendrá alrededor de £ 300 durante todo el año 1926, y sobre todo en los primeros meses del año hasta Abril, cuando las entregas de estaño fino a los manufactureros son mayores. De todas maneras, en la actualidad se puede decir sin exagerar que no hay stocks de reserva a que acudir, como se ha hecho durante los últimos cuatro años, hasta el punto que en los Estados Unidos e Inglaterra estos stocks se han reducido de tal manera que las entregas inmediatas o a plazos cortos tienen primas apreciables comparadas con las de entregas a plazos largos.



EL CONGRESO GEOLOGICO INTERNACIONAL

Desde el 24 al 31 de Mayo próximo se celebrará en Madrid la XIV sesión del Congreso Geológico Internacional.

Los temas objeto de discusión serán como sigue:

1. Las Reservas mundiales de Fosfatos y Piritas.
2. Geología del Mediterráneo.
3. La fauna Cambriana y Siluriana.
4. La Geología de Africa y sus relaciones con la Europa.
5. Los vertebrados terciarios.
6. Los pliegues hercinianos.
7. Los foraminíferos del terciario.
8. Las teorías modernas de metalogénia.
9. El Vulcanismo.
10. Estudios geofísicos:
 - a) Su aplicación a la Geología, y
 - b) Necesidad de unificar los métodos gravimétricos.
11. Varios.

Por lo que concierne a nosotros los mineros, los únicos temas de verdadero interés son los que se refieren a las Reservas Mundiales de Fosfatos y Piritas y las Teorías Modernas de Metalogénia. En los últimos congresos de Estocolmo y Toronto se estudiaron las reservas mundiales de Hierro y Carbón y, como consecuencia de dichos certámenes, podemos disponer hoy día de completísimos estudios sobre las reservas del mineral de mayor importancia para nuestra civilización y del combustible para fundirlo. Las reservas de fosfatos y piritas, por supuesto, no tienen, ni remotamente, un valor económico igual al del hierro y del carbón, pero por el importantísimo rol que estos minerales han llegado a adquirir en la agricultura como fuen-

tes de abonos, bien merecen el lugar de honor en que se les ha colocado en el Congreso.

Las teorías modernas de metalogénia adquieren cada día mayor importancia por la influencia que ejercen en la busca y en el desarrollo de los criaderos minerales. La geología de los yacimientos,—llamada por los norteamericanos "Geología Económica",—ha progresado enormemente en los últimos años gracias a los completísimos estudios que los servicios geológicos de los diversos países han hecho, no sólo ya de ciertas minas o yacimientos sino de todo un asiento o cuenca minera, como la hoy día famosa mémoire que Wellet G. Miller hizo de Cobalto, en el Canadá, en sus comienzos y en el que predijo con admirable clarividencia y precisión la hondura hasta dónde era probable se encontrara mineral. Sus consejos a los mineros referentes a que dedicaran preferente atención en sus exploraciones a las rocas de la serie de cobalto,—porque él creía que en ellas se encontrarían las vetas de plata,—ha sido confirmada por los hechos hasta la saciedad, pues es bien sabido que las ocho octavas partes de la plata producida (alrededor de 400 millones de dólares en 20 años), ha venido de dicha serie de rocas. Este solo caso, si no hubiera tantos otros, serviría para probarnos el valor real que la geología práctica o de los yacimientos tiene en el cateo de los terrenos y en la exploración de los yacimientos una vez descubiertos.

Otra idea simpática y de gran valor práctico es la de efectuar una serie de excursiones a las regiones españolas

y de Marruecos de mayor interés geológico. Estas excursiones estarán a cargo de ingenieros españoles conocedores de las zonas que se piensa visitar y son las siguientes:

A-1. Estrecho de Gibraltar-Sevilla-Algeciras-Norte de Marruecos.

A-2. Excursión petrográfica a la Serranía de Ronda.

A-3. Los yacimientos metalíferos de Linares y Huelva (minas de plomo y piritas más ricas de Europa).

A-4. Estudio tectónico del valle del Guadalquivir.

A-5. Excursión a las Sierras Béticas.

A-6. Excursión al terciario continental de Burgos.

A-7. Excursión a las Islas Canarias (Ascensión al Pico de Teide, 3,710 metros).

B-1. Las minas de Almadén. (El primer criadero de azogue del mundo).

B-2. La Sierra de Guadarrama.

B-3. Aranjuez. (La estepa de Castilla).

C-1. La Cuenca hullera de Asturias.

C-2. Los yacimientos de hierro de Bilbao.

C-3. Cuenca potásica de Cataluña y Pirineo Central.

C-4. Cuenca potásica de Cataluña y Pirineo Oriental.

C-5. Excursión a las Islas Baleares.

Estos torneos científicos, además de su gran valor desde el punto de vista del progreso de las ciencias puras y aplicadas, tienen otro mérito quizás más grande todavía: el de la unión y

acercamiento de todos los hombres de buena voluntad que trabajan generosa y silenciosamente por el bien de la humanidad, sin distinción de nacionalidad, raza, religión o idioma.

Es seguro que no hay nada en el mundo más internacional y menos egoísta que las ciencias. El arte, que se dice es universal, lleva impreso todavía el sello de su nacionalidad, del país de su origen. Así hablamos de la música alemana o italiana, del arte pictórico o de la escultura española o francesa, de la literatura griega o inglesa. Pero a nadie se le ocurre ni nadie podría hablar con razón de matemáticas árabes o sajonas, de geología norteamericana o germana, de química o física francesa o italiana. Las ciencias son por su esencia cosmopolitas, pasan los límites de todas las fronteras, tanto artificiales como naturales, y no entienden de nacionalidades, idiomas o razas.

Es por esta razón, además de muchas otras, por qué deseamos el más amplio y completo éxito al Congreso Geológico Internacional por celebrarse en Madrid en Mayo próximo. Chile estará representado por dos delegados, los señores Bertrand y Montebruno.

La Sociedad Nacional de Minería de Chile se ha adherido al Congreso Geológico de Madrid y en las páginas futuras del BOLETÍN MINERO, encontrarán nuestros lectores publicados en extenso o extractados todos aquellos trabajos que puedan ser de alguna utilidad para nosotros.



LOS GUGGENHEIM Y LA INDUSTRIA SALITRERA

Como ya saben nuestros lectores, el 15 de Septiembre de 1924, la firma Guggenheim Hnos., por intermedio de una de sus compañías en Chile, adquirió en remate público del Gobierno los terrenos salitreros de Coya Norte en la suma de 3.346,500 dólares (27 millones 600,000 pesos m/c., al cambio actual). Estos terrenos tienen una extensión de 90 kilómetros cuadrados y contienen, de acuerdo con los cateos del Fisco, más de 5.600,000 toneladas métricas de salitre sin tomar en consideración grandes cantidades de caliches de menor ley que no se podían explotar antes con los sistemas de beneficio que se han usado hasta ahora en la pampa (sistema Shanks), caliches que se estiman que contienen otras 2.000,000 de toneladas de salitre.

El 7 de Enero de 1925, la firma Guggenheim Hnos., compró todos los bienes de la Anglo-Chilean Nitrate y Railway Co., Ltd., cuyas propiedades están contiguas a los terrenos de Coya Norte.

Se calcula que los terrenos adquiridos de la Anglo-Chilean Nitrate y Railway Co. Ltd., contienen, después de 35 años de explotación, un tonelaje de salitre aproximadamente igual a la mitad de las reservas combinadas de los dos yacimientos. La compañía inglesa poseía, además, 3 oficinas con una capacidad total de producción de 150,000 toneladas de salitre por año; el ferrocarril que pone en comunicación estas oficinas y las otras del distrito con el puerto de Tocopilla y, además, concesiones de agua y de terrenos en el puerto citado. La nueva com-

pañía que se formó por los Guggenheim se llama Anglo-Chilean Consolidated Nitrate Corporation y se constituyó de acuerdo con las leyes de Delaware. La compañía americana (Anglo-Chilean Consolidated Nitrate Corporation) pagó £ 3.600,000, por los negocios y bienes de la compañía inglesa (Anglo-Chilean Nitrate and Railway Co., Ltd.). El pago se hizo con bonos emitidos por la nueva compañía que ganan un interés de 7% al año y que se denominan 7% *First Mortgage Debenture Stock*.

El procedimiento Guggenheim

Según el prospecto de la Compañía, los ingenieros de la firma, a la cabeza de los cuales figura el ilustre Cappelen Smith, después de cinco años de experimentación han conseguido perfeccionar un sistema para la recuperación del salitre que se encuentra en el caliche de la pampa, sistema que dió espléndidos resultados después de pruebas que duraron más de 16 meses en una planta semi-comercial construída en la misma pampa.

Las ventajas del nuevo procedimiento comprobadas por las pruebas que se hicieron, son las siguientes y que traducimos del prospecto de la nueva corporación:

a) Mientras que con el antiguo procedimiento sólo se recuperaba un poco más del 55% del salitre contenido en el caliche, la planta de experimentación demostró una recuperación por el pro-

cedimiento Guggenheim de aproximadamente 90%, y

b) Nuestras pruebas también demostraron que el costo real de producción del salitre en la planta será probablemente menor que la mitad del que se obtiene en el término medio de las oficinas actuales.

El procedimiento es fácil de operar y se parece, en sus líneas generales, a las operaciones de la planta de lixiviar minerales de cobre, planta que ha sido perfeccionada por los ingenieros de la Chile Copper Co., de la firma Guggenheim Hnos.

DESPUES DE CUIDADOSAS INVESTIGACIONES ACERCA DE LAS POSIBILIDADES DE LA INDUSTRIA SINTETICA DEL NITROGENO, NOSOTROS CREEMOS CONFIADAMENTE QUE LA NUEVA PLANTA PRODUCIRA EL SALITRE A UN PRECIO QUE PODRA COMPETIR CON EXITO CON LAS PLANTAS EXISTENTES O CON LOS PROCEDIMIENTOS PARA LA PRODUCCION DE COMPUESTOS SINTETICOS NITROGENADOS.

La construcción de la planta

Antes de la compra de las propiedades de la Compañía Inglesa, se comenzó la construcción de una nueva planta que emplearía el procedimiento Guggenheim en los terrenos de Coya Norte y el trabajo se ha activado en todo lo que ha sido posible. La ubicación de esta planta es tal que la mayor parte de las reservas de caliche de la Compañía Inglesa podrá tratarse con ventaja en la nueva planta.

Nosotros creemos que esta planta quedará terminada y funcionando du-

rante el Otoño de 1926 (*nuestra Primavera*). El programa de construcción incluye no sólo la planta de beneficio, sino además la construcción de un campamento para 5,000 habitantes, con una planta de agua potable, alcantarillado, hospitales, escuelas y los edificios para los servicios públicos, todo de acuerdo con la experiencia adquirida por las Compañías de los Guggenheims durante muchos años de trabajo en Chile.

La planta ha sido proyectada para una producción mínima de 260,000 toneladas métricas de salitre al año, producción que depende de la ley media del caliche que se encuentre más económico beneficiar. Si se encontrara más económico beneficiar caliche de mayor ley, entonces la capacidad de la planta tal como se ha proyectado, será de 350,000 toneladas de salitre al año. La cuestión relativa a la ley del caliche que será más económico tratar, depende, hasta cierto punto, de las pruebas en gran escala que se están llevando a cabo en la actualidad con sistemas mecánicos para la extracción del caliche, en lugar de emplear la explotación a mano universalmente usada hasta ahora. Los informes que se han recibido de la planta hasta el presente indican la gran probabilidad que existe de que se puedan emplear con éxito sistemas mecánicos de explotación, con una marcada reducción en los costos.

La capacidad productora total de la Anglo-Chilean Consolidated Nitrate Corporation será, por lo tanto, de un mínimo de 260,000 toneladas con la nueva planta, a lo que hay que añadir 150,000 toneladas, que es la capacidad productora actual de las oficinas en trabajo o un mínimo total de 410,000 toneladas por año. Será posible aumentar la capacidad productora de la planta a un total de 520,000 toneladas

de salitre por año, con un gasto extra calculado de 5.500,000 dólares.

Mejoras en el ferrocarril

Los ferrocarriles de la Compañía, que tienen aproximadamente 150 millas de líneas principales, sin contar los desvíos, han contribuído materialmente en el pasado a las entradas del negocio, mientras transportaban un tráfico que dejaba entradas de 330,000 toneladas al año. Con la mayor producción de la nueva planta que se está construyendo, como también debido a la mayor producción de otras compañías servidas por este ferrocarril, se estima que el tráfico que producirá entradas al ferrocarril, aumentará aproximadamente a 1.000,000 de toneladas por año, con las mayores ganancias correspondientes.

Para facilitar y mejorar el costo de operación del ferrocarril y poder transportar el mayor tonelaje, se tiene la intención de electrificar aquella sección del ferrocarril en que hay grandes pendientes, y también construir un ramal de 30 millas junto con adquirir el material rodante necesario, y construir los desvíos, muelles y las otras mejoras necesarias en el puerto. El costo de estas mejoras se calcula en 2 millones 700,000 dólares cuya cantidad está incluida en esta financiación.

Negocios y ganancias

Durante los 11 años anteriores al 31 de Diciembre de 1924, las ganancias de la Compañía Inglesa, distribuibles como intereses, alcanzaron, como término medio, aproximadamente a £ 345,000 por año (alrededor de 1.675,000 dólares) de acuerdo con los informes publicados. Las ganancias

netas de la Corporación Americana distribuibles como intereses, durante el año calendario 1925, basadas sobre los resultados de los primeros 8 meses, se calculan en no menos de 2 millones de dólares y pueden alcanzar a 2.400,000 dólares. En otras palabras, con las ganancias actuales, el interés máximo anual, tanto sobre los bonos de la Primera Hipoteca como el de los bonos de esta emisión, se cubrirán casi en su totalidad con la producción de las oficinas que trabajen con el antiguo procedimiento. Es aparente, por consiguiente, que el gran incremento en la producción que se contempla, aumentará en gran manera las ganancias sin tomar en cuenta para nada las grandes mejoras que se derivarán de los mejores métodos de explotación.

La Corporación Americana tiene el derecho de emplear el procedimiento Guggenheim para beneficiar salitre que ha sido patentado en la República de Chile. Este derecho continuará bajo las patentes actuales y también sobre cualquier mejora o perfeccionamiento que se haga en las mismas, tanto en las plantas actuales de la Corporación como en aquellas que la Corporación pueda construir en sus terrenos actuales, o sobre cualquier terreno que pueda comprar en el futuro. Se han hecho los siguientes cálculos de las ganancias sobre 3 bases de producción anual, como sigue:

1.º 260,000 toneladas por año, la producción misma de la nueva planta que empleará el procedimiento Guggenheim;

2.º 350,000 toneladas por año; y

3.º 520,000 toneladas por año.

Yo estimo las ganancias, sin contar con el agotamiento progresivo de los terrenos (Depletion) y depreciación; pero después de deducir el interés máximo anual sobre los bonos de primera amortización como sigue:

1.º Sobre la primera base de producción (260,000 tons.), 7,317,000 dólares ó 6,34 veces el interés máximo anual sobre las Debentures y 11,02, veces el interés medio anual sobre las Debentures.

2.º Sobre una base de producción de (350,000 tons.), 9,960,000 dólares ó 7,69 veces el interés máximo anual sobre las Debentures y 13,38, veces el interés medio anual sobre las Debentures.

3.º Sobre una tercera base de producción de (520,000 tons.), 14 millones 975,000 dólares ó 9.72 veces el interés máximo anual sobre las Debentures y 16,91 veces el interés medio anual sobre las Debentures.

Después de tomar en cuenta los intereses medios y la amortización de los bonos de la Primera Hipoteca y los de la segunda emisión de bonos, y los impuestos en los Estados Unidos y en Chile, con las tasas actuales, pero sin tomar en cuenta la depreciación y el agotamiento progresivo de los terrenos (Depletion), nosotros estimamos que con la nueva planta en trabajo habrá ganancias distribuibles para las 1.756,750 acciones ordinarias aproximadamente como sigue:

Sobre la primera base de producción (260,000 tons.), 3 dólares por acción;

Sobre la segunda base de producción (350,000 tons.), 4 dólares por acción; y

Sobre la tercera base de producción (520,000 tons.), 6 dólares por acción.

Siempre que ha sido necesario, se ha tomado en cuenta en los cuadros anteriores los posibles aumentos de capital.

Mientras que en los cálculos anteriores de las ganancias que se pueden distribuir al stock no se ha tomado en cuenta la depreciación y el agotamiento progresivo de los terrenos (Depletion), hay que tener en cuenta que la amortización de las Debentures de la

primera y de la segunda emisión (que se ha deducido del cálculo hecho más arriba) será mayor que la cantidad necesaria para esta depreciación y para el agotamiento de los terrenos (Depletion).

Los cálculos se han basado sobre el precio actual del salitre, que está alrededor de un 20% sobre el precio medio de los 10 años anteriores a la guerra, y que es, aproximadamente, igual al precio medio de los 10 anteriores e incluyendo el de 1914 y a los 6 años que siguieron al de 1919, incluyendo éste. Los precios obtenidos durante la guerra no se han incluido en estos cálculos.

Nuestro cálculo es que las reservas presentes de salitre de la Corporación en el terreno permitirán la producción con el procedimiento Guggenheim de 260,000 toneladas de salitre por año por un período mayor de 40 años. Estos cálculos se han basado sobre menuras y muestreos extensos y completos de las reservas.

(Firmado). E. A. CAPPELEN SMITH,
Presidente.

Como podrán deducir nuestros lectores del prospecto de la Anglo-Chilean Consolidated Nitrate Corporation (organizada por la poderosa firma de Guggenheim Hnos., de justa y merecida fama en los círculos financieros del mundo entero, por el éxito que ha obtenido en la financiación de grandes empresas cobreras en los Estados Unidos y Chile, y especialmente, en las de Chuquicamata, El Teniente y Potrerillos), financistas norteamericanos de gran experiencia en el mundo de los negocios industriales tienen una opinión diametralmente opuesta a la de nuestros salitreros con respecto a la principal de nuestras industrias. Según nuestros industriales en la expo-

sición que hicieron al Supremo Gobierno pidiendo la rebaja de los derechos de exportación al salitre, la industria se encontraba al margen de la ruina, en situación verdaderamente calamitosa frente a la competencia de las fábricas de abonos azoados artificiales. Sin embargo, los Guggenheim nos aseguran que, y no pedimos excusas por reproducir de nuevo un párrafo del prospecto.

“DESPUES DE CUIDADOSAS INVESTIGACIONES ACERCA DE LAS POSIBILIDADES DE LA INDUSTRIA SINTETICA DEL NITROGENO, NOSOTROS CREEMOS CONFIADAMENTE QUE LA NUEVA PLANTA PRODUCIRA EL SALITRE A UN PRECIO QUE PODRA COMPETIR CON EXITO CON LAS PLANTAS EXISTENTES O CON LOS PROCEDIMIENTOS PARA LA PRODUCCION DE COMPUESTOS SINTETICOS NITROGENADOS”.

Claro está, y esto lo sabemos todos en Chile, que las negras tintas con que los salitreros quisieron pintar el porvenir de la industria no fué más que una hábil maniobra organizada por ellos para sorprender al país, que se encontraba sin Congreso, y recabar de un Gobierno de facto una considerable rebaja, 2 chelines ó \$ 4 m|cte. por quintal métrico, en los derechos de exportación al salitre. Gracias al patriotismo de los señores Nieto del Río y Henríquez, éste último miembro de la Comisión designada por el Gobierno para estudiar la reducción al impuesto, la campaña pro-rebaja fracasó, a pesar de todos los resortes que se tocaron, y la Comisión primero y el Gobierno después denegaron la solicitud de la Asociación.

Y no podía ser de otra manera, porque la rebaja no tenía la menor razón

de ser, máxime en circunstancias en que el Fisco pasaba por una angustiosa situación económica en que menos que nunca podía haber sacrificado los 100 millones de pesos al año que significan al Erario una reducción de 2 chelines por quintal métrico al impuesto de exportación.

La entrada de los Guggenheim a la Industria del Salitre ha de ser de inestimable valor para la industria misma, y sobre todo para el país en general, aunque es de lamentar, por una parte, que nuestra industria básica se siga desnacionalizando paulatinamente. La venida de grandes capitales y grandes organizaciones como la de los Guggenheim, y de grandes cerebros creadores como el de Cappelen Smith, a una industria atrasada y rutinaria como la del salitre, tiene que reportar necesariamente grandes y positivos beneficios. Para empezar, el procedimiento Guggenheim-Smith significa que sólo se perderá un 10% del salitre contenido en el caliche de la pampa contra el 45%-40% que se perdía antes con el beneficio por el sistema Shanks. Ese 20 a 25% de diferencia en la recuperación por los dos métodos significa millones de quintales métricos que se perdían antes irremisiblemente en los rípios de las máquinas Shanks y que ahora se incorporarán a la economía nacional y mundial y que además alargarán la vida de las pampas salitreras. Hasta el presente, el despilfarro de salitre en las calicheras y en las máquinas Shanks era simplemente calamitoso.

Los ingenieros de Guggenheim Hnos, están, además, estudiando la explotación mecánica del caliche. La introducción de sistemas mecánicos significará el aprovechamiento de mucho salitre que antes se dejaba abandonado en las calicheras, un menor costo de explotación y un mayor apro-

vechamiento de la mano de obra, que hoy día se está haciendo escasa en la pampa.

Desde el punto de vista internacional, la entrada de gruesos capitales norteamericanos a la industria salitrera es conveniente para Chile, por cuanto tiende a internacionalizar la industria. En muchos círculos gubernativos extranjeros se ha mirado hasta ahora a la industria salitrera como un monopolio irritante del gobierno y pueblo chilenos, por cuanto la totalidad del impuesto de exportación y la mayor parte de los jornales, sueldos, materiales, etc., y una buena parte de las ganancias quedaban en el país. Con la venida del capital norteamericano, la industria se ha hecho más amplia y universal. Hoy día están representa-

dos en la industria salitrera, además del capital nacional, capitales ingleses, yugoeslavos, alemanes y españoles. Por consiguiente, ninguna razón asistía a Mr. Hoover, Secretario de Comercio del Gabinete del Presidente Coolidge, para incluir a la industria salitrera entre los trusts o monopolios nacionalistas, irritantes para el pueblo norteamericano. Además, nos creemos justificados para llevar nuestras deducciones aún más lejos. Creemos que la construcción de la planta de Coya Norte servirá para retardar por lo menos la continuación de los trabajos de Muscle Shoals, al poder disponer los norteamericanos de 500,000 toneladas de salitre al año beneficiado por capitales norteamericanos en una planta norteamericana dirigida por ingenieros del mismo país.



EL CONSEJO DE ESTUDIOS ECONOMICOS

Auspiciado por la Sociedad Nacional de Minería e integrado por representantes de las tres Sociedades de Fomento de la República, la Sociedad Nacional de Agricultura, Sociedad de Fomento Fabril y Sociedad Nacional de Minería, se constituyó el 3 de Febrero pasado el Consejo de Estudios Económicos.

La creación de este Consejo viene a llenar un hondo vacío que se hacía sentir profundamente desde mucho tiempo atrás. Los estudios económicos, de tan grande importancia en la vida de un pueblo moderno, habían sido injustamente relegados en Chile hasta el presente, y a excepción de unos pocos entendidos, que a ellos se

dedicaban por afición y patriotismo, nadie se preocupaba en nuestro país de esta importantísima rama del saber. Estimamos que sería una pérdida de tiempo el demostrar la importancia capital que estos estudios tienen hoy día, dada la complejidad grande del Estado y de la Sociedad actual. La Economía Política es, quizás, la más moderna de las ciencias, pues antes de que apareciera "The Wealth of Nations", de Adam Smith, en 1776, se puede decir que sus principios fundamentales apenas si habían sido bosquejados. En las edades antigua y media, cuando la agricultura era casi exclusivamente el único medio de subsistencia que tenía el hombre y el co-

mercio y las industrias habían alcanzado un desarrollo muy rudimentario, la Economía Política sólo se estudiaba por parcelas, sin la unidad, continuidad y armonía indispensables. Con el advenimiento del maquinismo en las industrias y el consiguiente mejoramiento en los medios de transporte, los sistemas económicos se han ido haciendo cada vez más complejos e intrincados y de aquí ha partido la necesidad en que cada nación se ha encontrado, de hacer periódicamente estudios económicos completos, en los que se analizan en su totalidad las diversas ramas de las actividades económicas nacionales y la relación que cada una guarda con las demás como un todo armónico. A suplir ese vacío que se hacía sentir en Chile ha venido el Consejo de Estudios Económicos.

Su necesidad nunca había sido mayor que en la hora presente, cuando el país sale de un estado revolucionario en que se han derrochado los dineros públicos de una manera sin precedentes en la historia y también durante el cual se ha gravado pesadamente al productor-agricultor, industrial y comerciante—sin estudios ni discusión previos y con un desconocimiento de causas que produce estupor.

El Consejo de Estudios Económicos tiene una labor ardua y pesada que realizar, pero una a la vez, que es altamente patriótica y que ha de ser de gran valor práctico en la futura reconstrucción económica de la nación.

El Consejo de Estudios Económicos ha quedado integrado por los siguientes señores:

Por la Sociedad Nacional de Agricultura: *Víctor Infante, Alberto Correa Valenzuela y Alberto Valdivieso.*

Por la Sociedad de Fomento Fabril: *Daniel E. Vial, Raimundo del Río y Luis E. Mourgues.*

Por la Sociedad Nacional de Mine-

ría: *Javier Gandarillas M., Manuel A. Prieto y Maulén Tirapegui.*

El programa de trabajo bosquejado por el señor Gandarillas Matta en la primera sesión, es como sigue:

I

Perfeccionamiento de las Estadísticas actuales para deducir los resultados económicos de las explotaciones agrícolas, mineras, salitreras e industriales en general, como igualmente los datos del comercio extranjero de importación y exportación.

Agricultura.—Estadística de la producción con su valor en los fundos.

Estadística del trabajo, comprendiendo los trabajadores que enumera el censo de 1920.

Estadística de los transportes de las cosechas.

Estadística de la producción de cereales clasificando los terrenos de *riego* o de *rulo*, donde se producen con su extensión en hectáreas.

Estadística de los prados artificiales de riego o de rulo.

Estadística de los dueños de fundos extranjeros.

Minería y Salitre.—Estadística del trabajo por profesiones como en las minas de carbón, extracción, transporte, elaboración.

Estadística nominativa de cada empresa con su producción respectiva, su puerto de embarque, distancia al puerto, fecha de instalación de la máquina.

Estadística de los resultados económicos de las sociedades anónimas; capital, sitios sociales, nacionalidad, utilidades, dividendos, fondos de reservas, (compañías salitreras y mineras).

Estadística Industrial.—Número de obreros; agregar a las compañías grandes y pequeños industriales, los talleres *individuales* que enumera el censo de 1920.

Estadística Comercial.—Sociedades extranjeras, de banco, comercio y seguros. Utilidades anuales según sus balances publicados en Chile y en el extranjero, para conocer sus posibles remesas de fondos anuales fuera del país.

II

Estudio sobre las inversiones de capitales extranjeros en Chile.

a) Capital privado:

Agricultura, Industria, Minería y Salitre, Ferrocarriles y Tranvías, Centrales de Fuerza Motriz, Compañías de Teléfonos, Compañías de Vapores, Comercio de Exportación e Importación, Bancos, Seguros.

b) Capital del Estado (Empréstitos):

Ferrocarriles, muchos sin puerto terminal, Puertos, trabajos incompletos, Defensa Nacional, Diques, Maestranzas.

Todas estas obras no son reproductivas por varios motivos.

En qué condiciones es más ventajosa esta inversión del capital privado.

Monto del interés anual y amortización que sale del país sobre estos capitales.

III

Cálculo del Ahorro Nacional (al año).

IV

Inmigración y colonización extranjera en Chile.

Ventajas de ambas corrientes para explotar mejor nuestras tierras del Sur.

Forma de selección. Artesanos y Agricultores.

V

Fomento de la pesca como medio de abaratar las subsistencias.

VI

Algunas industrias derivadas: El lavado de las lanas, fabricación de Margarina.

VII

Medidas de fomento necesarias para aumentar la producción nacional en todas sus actividades.



BOSQUEJO DE LA GEOLOGIA DE BOLIVIA

POR

ORLANDO MORAY BROWN, A. R. S. M. (Londres)

Estas notas no se han escrito con la intención de presentar un estudio completo de la geología de Bolivia, sino más bien con el propósito de dar una idea general de las condiciones geológicas, en la esperanza de que puedan ser útiles a cualquier ingeniero de minas que visite el país por primera vez.

La cordillera de Bolivia se compone de una serie de esquistos y pizarras metamórficas pertenecientes a la era Paleozóica, cubiertas por cuarcitas. Toda la serie ha sido intruída por rocas ígneas.

El área minera puede dividirse en dos distritos, el septentrional o de La Paz, y el meridional, que incluye el distrito de Oruro y toda la región de Potosí. En el distrito norte, la roca prevalente es una monzonita cuarcífera, y aunque esta roca aparece en parte en el distrito de Potosí, la roca intrusiva principal es un pórfido. En Oruro y Huanuni se ven diques intrusivos que cortan a través de las pizarras y cuarcitas. Parece probable, por lo tanto, que todo el país descansa sobre una gran batolita de monzonita cuarcífera que, debido a la mayor elevación del distrito septentrional, está aquí más expuesta por la erosión. En este distrito hay pruebas de una considerable acción glacial, que explica su mayor erosión, aunque hay pruebas del mismo fenómeno, pero en menor grado hacia Challepata. Como es de suponer, en las rocas sedimentarias

hay muchos plegamientos y fallas, y en muchos lugares estas rocas han sido plegadas e invertidas varias veces.

Aunque la gran batolita ha sido evidentemente la causa de las intrusiones porfiríticas, hay una diferencia bien marcada en el tipo de criadero que se encuentra en la vecindad de la monzonita cuarcífera y el que se encuentra cerca del pórfido. Alrededor y cerca del primero, las vetas pertenecen al tipo de vetas de alta temperatura, lo que está demostrado por la cantidad de turmalina que encierran. La cantidad de turmalina es mayor en las vetas que en las rocas ígneas, mientras que aquellas vetas situadas en las rocas sedimentarias que rodean a las ígneas tienen menos turmalina debido a que se han formado a una menor temperatura en una zona situada a mayor distancia del lugar de donde partieron las soluciones. Con frecuencia el tungsteno acompaña al estaño en estas vetas y en el mismo distrito se han trabajado vetas de wolfram con gran provecho. Parece razonable el suponer que como el tungsteno se deposita a menores temperaturas que el estaño, aquellas vetas que sólo contienen tungsteno han sufrido en menor grado los efectos de la erosión que las de estaño, mientras aquellas que contienen los dos minerales juntos han sufrido los efectos de la erosión lo bastante para que se destruya la mayor parte del tungsteno en la parte superior de las

vetas, y la parte que contiene los dos minerales es la que ahora se encuentra expuesta. Las vetas que sólo contienen estaño han sido las que han sufrido en mayor grado la erosión, y, por lo tanto, si las vetas de tungsteno se siguieran en hondura posiblemente se encontraría estaño en profundidad.

Los minerales de tungsteno se encuentran también en el pórfido y en las rocas sedimentarias vecinas en el distrito de Oruro, lo que ha servido de base para decir que la batolita de monzonita también se encuentra debajo de este distrito, aunque no es visible en la actualidad.

De los dos grupos de criaderos, es decir, aquellos relacionados con la monzonita cuarcífera y aquellos vecinos al pórfido, estos últimos parecen ser de mayor importancia, pues la producción de estaño de las minas de Uncia, Oruro, Huanuni y Potosí ha sido mucho mayor que las de las minas ubicadas en el distrito de La Paz. Al mismo tiempo, las menas de este último distrito son por regla general más limpias, pues aquellas provenientes de los distritos con pórfidos tienen con frecuencia un alto contenido de zinc y de otros minerales que se han formado a baja temperatura.

En algunos casos, estos yacimientos son de gran importancia económica, como en Oruro, Oploca, Huanchaca, y en el distrito de Tupiza, donde el estaño está acompañado de minerales de plata, cobre y bismuto.

En estas vetas complejas formadas a baja temperatura, la turmalina se encuentra naturalmente ausente, mientras predominan la arsenopirita, la tetrahedrita, y los minerales de plata y antimonio.

El cuarzo es el mineral más importante que forma la ganga, pero también se encuentran el plomo y el zinc con frecuencia en cantidades con-

siderables. Como ya se ha dicho, en estas regiones se pueden observar lavas de composición riolítica y andesítica. El tipo de veta de que se habla se puede observar en el distrito septentrional en Viscachani, más bien que en La Paz y aún mejor cerca de La Paz que en Oruro, pero es en realidad representativo de su tipo, predominando el pórfido y encontrándose ausente la monzonita cuarcífera. Este parece ser el límite norte de la región del pórfido.

Estas menas complejas de estaño y plata parecen haber sido enriquecidas por procesos supógenos que han producido proustita y pirargirita, mientras que su contenido en estaño ha aumentado en las partes superiores de las vetas debido a la disolución de la ganga que rellena las vetas. La estanita fué el primer mineral que se depositó y los minerales antimoniales de plata fueron los últimos, mientras que la pirita, la arsenopirita, la tetrahedrita llegaron en etapas intermediarias. En las vetas de alta temperatura, la casiterita se depositó después que la turmalina.

En cuanto a su carácter, las vetas pertenecen a los tipos generales de vetas de fisura y de brecha; las primeras se han formado en las grietas o hendiduras causadas por el enfriamiento y la contracción, y las últimas por fallas. En las rocas sedimentarias, algunas veces las vetas siguen los planos de sedimentación y otras veces tienen un rumbo atravesado con estos planos.

En algunas vetas hay evidencia de un segundo período de mineralización y de la deposición de minerales de baja temperatura en lo que antes era una zona de alta temperatura. Por consiguiente, en algunas vetas de turmalina y estaño se encuentran pequeñas cantidades de plomo y zinc.

Para terminar hay que dejar constancia de que aunque existe una diferencia marcada en el carácter de los

yacimientos pertenecientes a los grupos septentrional y meridional, las menas de Uncia, aunque se encuentran en el grupo sur, son muy similares a las del grupo norte por cuanto tienen una cantidad considerable de turmalina. Este hecho nos lleva a la conclusión que la batolita de monzonita cuar-cífera no se encuentra a una gran profundidad desde el punto de vista geológico, aunque desde el punto de vista minero se encuentra todavía a una

profundidad casi impenetrable. Existe una anomalía aparente en el mismo distrito, en la ocurrencia de menas complejas de estaño y plata a unos cuantos kilómetros al oeste de Uncia, pero esta anomalía puede explicarse partiendo de la suposición de que la zona de baja temperatura se extiende hasta una línea trazada desde Potosí hasta Huanuni, y sólo desde este punto hacia el este, se ha demostrado el efecto de la batolita.



LOS MAGMAS METALIFEROS

POR

J. E. SPURR

CAPITULO V

EL ORDEN DE SUCESION DE LOS MAGMAS METALIFEROS

En los capítulos I y II, llamé la atención al hecho que los magmas daban origen, como productos posteriores de su diferenciación, a las pegmatitas, localmente metalíferas, las que contienen, por ejemplo, molibdeno; y que, como productos todavía más diferenciados, se obtenían las vetas cuar-cíferas con oro; y en las etapas aún más avanzadas, aparecía la arsenopirita, la pirita o la calcopirita; y que todavía en una etapa aún más avanzada, se obtenía la blenda de zinc. Demostré que muchas de estas vetas metalíferas habían sido inyectadas como soluciones altamente concentradas o casi como flúidos pastosos. En el capí-

tulo III, traté de demostrar que la causa de la intrusión o inyección era una presión telúrica inherente; y que a ésta atribuía, (Capítulo IV), no sólo la inyección de diques y vetas, sino los solevamientos en forma de arcos, el solevamiento de cadenas de montañas, y el equilibrio de los continentes. En el Capítulo V, consideramos de nuevo el orden de sucesión de los diferentes metales como etapas magmáticas.

En las vetas profundas de cuarzo con oro, los sulfuros metálicos tienden a depositarse después que el cuarzo. Las vetas de este tipo—el tipo de California, por ejemplo—son intrusivas o inyectadas y la amplitud o distancia vertical de deposición parece ser de varias millas. La calcopirita, arsenopirita o pirita, que forma la zona que normalmente se encuentra verticalmente sobre ésta, también muestra fre-

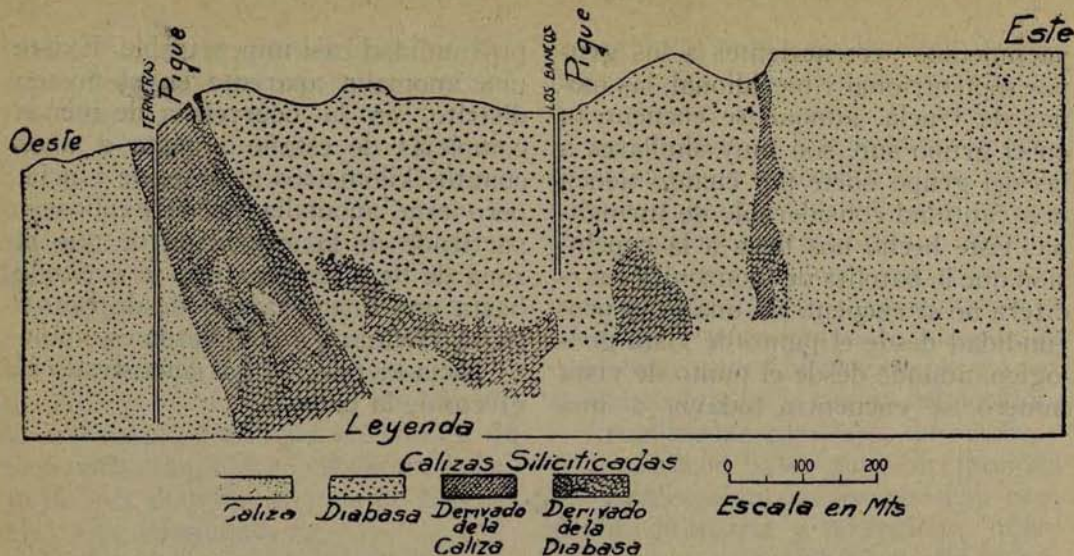


FIG. 1.—Sección sobre el plano de la veta Terneras, (casi vertical). Velardeña, Méjico, que muestra el metamorfismo de las paredes, hecho con todo cuidado de acuerdo con los planos de las minas (no dibujados). Las calizas silicificadas, de igual apariencia y composición, se derivan tanto de las calizas como de las diabasas, pero los residuos y las transiciones indican su origen. Un estudio sobre "metamorfismo de contacto".

cuentemente pruebas de que su origen fué por inyección.

El orden de sucesión en las vetas en Matehuala, en Méjico, se ve de una manera muy clara. Primero, llegaron los silicatos de cal estériles; después, la pirita cuprífera; en seguida, la arsenopirita; luego, la pirita y pirotira; más tarde la blenda de zinc; luego, la galena; y, por último, la calcita que era estéril. Las soluciones que depositaron todos estos minerales se cree que fueron residuos magmáticos extremadamente silíceos provenientes de un magma monzonítico.

Este orden de sucesión superimpuesto tuvo su origen en el descenso de la temperatura que causó la migración vertical descendente de zonas metalíferas características. Al final de este orden de sucesión, la formación de las vetas había terminado para siempre. Existe en este distrito una falla inmensa, posterior al período de mineralización, que ha botado hacia abajo la zona de importancia comercial de las vetas de pirita arsenical aurífera

y argentífera, a un lado de la falla, al nivel de las vetas de pirita de cobre de importancia comercial que se encuentran al otro lado de la falla. La deposición del cobre puede haber tenido lugar a una temperatura un poco inferior a los 550° C.; y la amplitud vertical de la deposición del cobre y del arsénico fué, cuando menos, de una milla y posiblemente mucho más.

En Mapimi, Méjico, hay una transición gradual desde la zona de la galena y de la blenda, que está en la parte superior a la zona cuprífera con silicatos de cal en profundidades; la extensión vertical de la zona de la galena es alrededor de 3,000 pies.

En Velardeña, Méjico, tenemos el siguiente orden de sucesión: cobre, arsenopirita, zinc, plomo y plata. Las menas están genéticamente relacionadas con un magma diorítico intrusivo y diferenciado. Los silicatos de cal se formaron después de las intrusiones; y su formación fué independientemente de las diversas rocas que reemplazaron, lo mismo que en Matehuala. La

más básica de las tres áreas intrusivas principales está cortada por vetas paralelas con menas. La veta principal muestra el siguiente orden de sucesión en la deposición de los minerales: 1.º pirita cuprífera; 2.º galena y blenda; 3.º tetrahedrita argentífera y aurífera. La última fase está formada por vetas estériles de calcita. La más silícea de las tres intrusiones está acompañada por chimeneas con menas en los márgenes en el contacto de la roca intrusiva y la caliza. Las menas son más cupríferas que en las vetas ya mencionadas más arriba, y pertenecen al tipo que se ha denominado vetas de "contacto metamórfico", pero éstas y las vetas de fisura mencionadas más arriba, se ve claramente que son am-

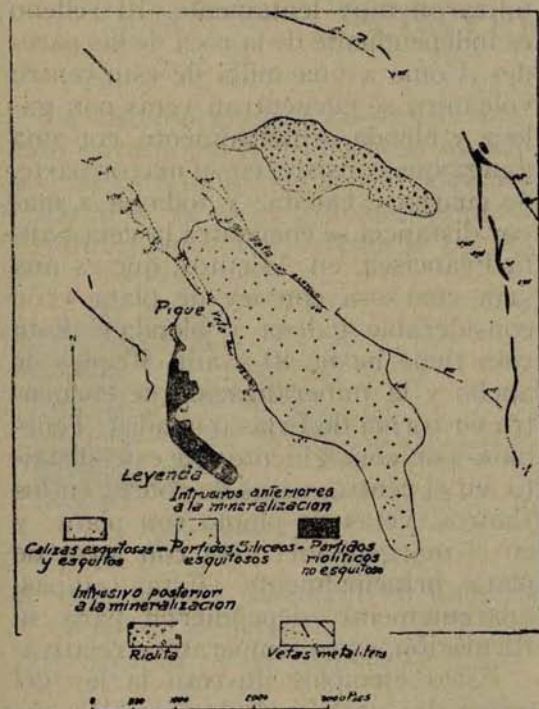


FIG. 2.—Geología de la superficie en el asiento minero de Tepezala, Estado de Aguascalientes, Méjico. Muestra las chimeneas volcánicas de tres diferentes edades. La más antigua se ha vuelto esquitosa, y ha sido subsiguientemente solevantada entre dos fallas normales, que después se han convertido en vetas de fisura, con relleno de sulfuros de cobre y silicatos de cal.—Según J. E. Spurr y Alexander Anderson.

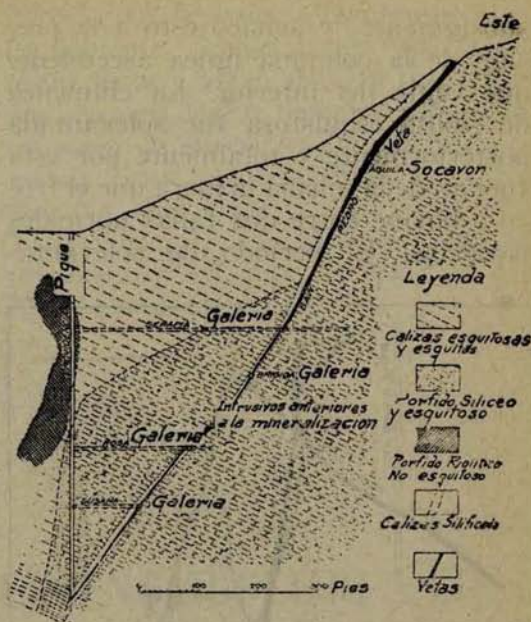


FIG. 3.—Sección transversal de la veta San Pedro en Tepezala, Estado de Aguascalientes, Méjico. Véase la figura anterior. Según J. E. Spurr.

bas variantes de un solo grupo.

El período de sucesión en distritos diversos, como Matehuala y Velardeña, es tan preciso y ordenado que indica una ley fija.

En las minas de Anganguero, Méjico, las vetas de fisura en andesitas del Terciario, muestran el siguiente orden de sucesión: 1.º pirita cuprífera; 2.º blenda; 3.º galena (argentífera); 4.º cuarzo (argentífero); 5.º carbonato de manganeso.

En el distrito de Tepezala y Asientos, en Méjico, se encuentran chimeneas de riolita (liparita) intruídas en calizas delgadas del Mesozóico. Se ha descubierto que tres chimeneas adyacentes son cada una de diferente edad. Existe también deposición de menas asociadas, que parece ser casi contemporánea con la roca intrusiva del período medio. La chimenea más antigua, junto con las rocas sedimentarias adyacentes intruídas, se ha hecho esquitosa a causa de un flumiento local

subsiguiente; y achaco esto a la presión de la columna ígnea ascendente que venía del interior. La chimenea de riolita esquistosa fué solevantada posteriormente y totalmente por esta fuerza, de la misma manera que el trozo o bloque entre dos fallas normales paralelas. El período de solevanta-

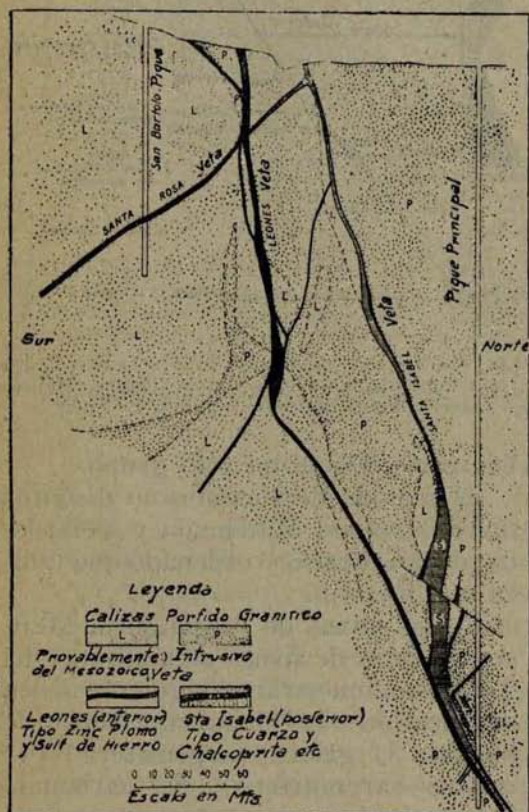


FIG. 4.—Sección transversal a través del pique Tiro General, mina Tiro General, Charcas, San Luis Potosí, Méjico. Muestra dos series de vetas. 1, El tipo Leones; vetas de sulfuros, con blenda, galena y pirita, que se formó primero. 2, Tipo Santa Isabel, con cuarzo y calcopirita, que se formó después. En el fondo las dos vetas se unen para formar una veta compuesta; (la Veta Combinada). Según J. E. Spurr.

miento fué también el período de intrusión de la chimenea de riolita vecina perteneciente al período medio. Las fisuras de falla mencionadas, se encuentran rellenas con piritas de cobre,

con una ganga de silicato de cal y también con cuarzo y calcita. Se encuentra también la misma etapa de temperatura de deposición del cobre como en Matehuala y Velardeña; pero, en estos últimos lugares, las vetas son del tipo comúnmente llamado de "contacto metamórfico". Sin embargo, en Matehuala, por lo menos, estos depósitos han sido controlados por las fisuras, especialmente en los contactos; pero, en Tepazala, las menas han rellenado fisuras abiertas de 15 a 25 pies de ancho. Estas fisuras no podrían haber permanecido abiertas si hubieran estado vacías; la presión telúrica de las soluciones que formaron las vetas ha debido mantener las paredes separadas, mientras las soluciones se cristalizaron muy lentamente. El relleno es independiente de la roca de las paredes. Como a una milla de este centro volcánico se encuentran vetas con galena y blenda principalmente, con una ganga que consiste, en su mayor parte, de cuarzo y calcita; y todavía a mayor distancia se encuentra la veta Santa Francisca, en Asientos, que es una veta cuarzosa con ley de plata (con considerable galena y blenda). Esta veta tiene hasta 40 y aún 50 pies de ancho y la mineralización se encuentra en forma de fajas o bandas. Tenemos, por consiguiente, en este distrito, en el centro, vetas de cobre; en los flancos, vetas de plomo con plata; y en el margen, una veta con leyes de plata principalmente. Estas etapas, aparentemente, dependieron para su formación, en su temperatura relativa.

Estos ejemplos ilustran la ley del orden de sucesión de los metales que esboqué en 1912: A, estaño, molibdeno, tungsteno, etc.; B, oro; C, cobre; D, pirita y arsenopirita aurífera y argentífera; E, zinc; F, plomo; G, plata. Al principio, incluí ciertas menas de oro bajo G, pero más adelante

discutiré ésta como una zona superior. Las zonas A y B, están asociadas con rocas ígneas de cristalización gruesa; C y D, con rocas holocristalinas más finas o con pórfidos intrusivos de cristalización gruesa; C y D, con pórfidos que, típicamente, tienen una textura fina o donde no se encuentran en la vecindad inmediata rocas ígneas.

Se obtiene un orden de sucesión in-

vertido por deposición con temperatura subiente, debido a una migración ígnea lenta y ascendente en profundidad. Así, en Aspen, tenemos el siguiente orden de sucesión: 1.º, barita; 2.º, menas ricas de plata (zona G); 3.º, plomo y zinc (zona F y E). La veta Tiro General, en Méjico, muestra igualmente: 1.º, zinc (zona E); 2.º, cobre (zona C).



EL CAÑÓN GARR PARA ALIMENTAR FLUJO A LOS CONVERTIDORES

La distribución general de este aparato para soplar flujo síliceo molido por un extremo de un convertidor horizontal se ve en el grabado adjunto. El alimentador fué inventado por S.

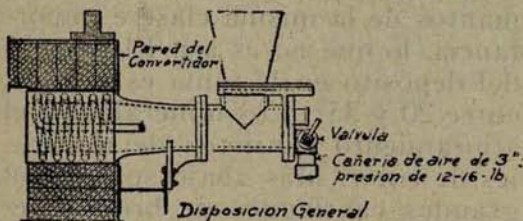


Fig 4 - Cañon Garr

R. Garr, y está patentado en Estados Unidos por la patente N.º 1.209,282, perteneciente a la American Smel-

ting and Refining C.º El flujo molido cae de una tolva al buzón que tiene la necesaria capacidad para almacenar suficiente flujo para un "soplo". El flujo se alimenta gradualmente al cañón Garr propiamente dicho, por medio de una compuerta reguladora en el fondo de la tolva. El extremo del cañón que entra al convertidor se enfría por medio de agua. El flujo molido es lanzado al interior del convertidor por el aire comprimido que entra a través de un cañón de 3 pulgadas; este aire es el mismo que se emplea en el convertidor. El flujo se distribuye sobre la superficie del baño de eje líquido, fundiéndose y combinándose con la carga del convertidor.



MONOGRAFIA MINERA DE LA PROV. DE COQUIMBO

POR

J. KUNTZ

Ingeniero consultor del Cuerpo de Ingenieros de Minas.

(Continuación)

Los Sapos

Al otro lado (sur) del río Cogotí y a 8 kms. de distancia del pueblo de Combarbalá, se encuentra el mineral Los Sapos, que en un tiempo contenía la mina más rica del distrito por sus bolsones de bronce plateado y morado, de los cuales salieron minerales por el valor de varios millones de pesos.

Geología.—La formación es la andina de porfiritita, atravesada por filones de diabasa o andesita y por grietas y fallas que complican la posición tectónica. El rumbo general de las capas es N.-S., la inclinación es suave al oriente.

Una de las capas está silificada y mineralizada formando el manto conocido de Los Sapos. Tiene un espesor de 1 a 3 metros y aflora a lo largo de la falda de la quebrada de Los Sapos, donde el terreno está cubierto por grandes numerosos rodados de cuarzo cavernoso que quedaron del manto mientras que las capas vecinas por ser más blandas han sido destruidas por la erosión. El cerro termina al norte de la pequeña planta de concentración y los rodados de cuarzo desaparecen en dirección al río Cogotí. Esto indica una falla de mayor extensión, por la cual, aparentemente, la parte norte bajó, formando el

valle de Cogotí. Más al poniente, cerca del ferrocarril; se ve un afloramiento de una capa cuarzosa que en partes presenta minerales de color y que posiblemente corresponde a la continuación norte del manto de Los Sapos.

Fuera del manto principal hay uno o dos mantos secundarios de menor importancia y extensión, de los cuales uno se puede observar en la mina Descubridora, varios metros debajo del manto principal. En otros lugares, el botamiento del manto principal ha causado la impresión de que existían varios mantos de la misma clase e importancia, lo que no es así. El manto del depósito en la mina es E.N.E., entre 20 y 35°. Los minerales en el afloramiento consisten de minerales de color. Más abajo se sacaron grandes cantidades de bronce negro y bronce morado y el último, mezclado con bronce amarillo, todavía forma el mineral principal en los plánes, mientras a veces, especialmente en la parte yacente, predominan las piritas de hierro. La ganga es cuarzo.

Las minas.—Las minas antiguas en la falda del cerro al poniente de la quebrada están parcialmente derrumbadas y poco accesibles; la mina nueva está reconocida por un socavón que han corrido en la que-

brada y que mide unos 600 metros hasta donde comienza la explotación, que se extiende unos 65 metros en dirección N.S. mientras el remate del pique inclinado que se profundizó en dirección del manteo del depósito dista unos 250 metros de la parte poniente de la explotación. Este pique mide 150 metros de largo y 30 metros verticales de hondura. Su boca dista 58 metros de la superficie.

En algunos trabajos de reconocimiento se encontraron minerales pobres y parece que la mineralización más rica sigue ciertas grietas mineralizadoras y empobrece a mayor distancia de ellas, como en otros mantos

Planta de concentración.— Recientemente se construyó una pequeña planta de concentración mecánica cerca de la boca del socavón, planta que se trabajó corto tiempo en el año pasado, y cuya descripción se encuentra en el folleto N.º 12 del servicio de Minas y Geología. El establecimiento no correspondió a las expectativas. El molino Griffin no se presta para el material muy duro, silicoso, y otros aparatos tampoco funcionaron satisfactoriamente. Por falta de recursos suficientes habían comprado aparatos y máquinas de segunda mano que eran baratos, pero no aptos para esta clase de minerales.

Terreno minero.—El plano adjunto dará una idea de las propiedades (su situación y extensión) de las diferentes sociedades interesadas. El núcleo lo forman las pertenencias de la Compañía Covadonga que están rodeadas por las de la Comunidad Minera de Coquimbo, y el círculo más exterior consiste de las pertenencias de la Casa Hochschild. Sólo las siguien-

tes, entre todas las pertenencias, tienen trabajos de explotación: Urmeneta, Descubridora, Domeyko, San Ramón, Polo Sur, Cortada, Esmeralda y Socavón, de las cuales las cinco primeras pertenecen a la Compañía Covadonga

Lo que necesita la mina son trabajos de reconocimiento para ubicar mineral, buscando los clavos y las grietas mineralizadoras y además un arreglo de los límites para obtener un terreno más completo. Después de poder ubicar una cantidad suficiente de mineral a la vista y probable, se debería construir un establecimiento más grande de flotación y un canal de agua desde el río Cogotí.

Mantos Chincoles

Varios kilómetros más al N.O. se encuentra la mina Mantos Chincoles, en un cerro que consiste de la misma clase de estratas como las de Los Sapos, pero hallándose al lado norte de la gran falla mencionada arriba, debe tratarse allí de un horizonte geológico más alto. Los mantos han sido poco trabajados y aparentemente son pobres.

San Manuel

En la misma región está situada la mina San Manuel del señor Alberto Barnett. El yacimiento corresponde a capas de conglomerado impregnadas en gran extensión. Aparentemente hay grandes cantidades de minerales de baja ley. Los trabajos son pocos, un pique tiene 15 metros de hondura y los planos todavía se encuentran en minerales de color. La distancia a Combarbalá es de 4 a 5 kilómetros y al río Cogotí 3 kilómetros.

Los Bolones

Un mineral semejante forma la mina Los Bolones (10 pertenencias) del señor Perfecto Lorca. Mantos de 3 a 4 metros de conglomerado impregnados de minerales de color se extienden en un terreno vecino al pueblo de Combarbalá. Hay pocos trabajos de reconocimiento, un pique mide 20 metros de hondura.

Estas minas poco trabajadas o nuevas están de pára actualmente, como también las minas antiguas, como Parral, La Plata y La Mostaza, a poca distancia al N.O. de Combarbalá, que en una ocasión tuvieron fama por su riqueza en plata y cobre. A continuación se tratan varias que todavía están en explotación o que han reanudado las faenas.

Justicia

Recientemente comenzaron a trabajar una mina a 2 kilómetros de distancia al poniente del pueblo, la mina Justicia (21 hectáreas). Explotan un yacimiento potente con un ancho de hasta 10 metros y que mantea 45° al sur. El afloramiento se puede seguir por 300 metros de largo. Los minerales son de color con algo de acerado. Los trabajos no son extensos y alcanzan 15 metros de hondura. El trabajo principal es un rajo de explotación a cielo abierto de 30 metros de largo. Dicen que produce 150 toneladas mensuales con 6,5% en cobre y 4 grs. de oro por tonelada.

Pulpica

Otra mina que todavía está en explotación es la Pulpica, del se-

ñor L. Hernández, dueño del fundo Ramadilla, situada a 18 kilómetros al E. S. E. del pueblo de Combarbalá y a 1,580 metros sobre el nivel del mar. La mina se ha explotado anteriormente y ha comenzado a explotarse de nuevo hace 6 años cuando prolongaron el socavón existente y bajaron debajo del socavón que ahora mide 180 m. de largo. El terreno en la falda sur parada del cerro Pulpica es muy apto para el empleo de socavones de reconocimiento y de explotación, y al pie del cerro y unos 200 metros verticales debajo del socavón corre el río Combarbalá, con un mínimo de 100 litros de agua por segundo.

La formación es porfirita, el yacimiento corresponde a una veta de contacto que se presenta a lo largo de un filón andesítico de 1 a varios metros de espesor. Generalmente ambas salbandas están mineralizadas, pero en partes las fajas mineralizadas desaparecen, como ocurre en el principio y en el remate del socavón, mientras a unos 100 metros de distancia de la boca la veta tiene 1 metro de espesor y en partes todo el filón está mineralizado. En este punto profundizaron un chiflón en zig zag hasta 20 metros debajo del socavón, donde los planes todavía se encuentran en buen mineral.

Los minerales son de color hasta 30 ó 40 metros debajo de la superficie, donde siguen acerado y más abajo bronce amarillo diseminado en la ganga cuarzosa y en fajas puras. El afloramiento se puede seguir por unos 600 metros de largo con indicaciones favorables para la continuación de la mineralización.

Se necesita seguir el afloramiento para abajo en la falda del cerro

por medio de cateos, y correr un socavón más abajo para explotar el clavo conocido y buscar otros a lo largo del filón eruptivo. Actualmente se produce un carro mensual de mineral de 12%.

En cuanto a la provisión de fuerza motriz hidro-eléctrica, se puede contar con 100 litros por segundo en todas las estaciones del año en el río Combarbalá y aprovechar 80 metros de caída dentro de poca distancia.

Pocos kilómetros al norte de la casa de la Hacienda Hermadilla existe un cerrito de unos 80 metros de altura sobre el nivel de la quebrada, que consiste principalmente de capas de tobas que casi todas se encuentran mineralizadas con minerales de color según los numerosos cateos y varios pequeños rajos de explotación. Aparentemente existe allí una gran cantidad de minerales de baja ley, apropiados para la lixiviación u otro procedimiento de beneficio. Un canal de agua corre al pie del cerrito. El punto es digno de una investigación prolija.

Escondida

De las pocas minas que todavía trabajan en la región, la Escondida, del señor León Varela, es notable por la clase rica de su mineral, que debajo de la zona de oxidación consiste casi totalmente de acerado (chalcosina). La mina se encuentra en el cerro El Tolar, unos 12 kilómetros distante de la estación de Pama. A poca distancia se encuentra una aguada y el río Pama, a unos 3 kilómetros. Los jornales en esta región son moderados, el flete a la estación Espino

actualmente vale \$ 15 la tonelada; en épocas normales, la mitad.

Los yacimientos son vetas que pasan por un terreno porfirítico. Una veta que se trabajó anteriormente ya ha sido explotada en su parte más rica hasta unos 100 metros de hondura. Los trabajos están con agua e inaccesibles debajo del nivel de 30 metros. Su rumbo es E. a O., su inclinación parada al S. Termina, cortada por un filón eruptivo descompuesto. Al otro lado de este filón, pero a poca distancia más al N., comienza otra veta cuya identidad con la otra no está asegurada por tener un doblez contrario de la parte al lado del filón dislocador. La última es la veta que se trabaja actualmente por medio de 2 chiflones, de los cuales uno alcanza 80 metros verticales de profundidad sobre la veta. La explotación es poca todavía, siendo principalmente el material de los chiflones el que se vende después de pallarlo. Los minerales corresponden a malaquita hasta pocos metros de hondura, donde ya comienza la calcosina (acerado) que continúa mezclado con minerales de color hasta los planos. La ganga es calcita y algo de cuarzo. La potencia de la veta es de 0,5 a 2 metros, el mineral aparece en fajas puras y mezclado con la ganga. En el tiempo de mi visita habían transportado 10 toneladas a la estación, con 16% en cobre y una ley apreciable en plata y oro. Se puede seguir el afloramiento de la veta por unos 309 metros en la falda del cerro hacia abajo y el dueño de la mina proyecta correr un socavón sobre la veta desde la quebradita al poniente y como 100 metros verticales abajo de la boca del chiflón principal.

Hay varios otros afloramientos de vetas que, aunque de apariencia insignificante, merecen un reconocimiento. Además, hay mantos a poca distancia de la mina todavía poco reconocidos.

Cerro Gloria

Un punto notable en la región es el cerro Gloria, no sólo por su forma sobresaliente sino también por la gran cantidad de vetas cupríferas y de minas que se encuentran en sus faldeos. Generalmente las vetas son de poca extensión y sus partes ricas ya han sido explotadas. Sin embargo, contienen todavía una gran cantidad de minerales de ley reducida, especialmente bronce amarillos y morados con ley de plata, que se prestan bien para la concentración. La distancia relativamente corta al ferrocarril, de 4 a 8 kilómetros, y al río, de 1 a 4 kilómetros, hace interesante este grupo de minas para una futura empresa de concentración cerca de la estación Pama. Aunque el río Pama actualmente no tiene agua en partes en la superficie, lleva agua suficiente en épocas normales para un establecimiento bastante grande de concentración (flotación). Pero no hay agua suficiente para fuerza motriz y tampoco el agua del río Combarbalá bastaría para todos los fines de agricultura y de industria de esta región. Después de visitar el valle de Combarbalá hasta la mina Pulpica debo corregir las indicaciones correspondientes en el folleto N.º 12 del Servicio de Minas y Geología.

Paciencia.—La mina Paciencia se encuentra en la quebrada, entre los cerros El Tolar y La Gloria, en el pie oriente del último, en un terreno porfirítico donde está atra-

vesado por un buen número de grietas mineralizadoras, de modo que las tobas porfiríticas se encuentran más o menos impregnadas con minerales de cobre. En un punto donde empalman varias de estas grietas, existió un bolsón rico que se explotó hace 10 años. Debajo de este bolsón, a unos 30 metros de hondura, los minerales ricos de plateado y rosicler se cambiaron a piratas de cobre y de hierro con 4% de cobre. En dirección horizontal tampoco se encontró la continuación del bolsón rico y por esto abandonaron el trabajo. Actualmente unos pocos pirquineros están coleccionando los restos del bolsón. La explotación se efectuó por medio de un socavón corto y un pique de 30 metros.

Perla.—La mina Perla, del señor Barnett, dista 4 kilómetros de la estación Pama y 1 kilómetro del río. Dicen que tiene una veta de 2,5 metros de ancho con larga corrida y con una ley media de 5,2%. El mineral, a partir de una hondura relativamente poca, consiste de bronce amarillo.

Otras minas.—Otras minas notables de esta región son: Bellavista, Empalme, Bronce, Anita, Mercedesitas, Piedra Blanca, etc.

Cerro Labraba

Al otro lado (norte) del río Pama se levanta el cerro Labraba, donde existen varias minas cuyos minerales también entran en consideración para una planta de concentración, cerca de la estación Pama.

Minas al poniente de Pama

Pocos kilómetros al poniente de la estación Pama, en la falda po-

niente de un cerro, se ve el afloramiento de un filón de pórfido atravesando las capas porfiríticas en dirección N.-S., que se presenta impregnado con minerales de cobre. A lo largo de su lado oeste se extiende en la porfirita una zona impregnada de varios metros de ancho. Los cateos que existen en el afloramiento son sólo superficiales y no dejan ver a qué hondura comienzan los minerales concentrables.

En la cima del cerro hay otro filón porfídico con una zona de impregnación al lado, donde se profundizó un pique inclinado de unos 50 metros de largo, actualmente inaccesible. En el desmonte se ven minerales pobres de color.

Aunque pobres y no explotables bajo las condiciones actuales, tales yacimientos, por su cercanía a la estación y al río, entran en consideración para la explotación después de la construcción de un establecimiento de concentración (flotación).

Alegría

La mina Alegría, del señor F. Greve, se encuentra 15 kilómetros al O. S. O. de Combarbalá y a 5 kilómetros de la estación Pama, en la falda oriente de una loma de cerros que se levanta unos 200 metros sobre el nivel de la quebrada. A 2 kilómetros de la mina hay una vertiente que tenía agua en el tiempo de mi visita, pero que, probablemente, no será suficiente para abastecer un establecimiento de concentración. Para este fin se debe mandar los minerales a Pama.

La formación geológica corresponde a capas de tobas porfiríticas, atravesadas por grietas mineraliza-

doras en dirección N.N.O.-S.S.E. y otras en dirección variable. Desde estas grietas, que también en partes tienen un relleno angosto de minerales de cobre, las capas porosas de toba fueron impregnadas a cierta distancia que alcanza de 30 a 40 metros de ancho en la parte superior de la mina angostándose un poco hacia abajo.

Los minerales consisten de minerales de color hasta 12 ó 15 metros de hondura y cambian más abajo a bronce morado y amarillo. El primero predomina en los niveles superiores, el último reemplaza al otro sucesivamente hacia abajo. La impregnación es muy fina y para la concentración sólo entra en consideración la flotación.

La explotación actual se efectúa por medio de 2 socavones y un chiflón. El socavón superior mide 50 metros y corre a 12 metros debajo del afloramiento, el otro se encuentra 30 metros verticales más abajo y mide 70 metros hasta la zona mineralizada. Desde el último se profundizó un chiflón de 40 metros verticales. En los planos ha quedado poco de bronce morado cerca de las grietas. La mineralización consiste principalmente de bronce amarillo. Hay grandes rajos de explotación, pero su largo no excede de 20 a 25 metros a lo largo de las grietas mineralizadoras principales. Más allá la impregnación disminuye al parecer.

En el tiempo de mi visita se sacaban los minerales principalmente de abajo y se los pallearon en la cancha, de manera que el material menor de 7% se echaba al desmonte. Los gastos de esta explotación alcanzaban a \$ 15 por tonelada.

Pocos kilómetros más al poniente de la mina existen algunas otras

zonas de impregnación en porfirita, pero poco reconocidas, que, aparentemente, son pobres y entrarían en consideración sólo para la concentración.

Andacollito

Esta mina está situada a 25 kilómetros de distancia al sur de Combarbalá, cerca de la estación Espino y en la cercanía del punto donde atraviesa el ferrocarril longitudinal a la línea divisoria entre la formación costanera y la formación andina. El cerrito donde se encuentra la mina todavía pertenece a la granodiorita que allí se presenta muy quebrada y atravesada por un sinnúmero de grietas y hendiduras rellenas por minerales de cobre auríferos. Hasta 50 metros de hondura consisten de minerales de color y de rosicler, más abajo de piritas con fajas de bronce amarillo.

La explotación alcanza sólo hasta 50 metros de hondura; los minerales sulfurados, al parecer, no son aprovechables. La mineralización se extiende por unas 3 hectáreas, 200 metros por 150 metros. Al pie del cerro corre agua, pero los concentrados consistirían principalmente de piritas.

MINAS DE ORO

Minas de oro se encuentran sólo en la parte poniente del departamento donde la formación geológica corresponde a la formación costanera de granodiorita. Hay un buen número de minas pequeñas que se trabajaron ya por los españoles. En general, las vetas de cuarzo que forman los yacimientos de oro son numerosas, pero de poca extensión y su explotación hace cuen-

ta sólo en la zona de enriquecimiento secundario. La zona primaria no es aprovechable. Actualmente no existen minas que estén en trabajo; todas se abandonaron después de agotar la zona enriquecida.

Es natural que la erosión de una región atravesada por tantas vetas auríferas debe producir yacimientos sedimentarios de oro extensos. En verdad, existen lavaderos en muchas quebradas y llanos de esa comarca. La ley en oro es más grande en las depresiones cerca del talweg de las quebradas y en estos lugares se puede ver aún hoy día, en tiempo de lluvia, muchos mineros lavando las partes más ricas de las capas de acarreo aurífero. Estas partes, en general, tienen poca extensión y, aunque existen grandes masas de tales acarreos cuaternarios, no se ha encontrado todavía un depósito con ley suficiente para una empresa más grande de explotación. Uno de los depósitos que actualmente se está reconociendo es el de

Peña Blanca

Situado a 20 kilómetros de distancia de camino al oeste de Combarbalá, en la depresión formada por varias quebradas que desembocan en el río de Ahogados, tributario del Huatulame. La depresión está circundada por cerros de granodiorita que, en partes, todavía llevan restos de la formación porfirítica que anteriormente la cubrió. La granodiorita está atravesada por muchas vetas de cuarzo, de las cuales un número, en tiempos pasados, ha sido explotado por oro. Además, existen un gran número de filones andesíticos que corren por la granodiorita.

Actualmente no hay minas de oro en explotación en la región; la última que se trabajó es la Brilladora, en las cerranías al sur del llano en referencia.

La capa aurífera de acarreo en el trecho que está reconocida por pozos cubre este llano en una extensión de 5 a 6 kilómetros de largo y de 1 a 1,5 kilómetros de ancho, con una potencia variable de $\frac{1}{2}$ a 15 metros. Descansa sobre granodiorita descompuesta y está cubierta por una capa de greda colorada de 0,5 metros de espesor. El manto aurífero se angosta en partes hasta desaparecer y, en donde la greda también ha sido destruída por la erosión, la granodiorita sale a la superficie, formando islas de color claro dentro de la greda colorada.

El manto de acarreo consiste de rodados finos y gruesos, hasta varios decímetros de diámetro, de porfirita, de granodiorita, de los filones andesíticos y de las vetas de cuarzo, todos más o menos amolados y cementados por una masa arcillosa y arenosa que contiene el oro. Los pedazos de porfirita son los menos redondeados y corresponden a los restos de la formación que anteriormente cubrió la granodiorita. Generalmente el manto es más pobre en las partes con más porfirita, y más rico en las partes con mucho cuarzo y granodiorita. La parte directamente encima de la circa tiene una ley mejor que las partes superiores. El oro aparece en pecas aplastadas y redondeadas hasta 0,1 gramo de peso.

En cuanto a la ley, se necesita sólo pocos gramos por metro cúbico en un depósito de muchos millones de toneladas con favorables condiciones locales, empleando dragas u otros métodos hidráulicos. En

el caso en referencia, las investigaciones no están terminadas todavía.

MINAS DE PLATA Y PLOMO

Fuera de las minas de Parral ya arriba mencionadas, existen varias otras antiguas poco trabajadas en el valle superior de Cogotí (dueño don Carlos Saavedra) y en el cerro El Tolar, las cuales no pude visitar.

Cárcamo

Un papel bastante grande desempeñó anteriormente una veta argentífera, zínquifera, plomífera y cuprífera, que se conoce sobre el largo enorme de 16 kms. Es la veta que se llama Farellón de Cárcamo, porque fué trabajada primero en la quebrada del mismo nombre, desde la cual corre en dirección N.-S. por la quebrada San Lorenzo hasta el valle de Cogotí.

La formación es estratificada y consiste de capas porfiríticas, de pórfido, de esquistos, de areniscas y otros elementos de la formación andina del mesozoico. En partes filones de rocas más modernas atraviesan las estratas, y el "Farellón de Cárcamo" originalmente también es un filón andesítico, que después de su formación, fué mineralizado parcialmente por vapores y soluciones ascendientes. En partes sólo las salbandas, o una de ellas contienen una faja de minerales; en otras partes todo el filón está mineralizado. La faja mineralizada mide de 1,5 a 2,5 metros e inclina muy paradamente al O. en la parte norte del farellón, y al E. en la parte sur. El relleno consiste de cuarzo con fajas y nidos de calcita.

y, a veces, con ramos de una brecha, típica de las vetas.

Los minerales aparecen principalmente en la parte cuarzosa, pero en partes también la brecha y la roca de filón están mineralizadas. Los minerales comprenden calamina, blenda, cerusita, galena, minerales de cobre de color, calcosina, bronce morado, bronce amarillo y pirita de hierro. Los óxidos bajan hasta 20 metros de hondura, mientras los sulfuros ya comienzan a los 10 metros. Todos los minerales tienen una ley de plata y varias de las minas como la **República** fueron trabajadas por plata mientras que otras, especialmente en el N., se explotaron por zinc y plata, como las minas **Mantos**, **Portezuelo** y **Mugre**; la **Rosario**, que es la de más al norte, por plomo y plata. En la parte sur del farellón predomina el plomo y varias minas en el centro se trabajaron por cobre.

Actualmente las minas están de pára y muchos de los laboreos aterrados. Existían puntos ricos seguramente, pero la ley común en general no es suficiente para compensar los gastos altos de transporte y no hay agua suficiente para considerar la construcción de un establecimiento de concentración.

Más al sur del punto más meridional del farellón Cárcamo se descubrió recientemente una veta plomífera que se está reconociendo actualmente, como se dice, para la explotación.

DEPARTAMENTO DE ILLAPEL

Generalidades

Al sur de los departamentos de Combarbalá y Ovalle colinda el departamento de Illapel, que se ex-

tiende hasta el límite argentino. El límite sur lo forma el río Choapa que, con sus tributarios Cuncumán, Chalinga, Illapel y Canela, viniendo todos del norte desagua el departamento y tiene agua suficiente para los fines de agricultura y de minería. El Choapa lleva en tiempos normales de 5 a 10 metros cúbicos por segundo, más abajo de la desembocadura del río Illapel. En el límite oriental, que mide unos 150 kilómetros de largo, el terreno sube hasta 4,500 metros sobre el nivel del mar en varios cerros. Este terreno limítrofe y montañoso naturalmente es el menos conocido como en general el departamento de Illapel es el menos explotado de la provincia.

El ferrocarril longitudinal pasa por el terreno en dirección N. S. y toca al pueblo de Illapel y a varios centros mineros. Desde la estación de Choapa, al sur de Illapel, sale un ramal al poniente a la caleta de Los Vilos y al oriente, por el valle del río Choapa, al pueblo de Salamanca, centro de agricultura y de horticultura. Fuera de la caleta mencionada, la costa dentro del departamento, tiene otras caletas como la de Mostaza, Puerto Oscuro, Mantencillo y otras más. Los caminos principales están en buen estado, varios otros están en ruinas por no haberse usado después del abandono de las minas. En la parte oriente faltan caminos.

Las condiciones de vida en tiempos normales son favorables, porque los cultivos cubren terrenos extensos en los valles de los ríos y a lo largo de la costa. Actualmente la situación de los habitantes en varias regiones, especialmente en la de la costa, es muy difícil debido a la falta de lluvia ya desde 2 años.

Geología

En este departamento la formación costanera de las rocas antiguas plutónicas y de pizarras tiene un gran ancho, extendiéndose desde la costa hasta la región de Chalinga y al oriente de Salamanca. En la costa aparece una faja ancha de esquistos arcillosos, areniscas y conglomerados interestratificados con esquistos metamórficos, y atravesados por filones porfídicos y de diabasa.

Son numerosas las vetas auríferas y casi todas las minas de cobre situadas en esa formación ácida antigua tienen ley de oro y muchas han sido trabajadas por oro. Por eso se tratarán las minas de cobre y de oro juntas.

La formación mesozóica andina se extiende desde una línea que corre más o menos de la estación Espino del ferrocarril longitudinal al río Choapa, pocos kilómetros al oriente de Salamanca, hasta la alta Cordillera donde se encuentra cubierta parcialmente por las rocas efusivas del terciario. Como en otras regiones, está perforada también aquí por intrusiones de rocas graníticas.

MINAS DE COBRE Y ORO

Grupo Llahuin

En la línea divisoria que separa los departamentos de Combarbalá e Illapel, se encuentra en los cerros Blanco y Lahuin un grupo de minas a una altura sobre el nivel del mar de 1,500 a 2,000 metros que se trabajaron por cobre y oro. Distan pocos kilómetros de la estación Espino y unos 30 kilómetros de Combarbalá. En el tiempo de mi visita estaban sin trabajo, con la excep-

ción de la mina Tongo, donde trabajaron pocos hombres. Esta mina pertenece a la Sucesión Geise; la Cola de Pato, al señor Alberto Araya; y las otras a la Compañía Domeyko.

Los cerros consisten de granodiorita, con partes de porfirita en el lado oriente. Hay un buen número de vetas cupríferas y auríferas que atraviesan la formación con muchos cateos en sus afloramientos, pero no todos han sido comprobados como aprovechables.

Las Tórtolas.—La mina más abajo en la falda norte del cerro es la mina Las Tórtolas, que se explotó desde 1913 hasta 1920. Tiene una veta con rumbo N.-S. en inclinación parada al E. La potencia es de 1 a 1,5 metros con una faja mineralizada de 20 a 30 cms. El relleno es cuarzo con piritas y bronce amarillo. Estos sulfidos comienzan a poca hondura. Según dicen, se vendieron minerales pallados con 18% en cobre y 70 gramos por tonelada en oro.

El afloramiento de la veta se siguió por cateos en un largo de 800 metros; la explotación en la mina principal se extiende por un largo de 250 metros, donde profundizaron varios piques y chiflones. La hondura alcanzada por los labores, según dicen, es 100 metros por chiflón, o sea 60 metros verticales. En los planos dicen que todavía se encuentra mineral aprovechable. Actualmente los labores están inaccesibles.

Rosa Emilia.—Pocos kilómetros más al poniente, en un terreno más llano, cerca de la falda parada sur del cerro, está situada la mina Rosa Emilia. Tiene 2 vetas con un pique en cada una. El pique vertical tiene 25 metros de hondura sobre la

veta. En esta hondura se corrió una galería 70 metros al N. y 46 metros al S. sobre la veta que inclina verticalmente. Encima de este frontón la veta está explotada. Su espesor medio mide 80 cms. Los minerales explotados correspondieron a minerales de color, y principalmente a bronce negros auríferos que comienzan a poca hondura. En 1919,—el último año de trabajo,—dicen que sacaron 70 quintales diarios.

La otra veta está poco reconocida. El pique inclinado o chiflón que se profundizó sobre ella alcanza a 48 metros de hondura inclinada. La

veta tiene menor ley en oro que la primera.

Algunos centenares de metros al N. de la mina, en una quebrada se halla una cancha con ruinas de casas y máquinas, donde anteriormente se concentraron mecánicamente los minerales de la mina Llahuin. Al tiempo de mi visita, la quebrada llevaba agua suficiente; pero en verano sacaron agua por medio de una bomba de un pique cercano. Actualmente esta agua podría servir para concentrar los minerales de ley reducida de la mina Rosa Emilia.

(Continuará).



LA ELECTRICIDAD EN LAS MINAS

La gran economía de la maquinaria moderna

POR

E. I. DAVID (1).

Empezando con la generación de la fuerza motriz, es de interés llamar la atención a que la primera estación de alta presión, alta temperatura y de mediana capacidad que se instaló en el mundo fué para servir un grupo de minas de carbón en Gran Bretaña.

Las estaciones de fuerza motriz de las minas de carbón debieran ser capaces de quemar todas aquellas clases de combustibles que de vez en

cuando no se pueden vender. Estas, por regla general, son las de peor calidad y la planta de calderos debiera tener, por lo tanto, un área suficiente en sus parrillas, bastante capacidad de tiro y la debida construcción en sus fogones para la combustión económica de estos carbones. La utilización del gas de los hornos de cokificar es un problema de difícil solución. Los motores a gas tienen una eficiencia termodinámica más alta, pero un costo más elevado de mantenimiento, poca flexibilidad y seguridad. Todas estas desventajas hay que pesarlas contra su única ventaja. Comparán-

(1) Extractado y traducido de una conferencia leída en The Institution of Electrical Engineers, por F. Benítez.

dolas con la plantas de turbinas modernas y de alto rendimiento, el margen de eficiencia termo-dinámica a su favor es pequeño, y en la mayoría de los casos y, hablando comercialmente, es mejor quemar el gas bajo los calderos.

Hay también que tener en cuenta el empleo del "breeze" y de las cenizas del coke. El método de mezclarlas y quemarlas juntas con carbones que tengan un porcentaje medio de materias volátiles ha dado buenos resultados. Los combustibles de mala calidad debieran lavarse si el contenido de ceniza es mayor de un 10%, pero un mínimo de 5 a 6% de ceniza es lo suficientemente bajo para quemarlos sin lavar.

El alto costo inicial de una planta para producir vapor a presiones y temperaturas extra altas junto con la maquinaria auxiliar necesaria para reducir el consumo de carbón, tal como evaporadores, calentadores del agua de alimentación y calentadores de aire, etc., casi no está justificada cuando se cuenta con combustible barato y entregado directamente a los calderos sin gastos de transporte; pero en algunas minas de carbón donde el carbón que se extrae de las minas tiene un alto valor o precio, puede estar justificada la inversión de un gran capital.

La eficiencia de los calderos

Eficiencias en los calderos de 70 a 75% pueden mantenerse con combustible de alto valor calorífico, aún en las plantas de calderos de pequeñas minas de carbón, pero las eficiencias de este orden requieren una supervigilancia técnica buena y constante, la que puede con mucha mayor facilidad concentrarse en grandes estaciones centrales. Donde se dispo-

ne de combustibles que no se pueden quemar en cualquiera de las parrillas ordinarias, se puede pensar en pulverizarlo como en una solución del problema.

El agua, tanto para la alimentación de los calderos como para la condensación, es una de las grandes dificultades existentes en la mayoría de las minas de carbón, y en las estaciones de alta presión los evaporadores son una necesidad indispensable.

Los otros problemas, tales como tamaño de las estaciones generadoras, reactancia de la transmisión (interior o exterior), y el equipo de las sub-estaciones, son problemas comunes a todas las centrales de fuerza. Todo el material de los tableros tiene que ser excepcionalmente fuerte, y no debe ser susceptible a las influencias del polvo y de la humedad.

La corrección en el factor de fuerza ha pasado a ser una necesidad apremiante en las grandes instalaciones motrices. Las líneas de transmisión aéreas, con su reactancia comparativamente alta, sus transformadores de alta reactancia y, en muchos casos, la reactancia de los alimentadores y barras de enchufes necesarias para la protección de los generadores y de los tableros, han reducido todavía más el ya bajo factor de fuerza en las minas de carbón, lo que ha dado por resultado rendimientos reducidos en las plantas generadoras y una reducción alta en el voltaje de las líneas trasmisoras, transformadores y reactancias. Se han probado tanto los avanzadores de fase, como los condensadores sincronos y estáticos, pero los mejores resultados se han obtenido con los motores sincronos que mueven grandes unidades.

Las cuatro cargas más importantes que hay que tener en cuenta en

las minas modernas de carbón son: el desagüe, la ventilación, la compresión del aire y la extracción del carbón del interior de la mina. Las unidades que se consumen por cada tonelada de carbón que se extrae de una mina moderna que explote 2,000 toneladas de carbón diario, desde una profundidad de 600 a 700 yardas y que use aire comprimido para circular, transportar el carbón en los frentes de arranque y en las galerías auxiliares y en las bombas se da en el cuadro que sigue:

	Unidades por ton.
Malacate.	4
Ventilador.	3
Aire comprimido.	20
Uso general.	1,5
Desagüe.	3,5
<hr/>	
Total.	32

Estas cifras son especialmente aplicables a las condiciones que imperan en las minas de Gales del Sur con una utilización muy desarrollada del aire comprimido. Cifras muy diferentes se obtendrían en otros distritos.

Desagüe

La eficiencia y la seguridad de las bombas centrífugas modernas de etapa múltiple combinada con sus tamaños compactos, las hacen particularmente adaptables para su empleo en las minas. Hasta 150 H. P. los motores "squirrel cage" son completamente satisfactorios, particularmente aquellos que tienen aquel tipo de devaneo en el rotor que se puede poner directamente en circuito con la línea transmisora. Para empezar, los auto-transformadores no son satisfactorios y los motores inducidos de ani-

llos colectores son preferibles cuando la fuerza es mayor de 150 H.P. Se puede obtener un alto factor de fuerza y una alta eficiencia con los motores de 2 y 4 polos de todos tamaños, y sólo en circunstancias excepcionales es necesario tomar en cuenta a los motores de inducción de tipo sincrónico para mover las bombas.

Los ventiladores tienen una carga casi constante y se prestan muy bien para la corrección del factor de fuerza. La inercia que hay que vencer en su partida es moderada, pero como en Gran Bretaña existe la costumbre de poner los ventiladores en marcha bajo carga, el momento sincronizador necesario es alto. Los motores de polo saliente no pueden dar el momento necesario y, por lo tanto, se emplean rotores del tipo cilíndrico.

Debido a la velocidad moderada de los ventiladores de las minas, es costumbre moverlos por medio de algún tipo de engranaje de reducción. En los comienzos del desarrollo de una mina, la cantidad de aire que se necesita para ventilarla es pequeña; las necesidades aumentan gradualmente, tanto en volumen como en presión, según se alarguen las galerías y se extienden los frentes. Es necesario algunas veces reducir el volumen y la presión durante los días que no se trabaja. Los motores con velocidad variable se emplearon mucho al principio, pero éstos no justifican el mayor costo dada su menor eficiencia, especialmente con cargas pequeñas. Los aumentos progresivos en la velocidad pueden arreglarse por medio de engranajes, cambiando éstos donde se emplea el tipo de corona y piñón. Recientemente se ha introducido la antigua polea "Jockey" con ciertas mejoras nuevas que han hecho de ella un sistema de

lo más eficiente y flexible para reducir la velocidad. Para alterar la velocidad del ventilador todo lo que hay que hacer es cambiar la polea del motor. Debido a la horizontalidad de la curva de eficiencia de los motores sincros, con su factor de fuerza a la unidad, su rendimiento es grande con cargas pequeñas.

Además de su mucha mayor eficiencia con todas las cargas—un factor importante en un motor que trabaja 8,760 horas en el año—la corrección del factor de fuerza puede obtenerse a partir de 0.80 hasta llegar a la carga máxima, y es todavía mucho mayor con cargas menores.

Además, el costo inicial del motor de velocidad variable y del equipo para ponerlo en marcha, es de un 10 a 15% más alto que el del motor sincrónico. La reducción de la ventilación durante el fin de semana o los días de pára, es una economía dudosa. Los ingenieros de minas generalmente prefieren mantener todo el volumen de aire para limpiar las labores y diluir los gases. En una mina de carbón donde se instaló un ventilador movido por un motor de velocidad variable y de corriente directa, no se ha cambiado la velocidad durante tres años. Donde es absolutamente necesario reducir las velocidades y emplear manómetros de agua durante el fin de semana o días de pára, están dando muy buenos resultados los motores de "cascada" y de dos velocidades, bien sea del tipo ordinario o sincrónico.

El poner en marcha un motor de 450 kw., sincrónico, de inducción que movía un ventilador con una carga liviana (alrededor de 90 kw.), excitado hasta un factor de fuerza de alrededor de 0,5, mejoró el sistema de fuerza de una mina de carbón desde

0,7 a 0,87 ó 0,9, y el voltaje en las barras de enchufe de los tableros aumentó de 3050 a 3150 voltios, sin tener en marcha a ninguno de los dos malacates de corriente alterna.

El sistema de accionamiento con correa Lenix tiene algunas particularidades peculiares. El resbalamiento de la correa es tan pequeño que no se puede medir; en verdad, la razón de la velocidad parece ser proporcional al diámetro de las poleas más el espesor de las correas—esto es—de los diámetros al eje neutral de la correa. Es muy difícil dar cifras exactas de su eficiencia, pero este sistema de correa parece ser igual, si no superior, a un engranaje de reducción angular y de la mejor clase.

Otro tipo interesante de motor sincrónico para mover los ventiladores tiene un rotor saliente con los extremos de los polos extendidos y con un devaneo de fase simple en ranuras semi-encubiertas. Los devaneos de los polos están cortados en mitades para la partida y unidos para formar una segunda fase, y hay insertada una resistencia metálica en serie con estos dos devaneos. Cuando el motor parte, tiene un momento característico similar al del motor ordinario inducido de anillo colector (SLIP-RING). El devaneo del polo queda fuera de circuito cuando el motor alcanza su velocidad normal y forma un amortizador. El devaneo del polo saliente se excita como de costumbre. Las ventajas de este tipo sobre el motor de inducción sincrónico son: mayor eficiencia y una excitación normal del voltaje.

Compresora

Hasta 1918 se creyó que el tipo de compresora vertical y de alta velo-

cidad en dos etapas, que era el favorito en Gran Bretaña para moverlo por medio de un motor eléctrico, no se prestaba para acoplarlo directamente a los motores sincros de polo saliente, y se creyó que era necesario emplear un motor con rotor devanado el que tiene un momento más alto en partida. Debido a experiencias poco satisfactorias con este tipo de motor, se llevaron a cabo una serie de experimentos con un compresor horizontal grande de tipo "cross-compound", movido por un motor de corriente directa, y también con una compresora vertical de alta velocidad movida por un motor de inducción. Ambos tenían válvulas de escape en los cilindros de alta y baja presión. El tipo "cross-compound" tomó de un 25 a 30% del momento a toda carga para partir y el tipo vertical más o menos lo mismo. Mientras tanto, en una mina de Lancashire se había instalado un motor sincro de polo saliente para mover una compresora vertical Bellis por medio de un embrague de fricción. Bien pronto se descubrió que el embrague no era necesario y se instalaron dos motores de polo saliente de 1,125 H.P., a 214 r. p. m., para mover dos compresoras verticales que comprimían en dos etapas y que tenían una capacidad de 6,507 pies cúbicos por minuto a 75 libras por pulgada cuadrada. Los motores toman un poco más de la corriente máxima con toda la carga cuando parten y cuando se cambia del voltaje intermediario al máximo. Esto es sólo momentáneo y el sistema lo soporta sin que se pueda apreciar un descenso en el voltaje. Debido a que el vacío de aire ("AIR-GAP") que se emplea en este motor es grande, ha sido posible suprimir el descanso entre el volante de la com-

presora y el motor, lo que ha disminuído el largo de la combinación en 4 pies comparada con el motor sincro de inducción y de igual fuerza. La eficiencia de estos motores con toda la carga y con el factor de fuerza en unidad es de 95.7%, lo que es una cifra extraordinaria para los motores de este tamaño y velocidad. La cifra correspondiente para un motor de inducción sincro es 93.2%, o sea una diferencia de 2.5% a favor del motor de polo saliente.

Una comparación entre la eficiencia de este equipo para compresora y un compresor movido por una turbina grande a vapor, es de interés. Estas cifras están basadas sobre unas pruebas que se hicieron con una compresora Bellis de 6,500 pies cúbicos por minuto a 75 libras por pulgada cuadrada instalado en la mina "Penalttla" y corregidas para un tipo posterior de motor de alta eficiencia.

Las pérdidas en la transmisión del aire comprimido y de la energía eléctrica en distancias hasta de cinco millas son casi iguales.

Comparación de los sistemas

Ignorando estas pérdidas, la comparación puede empezarse en la central de fuerza. Para suplir 1,110 H.P. (830 k. w.), asumiendo una eficiencia en el alternador de 95%, se necesitan 872 k.w., en la acopladura de la turbina. La turbina, directamente acoplada, que mueve el turbo-compresor tiene el mismo consumo de vapor y para 1,038 H.P. (775 k.w.), toma 11.2% menos vapor que la unidad movida eléctricamente. Esta última tiene una ventaja compensadora: que las pérdidas con carga ligera son mucho menores que las del turbo-compresor, y en los casos antes cita-

dos fueron sólo 65 k.w., con cero carga. De esta cifra, 6 k.w., representan el trabajo hecho en comprimir el aire, 29 k.w., las pérdidas mecánicas en la compresora (estando cerrada la válvula de entrada y el cilindro de alta presión descargado), y 30 k.w., las pérdidas del núcleo de las bobinas de excitación y pérdida en el cobre, fricción y devaneo del motor. Donde la carga varía considerablemente, como por ejemplo, en una mina de carbón aislada esto es una ventaja, pero cuando se puede alimentar a un grupo de minas desde una estación central, se ha encontrado que la carga es muy uniforme, debido a los diversos factores de carga de las diferentes máquinas que consumen aire comprimido y a que las grandes cañerías que se emplean actúan como depósitos del aire comprimido. La experiencia con las compresoras movidas por motores sincronos ha sido satisfactoria, pero el equipo para la partida ha dado que hacer. Los auto-transformadores produjeron una serie de fracasos. Todos éstos dieron muestras de tensiones mecánicas anormales pues las abrazaderas se forzaron y las bobinas se aplastaron. También hubo un exceso de quemaduras en los contactos del interruptor. También se encontró que el arco producido en los contactos del interruptor de partida se mantuvo durante un lapso suficiente para causar un corta circuito en el circuito formado por las bobinas del transformador, como también en los contactos del interruptor para partir, en el de "en marcha" y en la conexión que va desde los puntos de contacto del transformador al motor. Esta incomodidad se subsanó: 1.º cerrando el neutral del transformador más tarde y abriéndolo más

pronto; y 2.º cerrando el interruptor de partida más despacio, lo que daba tiempo para que el arco en los contactos de la partida se extinguiera. Todavía se puede conseguir una partida más tranquila empleando un método patentado que usa la devanadura del transformador como bobina de reacción, "choking coils." Las operaciones con este método son las siguientes:

1.º Se pone el transformador en circuito con "el neutral abierto";

2.º Se cierra el "tapping switch" (esto carga el motor a través de los devaneos del transformador). Si la carga es muy pequeña el motor partirá;

3.º Se cierra el neutral del transformador. Esto añade los "tapping volts" al motor, el que parte o toma velocidad;

4.º Cuando el motor tiene su velocidad normal, se abre el neutral del transformador, el motor ahora toma una ligera corriente a través de los devaneos del transformador de tal manera que el efecto de "asfixia" es pequeño y el motor tiene casi todo el voltaje en sus terminales;

5.º Se cierra el interruptor de partida. Esto pone los devaneos del transformador en corta circuito y lanza el voltaje máximo a los terminales del motor;

6.º Se abre el "tapping switch" y el switch de partida. El transformador está ahora fuera de circuito, y el motor toma la corriente sólo a través del interruptor de marcha y puede sincronizarse cerrando el interruptor del campo magnético.

Se han tomado con el oxilógrafo gráficos de estos métodos de partida, los que muestran los cambios en la corriente y en el voltaje. El motor alcanza su velocidad máxima suave-

mente y sincroniza con facilidad. La operación íntegra puede efectuarla cualquier electricista.

La partida y la sincronización automática por medio de un sistema de contactores parece simple y deseable.

El control de las compresoras movidas por la electricidad es simple. Un aparato automático controlado por la presión del aire cierra la válvula de entrada cuando la presión exceda una cifra predeterminada, y cesa la compresión, para empezar de nuevo cuando la presión se reduce unas cuantas libras por pulgada cuadrada. Entonces la válvula de entrada se abre y admite aire al cilindro de baja presión.

Malacates eléctricos

El malacate a vapor hace muchos años que está en uso y ha demostrado ser seguro y de confianza, pero el malacate eléctrico es más eficiente, más fácil de manejar y más fácil de mantener en estado de eficiencia. Los dos son igualmente seguros cuando son de alta calidad y de un tamaño proporcionado a la carga.

El caso puede, por lo tanto, determinarse por los costos de operación, pero el resto de la planta tiene necesariamente que ejercer su influencia en la selección del tipo de malacate.

Si la mina es profunda, el malacate puede tomar hasta un 50% de la energía total que se consume en la mina. Bajo estas condiciones la carga en la planta generadora es extremadamente variable y la carga media es muy pequeña comparada con la carga máxima. Si la planta generadora no alimenta más que una sola mina, entonces el factor de diversidad es pequeño; pero si la planta generadora alimenta un grupo de minas, en-

tonces los puntos máximos de las curvas "pick loads" tienden a una mayor horizontalidad y se tiene un mejor factor de diversidad. Para minas profundas que trabajan aisladamente, por lo tanto, los malacates eléctricos pueden no estar justificados, pero si se pueden agrupar las minas, bien sea uniendo todas las centrales de fuerza o generando ésta en una o más estaciones centrales, la mayor economía del malacate eléctrico puede utilizarse con todas sus ventajas.

Para minas poco profundas y particularmente para aquellas donde las cargas pesadas pueden elevarse a bajas velocidades, el malacate eléctrico es generalmente 2 a 3 veces más eficiente que el de vapor. Los costos iniciales de los malacates eléctricos y de una planta generadora de alta presión son un poco más altos que para los malacates a vapor y una planta de presiones regulares, pero el total del costo inicial y el de operaciones es favorable al malacate eléctrico. Si se puede obtener fuerza a precios razonables de una compañía que dé su fuerza con seguridad, el costo inicial favorecería grandemente al malacate eléctrico, y el costo de operación debiera ser todavía más bajo que para el de vapor.

El principal problema eléctrico que hay que resolver en la planta de extracción, es el tipo de control, esto es, si ha de ser el sistema Ward-Leonard o un motor de corriente alterna con control de reostato en el circuito del rotor. Hay, además, los siguientes problemas de importancia secundaria que resolver: motores con engranajes o acoplados directamente, tambores cilíndricos, cónicos, o cónicos cilíndricos o polea Koepe. Hay que considerar cables de balance en el caso de usar tambores cilíndricos, y és-

tos son esenciales con poleas Koepe. Con respecto al problema principal, Stjernberg calculó un método matemático para analizar los problemas de extracción eléctrica y llegó a la conclusión que si $B = MS : (QT^2)$ excede 0,22, es preferible usar el sistema Ward-Leonard, y que éste es indispensable si el cociente es mayor de 0.3, donde $M =$ la masa equivalente reducida a cable = peso en libras: el coeficiente de la gravedad.

S , la profundidad del pique en pies

$Q =$ la carga útil más la fricción en libras.

$P =$ tiempo neto de la ascensión en segundos.

La expresión $B = MS : (QT^2)$ está basada en los tambores cilíndricos con cables de balance, pero es igualmente aplicable a los tambores cónicos cilíndricos, poleas Koepe o tambores cilíndricos sin cable de balance.

Después de la fecha de esta fórmula, las mejoras en el diseño y manufactura de los grandes engranajes angulares dobles y los motores de corriente alterna, han dado por resultado el empleo del malacate de corriente alterna para valores de B hasta 0.25 o aún 0.3. En dos grandes malacates de corriente alterna que se instalaron recientemente, B es 0.292.

Desde el momento que el motor de corriente alterna es, por su naturaleza, de alta velocidad, el engranaje ha sido necesario, en la mayoría de los casos, para transmitir la fuerza desde el motor al tambor del eje, cuya velocidad es, en muy raros casos, mayor de 75 r.p.m., o inferior a 28 r.p.m. Este engranaje en algunos casos se ha manufacturado independientemente con sus propios descansos, pero los dos malacates, más grandes de corriente alterna que existen en Gran

Breña en la actualidad, tienen la corona montada directamente en el eje del tambor (que está montado sobre 3 descansos) y el piñón acoplado al motor por medio de una acopladura flexible de tipo Bibby. Tanto el engranaje angular doble o el "herring bone" han dado resultados satisfactorios durante muchos años. Es aconsejable con los grandes tamaños emplear la lubricación forzada.

Generalmente se selecciona una velocidad para el motor de corriente alterna que dé el mínimo de pérdida de energía durante el período de aceleración y de frenaje. Los motores desde 250 a 750 H.P., generalmente corren a 375 r. p. m., los de 750 H.P. a 1,500 H.P. a 250 r.p.m., y los de 1,500 a 2,500 a 214 r.p.m. La razón de los engranajes, y por lo tanto, la velocidad del tambor, puede variarse dentro de ciertos límites, cambiando el piñón; pero hay que cambiar el eje de posición para que quede dentro de los diversos centros. Cualquier cambio grande en la velocidad del tambor, por lo tanto, sólo puede obtenerse cambiando tanto la corona como el piñón, lo que es caro.

Los motores de inducción

El motor de inducción es normalmente un motor de velocidad constante, y la variación de su velocidad con el rotor en corta circuito desde "sin carga" hasta la carga máxima, es sólo de 2 a 5%, pero insertando una resistencia en el circuito del rotor ésta puede aumentarse hasta 100%. La reducción en la velocidad es proporcional al voltaje a través de los anillos del rotor, la que es proporcional al momento y a la resistencia en el circuito del rotor. Por consiguiente, la velocidad que corresponde a la resistencia de un motor dado no es cons-

tante sino que depende también de la carga. Además, el frenaje regenerativo en un motor de inducción sólo es posible con velocidades superiores al sincronismo. A cualquier velocidad bajo éste, para obtener un efecto de frenaje, hay que hacer girar el motor en dirección contraria y hay que tomar de la línea una cantidad de fuerza que corresponda al momento que se ejerce. Esta fuerza, junto con la energía que se absorbe al frenar, pasa por el rotor a la resistencia y se disipa aquí. Es imposible, por lo tanto, obtener en este caso un control tan completo y delicado como con el sistema Ward-Leonard.

Cuando la extracción se hace a altas velocidades, lo que es indispensable debido al reducido número de horas de trabajo en algunas minas, son necesarias retardaciones de 4.5 y en algunos casos 6 pies sec. sec., para obtener el tonelaje necesario. Si se usa el frenaje corriente, los bloques de madera de los frenos sólo duran de cuatro a cinco semanas y los forros de género patentado, como el doble. Resulta más barato frenar invirtiendo la corriente y es, además, más seguro y se emplea generalmente en la extracción del carbón y para bajar la gente. El frenaje regenerativo es permisible para bajar la gente donde los piques son muy largos y la velocidad pequeña, pero para reducir la velocidad al final de la operación se emplea la corriente invertida. En la actualidad es seguro emplear el frenaje regenerativo bajo las condiciones arriba mencionadas, puesto que facilita una velocidad máxima definida (de un 5 a un 10% más alta que el sincronismo), lo que es mejor que cortar la corriente (cosa que se hace algunas veces) y frenar únicamente cuando la velocidad llega a ser exce-

siva. Los controladores para los grandes motores de corriente alterna emplean electrolito líquido, y la resistencia sólo se varía de una o dos maneras: 1.º, moviendo los electrodos, y 2.º moviendo el electrolito. En el primer caso, la resistencia se varía cambiando el largo del electrolito líquido entre los electrodos fijos y los móviles. En el segundo caso la resistencia se varía modificando la profundidad del electrolito en el estanque en el que están sumergidos un cierto número de electrodos. De esta manera se varía el área sumergida y, por consiguiente, la resistencia. Cada uno de estos dos tipos tiene sus ventajas particulares. El primero se presta a una aceleración rápida y a un frenaje rápido variando la dirección de la corriente, el segundo se presta para una aceleración uniforme, que puede ajustarse para cualquier velocidad necesaria, y es, por consiguiente, conveniente para una velocidad y carga fija y definida, pero no es tan flexible para maniobrar y para frenar cambiando la dirección de la corriente.

El electrolito

El método primero requiere que la porción activa del electrolito esté contenida en recipientes construídos de una materia insuladora. En el segundo caso, los electrodos están suspendidos de marcos insulados, y el electrolito en un recipiente de metal unido a la tierra. El electrolito se hace circular constantemente por medio de una bomba, y su altura en los electrodos se fija por medio de un vertidero. En este tipo existe el peligro de que cuando se cambia la dirección de la corriente rápidamente después

de un viaje a toda velocidad, los electrodos se sumerjan (pues el líquido no habría tenido tiempo para descender) y como la resistencia del rotor sería baja, se produciría un momento insuficiente en el rotor, lo que resultaría en un golpe y rotura del engranaje mecánico. Además, si el líquido hubiera tenido el tiempo necesario para descender, el alto voltaje que se produce a través de la pequeña cantidad de líquido en contacto con el electrodo, tiene la tendencia a producir una chispa dentro del controlador. Esta ventaja se neutraliza por medio de contactos que introducen una resistencia bastante alta en el circuito del rotor independientemente del controlador. La relación entre el momento de avance y el de retardación y la resistencia en el circuito del rotor, es importante, y una resistencia demasiado alta o baja en el circuito del rotor tiene por resultado una reducción en el efecto de frenaje producido por el cambio de la corriente cuando se está a toda velocidad, y existe una resistencia definida que produce el efecto de frenaje máximo a cada velocidad. Hay un amperómetro que tiene el cero en el centro y dos elementos que muestran tanto la magnitud y dirección de la corriente en el estator como el momento del rotor en un motor de corriente alterna. Se pueden obtener resultados similares con un vatímetro de una sola fase y cero central, al cual se le puede invertir el potencial por medio de contactos en el controlador principal que hace funcionar los contactores principales. Este aparato da, en cualquier momento, la magnitud y dirección de la fuerza que va al motor de corriente alterna y es de interés observarlo cuando se rabaja regenerando o con la corrien-

te invertida. La partida y la parada de un motor de inducción de corriente alterna se efectúa "dando" y "cortando" la corriente principal.

La inversión de la rotación

La inversión de la rotación se puede obtener cambiando las conexiones de dos de las fases en el caso de un motor de tres fases, o ambas fases, en el caso de un motor de dos fases. Todo esto tiene que hacerse muchísimas veces cada día y los interruptores para efectuar estas operaciones tienen, por lo tanto, que ser de una construcción muy sólida, hablando mecánica y eléctricamente. Para esto se emplean tanto los interruptores de inversión sumergidos en aceite y el de aire. Para los motores de pequeño tamaño, los interruptores sumergidos en aceite, de operación directa y que hacen y rompen el contacto rápidamente, son satisfactorios, pero para los de mayor tamaño es necesario un control automático, puesto que el trabajo manual de estar invirtiendo continuamente la dirección de la corriente es muy grande. Se emplean mucho los interruptores del tipo CONTACTOR de "air-break" y con poderosos carretes de extinción magnéticos, en los que el desgaste de los contactos es pequeño. Los contactos sumergidos en aceite se gastan más rápidamente y es necesario cambiar el aceite con frecuencia. Los interruptores sumergidos en aceite son más compactos, y hasta los 100 amperios con 3,000 voltios, si se inspeccionan a intervalos frecuentes y se mantienen las caras de los contactos en buen estado, son bien satisfactorios. Debido a la masa considerable de los contactos móviles y al trabajo mecánico de los

contactores de "air-break" que funcionan eléctricamente, la fuerza necesaria para obtener movimientos rápidos es grande y existe la tendencia a saltar. Además, la vibración producida por los pesados golpes de los contactos al cerrar tienden a soltar las amarras y a fracturar los cierres pequeños del mecanismo. Para vencer esta desventaja se ha empleado el aire comprimido como medio para hacerlos funcionar con resultados muy satisfactorios. Un rasgo interesante que se ha observado en estos grandes contactores de "air-break", es que el arco que se produce cuando se rompe la corriente con un factor de fuerza bajo, es mucho más grande que aquel de una corriente con un factor de fuerza alto. Aparentemente, las bobinas del extinguidor de chispas son menos efectivas cuando la corriente y el voltaje se encuentran considerablemente fuera de fase, caso igual al de una corriente sin carga de un motor de baja velocidad y de corriente alterna.

Además de esta consideración, y para decidir el tipo de malacate, tiene gran influencia la capacidad máxima (peak-load) de la estación generadora y de las líneas de transmisión. Además, hay que tener en cuenta que un malacate con motor de corriente alterna tiene una velocidad máxima definida, que puede sólo alterarse cambiando el engranaje y que su eficiencia máxima sólo puede alcanzarse en aquel trabajo especial para el cual el malacate fué construído. A pesar de todas estas limitaciones, existe un gran campo para los malacates de corriente alterna, desde los pequeños para pequeñas profundidades a los grandes que elevan cargas muy pesadas a bajas velocidades desde grandes profundidades.

Eficiencia de la extracción

Para obtener la eficiencia máxima, el diagrama de las conecciones con corriente alterna debiera arreglarse de tal manera que no sea necesario frenar. Esto significa que la fuerza hay que cortarla en un lugar tal que la inercia de las masas en movimiento sea suficiente para elevar la carga hasta la boca del pique y que sólo sea necesario tocar los frenos para mantener la carga al caer ésta de nuevo sobre los descansos. Aún en las minas de carbón, las cargas varían considerablemente (pues algunos carros se llenan por transportadores y otros a mano) o de vez en cuando hay que extraer carros de broza; de lo que se desprende que se necesita una habilidad considerable de parte del maquinista que maneja el malacate para juzgar correctamente y para cada carga diferente, el punto exacto en qué cortar la fuerza. La tendencia general es de cortarla demasiado temprano, de lo que resulta que hay que aplicar fuerza de nuevo para elevar la carga hasta la boca del pique. Con un tambor cónico-cilíndrico, el motor tiene que sufrir una carga muy pesada, la que con frecuencia es dos veces mayor que cuando se está elevando el peso normal desde el fondo. Esto se debe a que todo el cable está enrollado en el diámetro mayor del tambor y, por lo tanto, el motor recibe muy poca ayuda de la jaba que está vacía y del cable, el que está enrollado en el diámetro menor. El cortar la fuerza demasiado temprano resulta en tener que aplicar mucho los frenos. Las ventajas del sistema de corriente alterna son su simplicidad, bajo costo inicial, menos espacio y en que no hay pérdidas cuando se está de pára;

y las del sistema Ward-Leonard, son: flexibilidad, un control más fácil, un control automático completo si se necesita, menos desgaste de los frenos y en que las cargas máximas "pe-

ak-loads" que sufre el sistema, se aplican gradualmente (y no instantáneamente como en el caso de la corriente alterna) y son, además, de menor duración.



LOS PROGRESOS EN LA CONCENTRACION DE LAS MENAS

POR

ROBERT H. RICHARDS Y CHARLES E. LOCKE

Una vez más es un deber y un placer de los autores el expresar sus agradecimientos a los muchos corresponsales en el terreno y en las fábricas que han enviado generosamente sus datos para el beneficio de la fraternidad. Sin su ayuda este trabajo hubiera quedado incompleto.

Un análisis general del año indica las siguientes líneas de progreso: esquemas más simples de tratamiento en la reconstrucción de las antiguas plantas y en las nuevas instalaciones, chancado y molienda en etapas, la eliminación de los elevadores de cachapos y el empleo de bombas Wilfley para la elevación de todas las arenas mojadas, mayor empleo de la flotación, mayor limpieza de los concentrados de flotación con el objeto de obtener un mayor grado de pureza, el éxito en la flotación de las menas oxidadas de cobre y plomo, un marcado progreso en la flotación preferencial y, sobre todo, una revolución en la práctica de la flotación por medio del empleo de los reactivos conocidos con los nombres de xantato y Q. E. D. El lavado del carbón también ha sido es-

tudiado cuidadosamente con los progresos respectivos.

La tendencia hoy día es hacia una planta simple en la que el chancado se haga en el menor número posible de máquinas hasta el punto donde el mineral quede libre de la ganga que lo acompaña y, en seguida, el envío de la mena así preparada a la flotación. Los esquemas de la flotación misma, sin embargo, se han hecho más complejos, debido a la tendencia a flotar en etapas y de limpiar los concentrados varias veces.

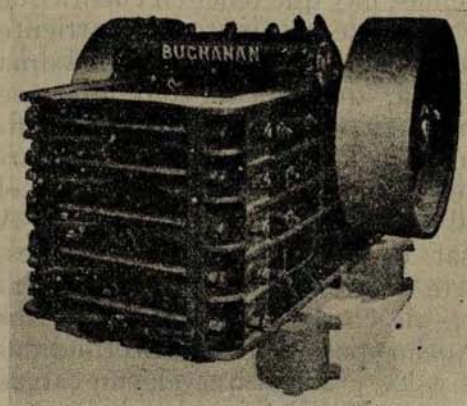


Fig. 1.—Chancadora «Buchanan» tipo «C».

Chancado y Molienda

La chancadora Buchanan, fabricada en secciones, se construye ahora en los siguientes tamaños grandes: 48 por 60", 48 por 72", 54 por 72" y 66 por 84".

La razón de reducción en el chancado no debiera exceder de 6 a 1 y, por consiguiente, el tamaño mayor podría tomar trozos de 66" y reducirlos a 11 ó 10 pulgadas.

El nuevo tipo de quebrantadora giratoria Traylor está construída para tomar un producto de 9 a 5 pulgadas y reducirlo a $\frac{3}{4}$ o $1\frac{1}{2}$ ". Las piezas cóncavas de los lados están colocadas verticalmente, lo que permite que se les dé vuelta, duplicándoseles su duración.

Los molinos de rodillos.—La planta de Miami ha pedido otros dos pares de molinos de rodillos Traylor de 78 ×

24", tipo Ajo, en vista del éxito obtenido con los primeros. En Douglas, un par igual a este (N.º 1), recibe un producto que varía entre 4 y 1". Los rodillos están colocados a 1" de distancia y muelen 736 toneladas por hora con 300 HP. Los N.º 2, reciben la alimentación del N.º 1, después de harnear el producto menor de $\frac{5}{8}$ ", están colocados a $\frac{1}{2}$ " de distancia y muelen 531 toneladas por hora a menos de $\frac{5}{8}$ " con 210 HP. El costo de las llantas es de 2 centavos de dólar por tonelada chancada.

Los pisones.—Los pisones siguen perdiendo terreno. Las siguientes cifras demuestran las desventajas económicas de los pisones. La compañía de V. Homestake emplea pisones en las plantas de Terrville y molinos de barras en las plantas de Amicus y South. Las primeras han tenido un mayor costo en 1924 que las segundas

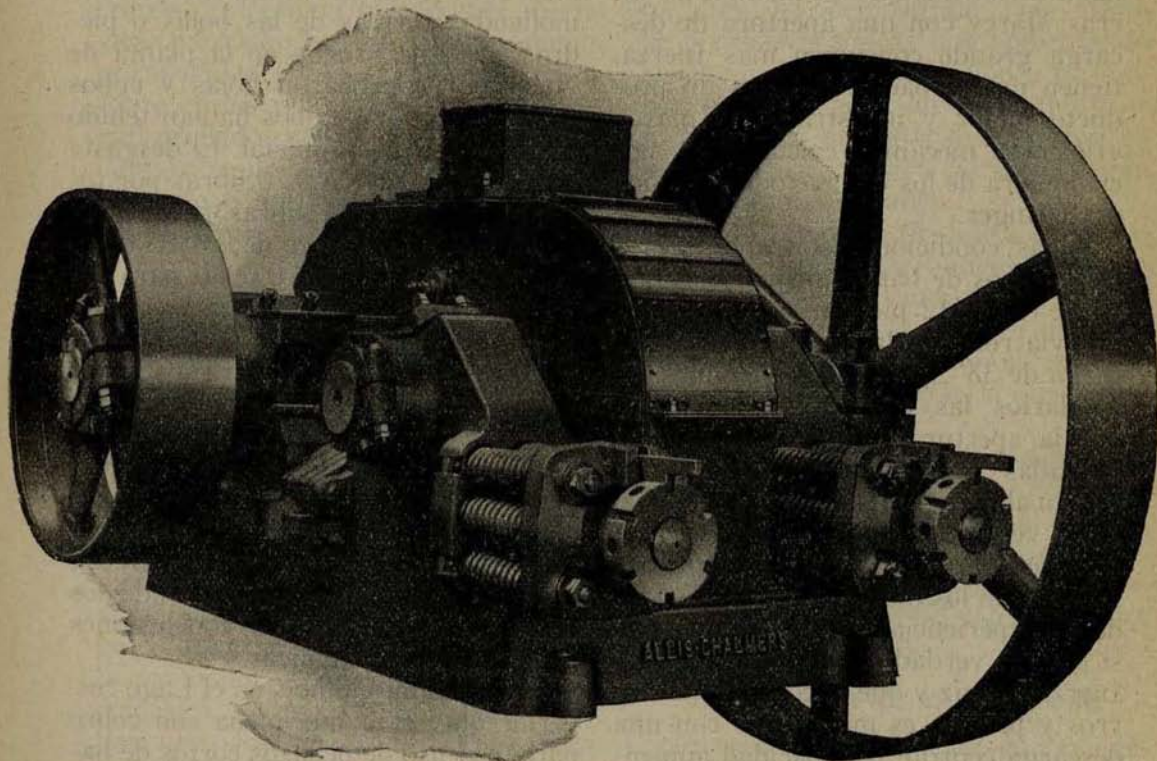


Fig. 2.—Molino de rodillos fabricado por Allis Chalmers Manufacturing C.º

de 40% en mano de obra y 25% en los costos totales.

Molinos de Barras, Bolas y Piedras.—Los nuevos molinos Marcy de 6 por 12 pies instalados en la nueva planta de New Cornelia, tienen cascos fundidos y en lugar de estar montados sobre un descanso en un extremo y una llanta que corre sobre dos polines en el otro, tienen dos llantas, cada una montada sobre dos polines. Esta innovación representa un menor consumo de fuerza y permite alimentar el molino directamente sin necesidad de caracol (scoop) el que sólo se emplea para devolver las arenas del clasificador al molino. En New Cornelia cada molino puede moler 375 toneladas cada 24 horas desde $\frac{3}{4}$ " a 4% sobre 65 mallas con un consumo de fuerza motriz de un poco más de 7 kw. hora por tonelada.

Las pruebas hechas en las plantas han demostrado que los molinos de barras Marcy con una apertura de descarga grande consumen más fuerza, tienen más capacidad, hacen un producto mejor y muestran una mayor eficiencia mecánica calculándola por cualquiera de los dos métodos de Kick o Rettinger.

Estas condiciones son aplicables a los molinos de barras primarios Marcy de 6 por 12 pies en Nacozari, que todavía retienen las aperturas de descarga de 33", pero con los molinos secundarios las condiciones son tales que la apertura se ha reducido a 18 pulgadas y en algunos casos a 16" con un ahorro de 5% en fuerza motriz.

La ventaja de tener una línea baja de descarga es apreciada aún en Sud-Africa con los molinos tubulares, donde la experiencia ha demostrado que si bien es verdad que se requiere más fuerza motriz y que el consumo de forros y piedras es mayor que con una descarga central, la capacidad aumen-

ta en 50 a 70% con una pequeña ganancia en eficiencia.

Los forros.—El acero de manganeso tiene el máximo de duración, pero debido a su alto costo inicial, algunas plantas situadas cerca de fundiciones encuentran más económico emplear forros ordinarios de hierro blanco duro o semi-acero. Con respecto a los molinos de barras, la opinión general es que los forros de acero de manganeso han demostrado un menor costo de operación que los forros ordinarios de hierro fundido de bajo costo.

Se puede decir que los forros de goma para los molinos tubulares están todavía en experimentación. Se ha demostrado que la goma resiste bien el duro trabajo en el molino, pero no se ha logrado descubrir todavía un método satisfactorio de asegurar las planchas de goma al casco.

Continúa latente el interés en el empleo de diferentes materiales para la molienda, además de las bolas o piedras. En una prueba en la planta de Nacozari se probaron bolas y cubos fundidos, en que ambos habían tenido casi un igual costo inicial. El desgaste de los cubos fué de 0.70 libras por tonelada contra 1.74 libras para el de las bolas, con un costo de 0.0385 dólares para los cubos y 0.0986 para las bolas. El consumo de fuerza y el costo por tonelada fueron respectivamente 4.65 kw-hr. y 0.08077 para los cubos contra 6.52 kw.-hr. y 0.11325 para las bolas. Los cubos retienen su forma durante toda su vida. Algunas otras pruebas de cubos contra barras parecen favorecer los cubos. Estas pruebas en la planta de Nacozari parecen no haber llegado al punto donde los resultados finales y las conclusiones puedan hacerse públicas.

En la planta Quincy, en el Lago Superior que trata una mena con cobre nativo, el uso de pedazos cortos de ba-

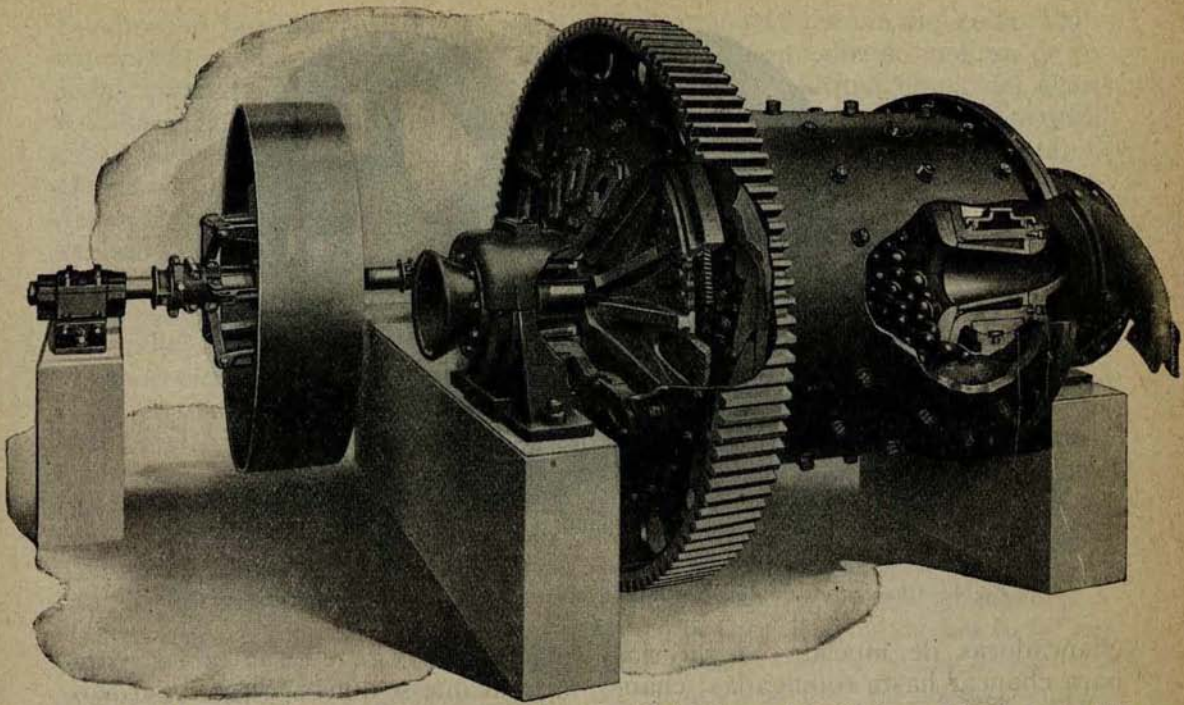


Fig. 3.—Molino de bolas con diafragma de descarga fabricado por Allis Chalmers Manufacturing C.^o

renos de la mina o cualquier fierro viejo mezclado con las bolas, aumenta la capacidad y reduce las pérdidas de cobre en los relaves de las menas. Se han probado cubos con las aristas afiladas y melladas como también otras variantes y, por último, se han adoptado definitivamente los dodecaedros pentagonales.

El tamaño y forma más apropiada de los diferentes materiales que se emplean en la molienda, para cualquier problema especial, han sido determinados en general por medio de pruebas prácticas y se ha llegado a la conclusión que para moler una alimentación gruesa hay que emplear bolas o piedras de mayor tamaño que para moler una alimentación fina. La teoría de este principio está basada en el golpe del peso necesario para quebrar la partícula. A. T. Fry ha sido, sin embargo, el que ha demostrado que hay otro factor que tomar en cuenta, es decir, la superficie de contac-

to. Fry ha demostrado por medio de pruebas prácticas que aumentando la fineza de la alimentación a un molino de bolas hasta un cierto límite se produce una marcada disminución en la eficiencia mecánica calculada según el principio de Stlader.

H. Hardinge ha añadido a este principio que cuando se obtiene una mayor superficie de contacto en la molienda, como con los cubos, hay que aumentar necesariamente el peso de cada cubo para asegurar la quebrazón de las partículas.

El factor de los contactos ha sido estudiado por E. H. Rose y A. Delmar, y el primero ha demostrado la ventaja de los cubos sobre las bolas con respecto a este punto y el segundo ha demostrado la ventaja del exágono sobre los cubos y las bolas.

La práctica en el chancado

En general, el chancado en gran escala puede dividirse en cuatro etapas:

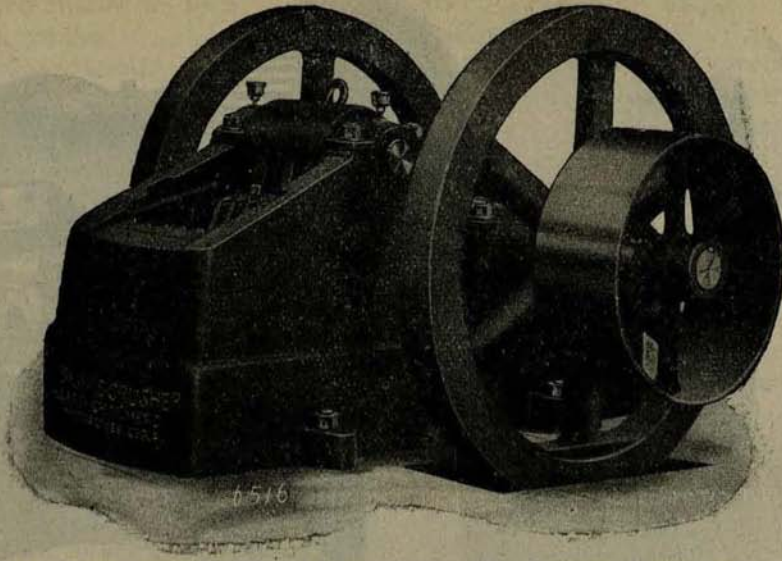


Fig. 4.—Chancadora de quijadas fabricada por Allis Chalmers Manufacturing Co.

chancadoras de muelas o giratorias para chancar hasta 6 pulgadas; chancadoras giratorias para chancar hasta 4 pulgadas; molinos de rodillos o discos Symons hasta 1 ó 1½ pulgadas; molinos de bolas o barras en una o más etapas, desde 1 pulgada para abajo. Las quebrantadoras de muelas y giratorias están compitiendo en la primera etapa, pero la giratoria se emplea generalmente para la segunda. Una de las ventajas de la giratoria sobre la quebrantadora de muelas es su poder para chancar sin atollarse y sin que importe la cantidad de mineral que se le acumule en la boca. Además, con menas que tiendan a romperse en forma de astillas y lascas, las quebrantadoras giratorias tienen ventajas sobre las quebrantadoras de muelas. La selección entre los molinos de rodillos y los discos Symons para la tercera etapa, está más o menos igualmente dividida, con la ventaja un poco inclinada a favor del disco Symons. Los molinos Symons están ahora bien construídos y se encuentran en todas las plantas más modernas. A aquellos que tienen el eje horizontal, se les ha

añadido un resorte en la cabeza para impedir que se quiebren con los trozos de hierro. Sin embargo, los molinos

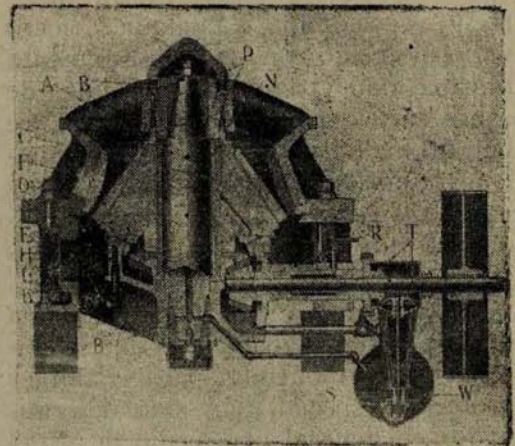


Fig. 5.—Sección longitudinal de la Chancadora «Telsmith».—A Eje central hueco, con descansos en forma de conos.—B. C Excéntrico con descansos de metal blanco.—D Cubierta de acero de manganeso con zinc sobre la pieza central de hierro fundido.—(E) La cabeza se ajusta levantando la cabeza del soporte (H), por medio de dos tornillos (K), introduciendo o quitando cuñas.—(L), F Planchas de acero de manganeso.—N dedal para el aceite, que se mantiene contra la cabeza superior por medio de tornillos de presión.—(P). R Caja de quita y pon para el contraeje.—S bomba de engranaje, movida por medio de engranajes de acero (T).—W Estanque para almacenar el aceite equipado con cubiertas fundidas de quita y pon, filtro de bronce y tapón para vaciarlo.

Symons no pueden trabajar tan bien con menas gredosas cuando están mojadas como lo hacen los molinos de rodillos. Algunos ingenieros aconsejan otra etapa con molinos de rodillos chancando en húmedo después de los discos Symons, como se discutirá más adelante. El factor lodos ya no es de importancia en el chancado y donde las menas hay que molerlas finas para la flotación.

Como ejemplo de la tendencia hacia el empleo de molinos de rodillos para reducir el tamaño de la alimentación a los molinos tubulares, se pueden citar los siguientes casos. En las plantas de la Utah Copper Co. se han introducido molinos de rodillos que chancan en húmedo entre los molinos de rodillos que trabajan en seco y los molinos tubulares, pero todavía no se han acumulado suficientes datos que indiquen si esta innovación vale la pena o nó. También se dice que la Braden Copper Co. ha instalado molinos de rodillos después de los discos Symons con el objeto de enviar una alimentación más fina a los molinos de bolas Marcy y obtener, por consiguiente, una

mayor capacidad en la molienda. También se han introducido molinos de rodillos para la última etapa del chancado en la planta de la New Cornelia. Cuando se construyó esta planta, la maquinaria para el chancado que reducía el mineral hasta $5/8''$ para los molinos de barras, se colocó de tal manera con relación a la antigua planta de chancado que reducía a $3/8''$ para la lixiviación, que el mineral podía hacerse pasar por cualquiera de las dos plantas según se deseara y, por consiguiente, se ha presentado una buena oportunidad para obtener datos comparativos entre los discos Symons y los molinos de rodillos. La antigua planta reducía el mineral hasta $6''$ en chancadoras giratorias primarias, a $3''$ en giratorias secundarias, a $3/4''$ en una serie de discos Symons con ejes verticales y a $3/8''$ en discos Symons secundarios con ejes verticales. La nueva planta es más o menos similar, excepto que los rodillos forman la última etapa. Una chancadora giratoria de $54''$ reduce el mineral a $6''$; cuatro

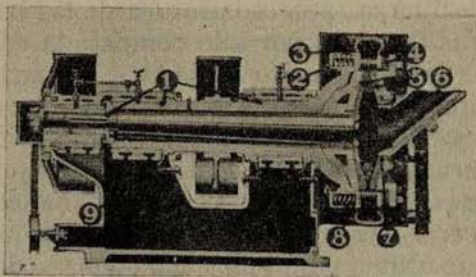


Fig. 6.—Molino de discos «Symons» fabricado por Symons Brothers, Milwaukee, Wis.—1. Descansos de bronce o metal blanco.—2. Resorte que impide quebraciones debidas a hierro, etc.—3. Forro de la campana construido de una sola pieza y de tal manera que se produzca la pérdida mínima de metal al reponerlo.—4. Cuñas para compensar el desgaste y variar el tamaño del producto.—5. Se pueden cambiar los discos interior y exterior, lo que reduce la pérdida de acero.—6. Fondo reversible.—7. Extremo del canal alimentador (cambiable).—8. Anillo cambiante.—9. Absorbedor esde aceite.

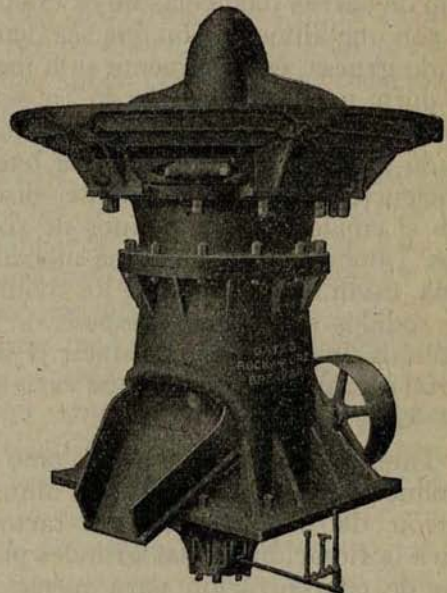


Fig. 7.—Chancadora giratoria «Gates» construida por Allis Chalmers Manufacturing Co.

giratorias N.º 8 lo reducen a 3"; cuatro discos Symons de 48", de eje horizontal, lo reducen a 1¼"; cuatro molinos de rodillos Traylor de 78"×24" lo reducen a 5/8". En cada etapa del chancado, el mineral que es ya lo bastante fino se separa por medio de harneros y se envía a la máquina siguiente. Durante un período de dos semanas la alimentación para la nueva planta ha sido preparada por la maquinaria de chancar de la antigua planta, y los antiguos discos Symons se han abierto para que descarguen un producto de 5/8" en lugar de uno de 3/8" y se dice que las cifras sobre costo y desgaste están a favor de los discos y contra los rodillos. Es de esperar que se aproveche esta oportunidad para obtener todos los datos comparativos necesarios y que estos datos se publiquen.

Aquellos que son contrarios al empleo de los molinos de rodillos para reducir el tamaño de la mena que se alimenta a los molinos de bolas o de barras están de acuerdo en que un molino de barras o de bolas no es eficiente con una alimentación que sea demasiado gruesa, especialmente si la mena es dura, pero insisten que ¾" o, posiblemente, 1" no es un tamaño demasiado grueso para obtener una buena eficiencia y, por consiguiente, discuten el empleo de los molinos de rodillos. Donde es necesario una molienda fina, están de acuerdo que los molinos de rodillos son buenos después de los molinos de discos para reducir el material a cualquier tamaño que varíe entre ¾" y 6 mallas.

Tanto los molinos de bolas como los molinos de barras preparan la alimentación de una manera satisfactoria para la flotación. En las grandes plantas de concentración para menas de cobre del suroeste, se han preferido los

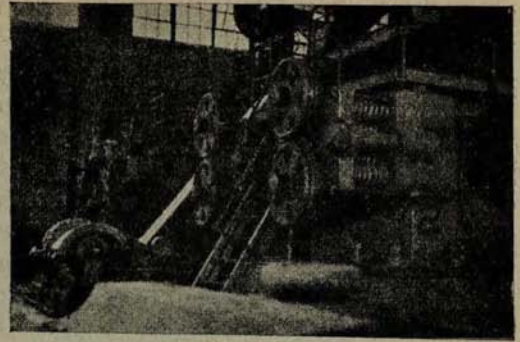


Fig. 8.—Molino de rodillos tipo «Ajo» contruido por la casa Traylor e instalado por la Cía. Calumet y Hecla, Arizona.

molinos de barras y también se están instalando ahora en plantas pequeñas. Desde un punto de vista económico, el molino de barras tiene un costo inicial más alto y un menor costo de operación pero necesita mayores edificios, lo que da una menor capacidad por metro cuadrado de espacio. La planta con molinos de bolas es más simple.

La ventaja del molino de barras con su menor consumo de fuerza y un menor costo por tonelada puede explicarse en parte porque su producto es más granular y contiene menos lodos, pues la producción de lodos siempre consume fuerza; por la baratura de las barras de acero por kilo comparada con las bolas de acero forjado y, en parte también, por los soportes con menor fricción de los molinos de barras comparados con los descansos de los molinos de bolas; y, posiblemente, también, por el menor costo del forro, aunque este último punto no se ha probado definitivamente.

Los molinos de barras tienen la ventaja, en cuanto a capacidad, en pequeñas unidades sobre los molinos de bolas, en que la barra pesada tiene mayor peso para chancar que la bola en un molino de poco diámetro. En la planta de Neversweat, en Idaho, un molino de barras Marcy de 3' por 8'

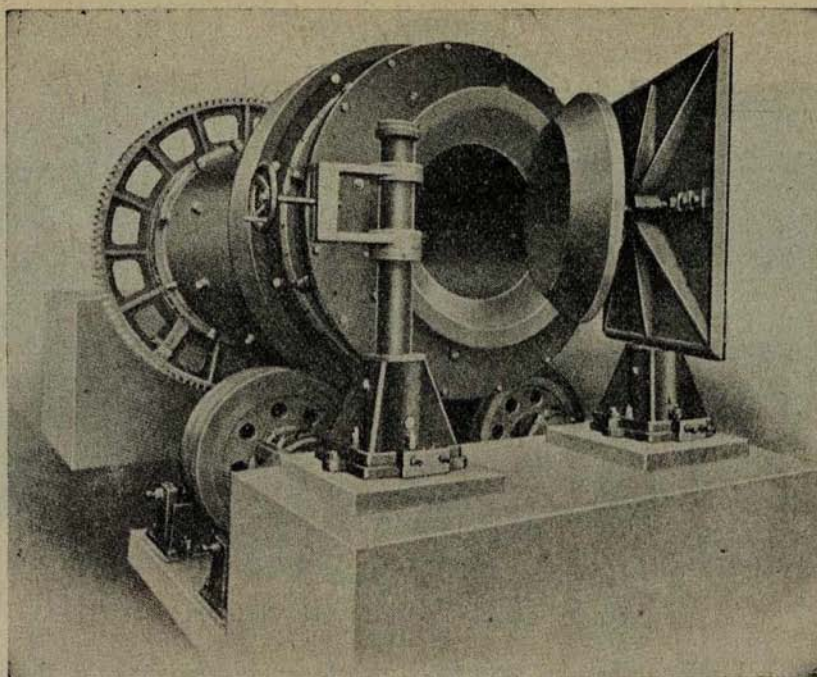


Fig. 9.—Molino de barras «Marcy». Diámetro de la boca de descarga, 36''

en circuito cerrado con mesas Wilfley, que separan un concentrado y envían las arenas pobres al molino para molerlas más finas, muele 40 toneladas en las 24 horas desde $1\frac{1}{4}$ " hasta 4.5% sobre 80 mallas.

Un punto que no siempre se ha tomado debidamente en cuenta es la necesidad de una clasificación eficiente con los molinos de bolas y de barras. Si el circuito de devolución al molino contiene material que debiera estar en el rebalse del clasificador, se pierde fuerza en hacer circular este material, que además sufre una molienda excesiva cuando vuelve a pasar de nuevo por el molino.

Además, bien se empleen molinos de bolas o de barras, la mayor eficiencia en la molienda se obtiene teniendo una pulpa espesa, un bajo nivel de pulpa en el molino, una descarga rápida y una alta carga en circulación.

A este respecto son interesantes las

siguientes cifras de la planta de Hollinger, que trata una mena de oro en el Canadá. Antes se necesitaban 200 pisones y 20 molinos tubulares para moler 2,000 toneladas diarias con un costo de 41 centavos de dólar por tonelada. Más tarde, la combinación de molinos de bolas y molinos tubulares cuesta alrededor de 26 centavos por tonelada. Ahora, 5 molinos Marcy de barras, de 7 por 15 pies, y 10 molinos tubulares muelen alrededor de 5,000 toneladas por día a un costo de 18.64 por tonelada.

La nueva planta de molienda de la St. Joseph Lead C^o., en Missouri del Sur, emplea chancadoras giratorias Telsmith N.º 9, para la quebrantación primaria hasta 2", seguida por chancadoras discos Symons de 48" y molinos de rodillos de 24" respectivamente, para obtener un producto final que pase un harnero de 8 mm.

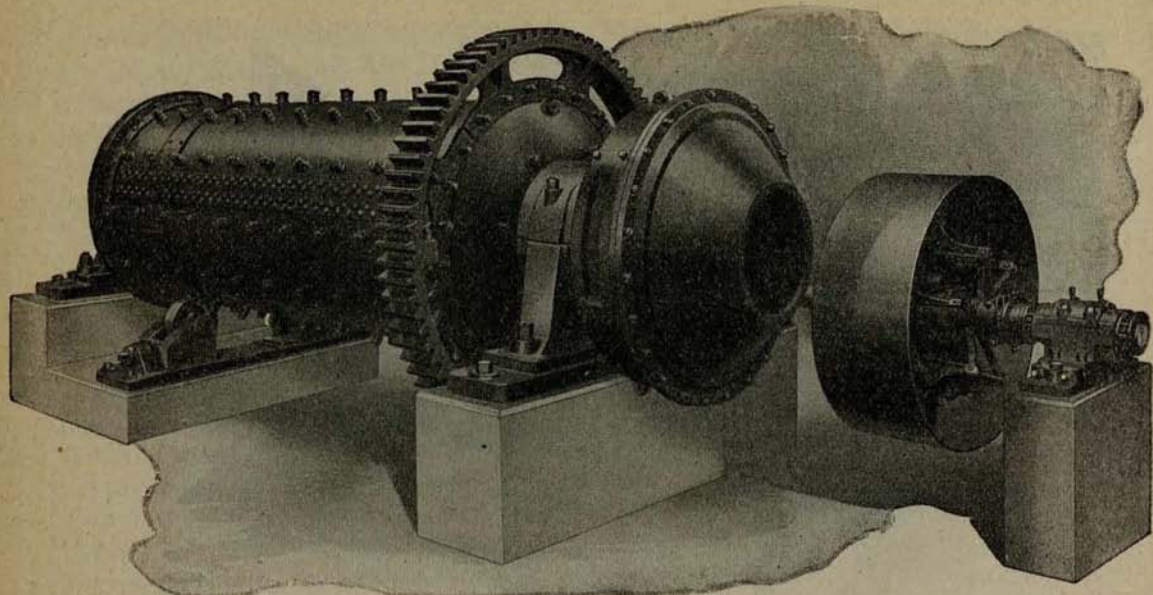


Fig. 10.—Molino de barras Allis Chalmers.

Harneado, clasificación y asentamiento

Harneros.—El tipo fijo e inclinado de parrilla retiene su lugar para el harneado bruto del material en las primeras etapas de la molienda, debido a su bajo costo y a su simplicidad.

Para evitar la dificultad de que la parrilla se tape en la harneadura de menas mojadas y arcillosas, la Copper Queen Co., emplea el aparato Nelson para limpiar las parrillas, el que consiste de un árbol horizontal giratorio colocado debajo de la parrilla. Este árbol lleva una serie de brazos o dedos que al girar pasan a través de los espacios entre los barrotos o rieles de la parrilla y separan el material que se halla incrustado entre las barras.

Desde el momento que los trommels se emplean con preferencia en el chancado en etapas en las plantas que emplean maritatas o jigs, su empleo disminuye con la disminución en este tipo de planta. Hoy día los harneros vibratorios se consideran más apropiados para las necesidades actuales del har-

neado en las plantas, y, de los varios tipos en uso, El Hummer, parece ser el que más se emplea.

Clasificadores.—El clasificador hidráulico Farenwald, de densidad constante, clasifica de tal manera que lo estampa como uno de los desarrollos más importantes en el lavado y concentración de las menas en los últimos años. Sin duda alguna, da resultados que se acercan a una clasificación perfecta y mejores que los que se obtenían hasta ahora por clasificadores de cualquier tipo. Aparte de la primera instalación que se hizo en el distrito de Coeur d'Alene, se han hecho otras en British Columbia, Alaska, Missouri del Sudeste, en el distrito de zinc de Tri-State, y en otros lugares.

Se le puede aplicar al trabajo ordinario de la clasificación, y da los mejores resultados cuando a su alimentación se le ha sacado los lodos. Ha demostrado, sin embargo, su habilidad para resolver otros problemas de clasificación de la manera más eficiente. Cuando se le emplea en circuito cerrado con molinos de bolas separa el

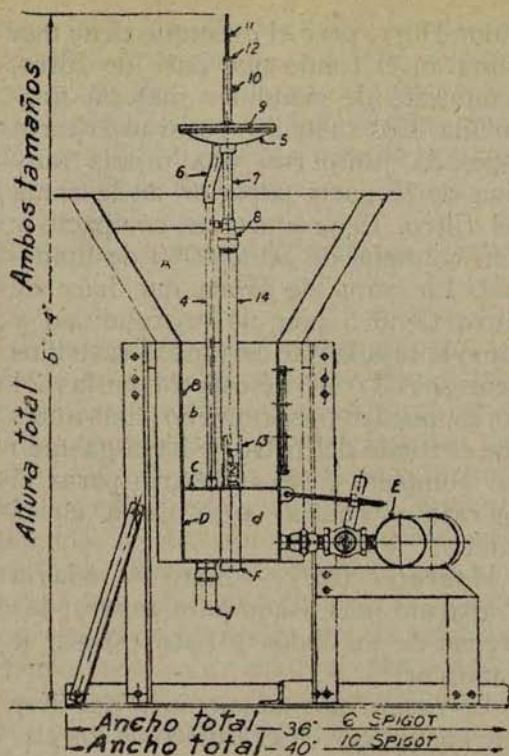


Fig. 11.—Clasificador Fahrenwald.

producto terminado tan bien, que se obtiene un marcado aumento en la eficiencia de la molienda. Con lodos hace separaciones más finas que 200 mallas. Se le emplea en la planta de Sullivan, en Kimberley, British Columbia, en los relaves de la flotación para separar el producto arenoso más grueso que tiene una ley lo suficientemente más alta que el término medio de los relaves de la flotación, y que hace probable que se le pueda moler y tratar de nuevo con ganancia.

El principio de esta máquina se puede aplicar a cualquier clasificador con un número cualquiera de cañones de descarga, (spigots) como por ejemplo, al tipo de canaleta, de estanque, conos Callow, etc. En un caso se le emplea en un cono Callow para hacer un producto granular de descarga que tenga sólo de 3 a 5% más grueso que

200 mallas. Un tipo que se ha perfeccionado recientemente consiste de cinco compartimentos contiguos a lo largo de una canaleta y un sexto compartimento para los lodos en uno de los extremos en forma de cono alargado.

El rasgo esencial de este clasificador es el control automático de la densidad de la pulpa, que se ve muy bien en un sección transversal de uno de los compartimentos del aparato. El trabajo de este clasificador con las mesas de la planta de la Bunker Hill y Sullivan durante un largo período ha demostrado las siguientes ventajas sobre el resultado que se obtenía con las mesas cuando trabajaban con los antiguos clasificadores del tipo Bunker Hill: (1) La ley en plomo de los relaves de las mesas ha disminuído de 1.5 a 1.27%. (2) La recuperación de las mesas ha aumentado de 75.4 a 81%. (3) La ley de los concentrados de las mesas ha aumentado de 70.6 a 75.5%. (4) Las mesas producen una mayor cantidad de relaves con arenas relativamente gruesas. (5) Las mesas producen una menor cantidad de mixtos. (6) Se devuelve una menor cantidad de mixtos a los molinos de bolas para una molienda más fina. (7) La capacidad de las mesas ha aumentado desde un término medio de 19 toneladas por mesa a 24 toneladas. (8) No hay lodos en el agua de lavado que se emplea en las mesas. (9) Se necesita menos agua para la clasificación por tonelada de mineral por hora. (10) Mayor capacidad en los clasificadores, pues un nuevo clasificador equivale a 3 clasificadores Bunker Hill. Como una consecuencia directa de la mejor clasificación y de un mejor trabajo de las mesas los resultados de la flotación mejoraron inmediatamente.

Asentamiento y espesamiento.—El trabajo de asentador Gentner, de la

General Engineering C.º, ha sido muy satisfactorio en la planta de Sullivan, en Kimberley, B. C., hasta tal punto que se han instalado más asentadores de este tipo en la planta de lixiviar zinc en lugar de los asentadores Dorr. Se dice que un asentador Gentner de 12 pies tiene más capacidad en Trail

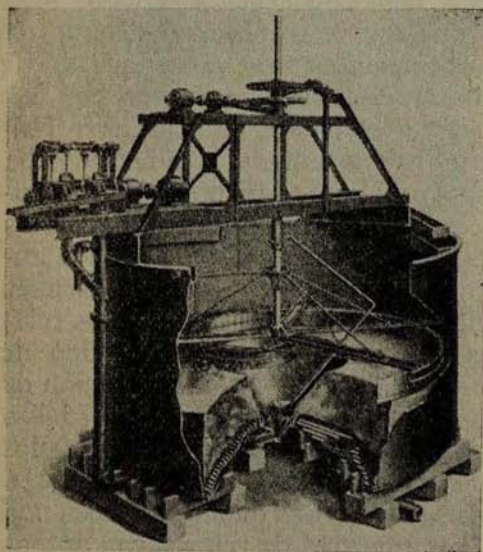


Fig. 12.—Asentador tipo «Hardinge».

que un Dorr de 60 pies. Los gastos de operación son mayores con el Gentner que con el Dorr, pero esta desventaja se compensa con el menor costo inicial del Gentner por máquina y la menor superficie que ocupa, y por el ahorro en el interés y en la amortización.

El Super Asentador y clarificador Hardinge combina las operaciones de asentar y filtrar. Inventado por H. S. Coe, ha sido perfeccionado por A. L. Blomfield en la planta de Golden Cycle, en Colorado. En esta máquina la velocidad de asentamiento de los lodos ha sido considerablemente acelerada y se obtiene además un rebalse más clarificado que en el asentador ordinario. El aparato consiste de un estanque con rastrillos en espiral parecido al asen-

tador Dorr, pero el estanque tiene una cama en el fondo que hace de filtro, compuesta de cualquier materia granulada. Los rastrillos separan la torta espesada junto con una tajada muy fina de la parte superior de la cama del filtro. El producto es compacto y sólo contiene de 30 a 40% de humedad. La cama de arena que hace de filtro tiene 5 pies de profundidad y como la tajada que cortan los rastrillos tiene sólo 1/64" de espesor en las 24 horas, pueden pasar muchos días antes que el fondo del filtro se haya gastado por completo y sea necesario parar el aparato y colocar otra cama en el fondo.

Aparatos Dorr. — Este es todavía el aparato más usado para separar las arenas de los lodos y para espesar y clarificar.

El rasgo más importante que hay que comunicar en el empleo de los clasificadores Dorr con palangana es para mejorar la concentración de minerales de hierro en Minnesota.

Las experiencias más recientes con los clasificadores Dorr con palangana han demostrado que disminuyendo el diámetro de la palangana y aumentando la velocidad de los rastrillos giratorios se produce substancialmente la misma calidad de rebalse que la que se obtiene con una palangana grande y con menor velocidad, pero el producto que producen los rastrillos con el mecanismo movido a mayor velocidad es mejor.

Pruebas todavía no terminadas en la planta Arthur, de la Utah Copper Co., con un clasificador con palangana de 12 pies de diámetro y con un compartimento para los rastrillos de 8 pies de ancho, han demostrado que con los rastrillos a 27 revoluciones por minuto, 3½ a 7 r. p. m. de la palangana y 80 galones por minuto de corriente de devolución, el rebalse con-

tenía 25% de sólidos, o 500 toneladas de sólidos por día con 8 a 10% mayor que 65 mallas. La carga de arena bajo estas condiciones era por término medio de 1,200 toneladas por día y estaba casi libre de coloides.

Escogido a mano. Maritatas y mesas

Por regla general, el escogido a mano se hace en los aparatos Standard, como son las correas transportadoras o los transportadores de planchas de acero. El escogido a mano en sí mismo parece que tiende a disminuir, aunque todavía se practica con objetivos especiales, como por ejemplo, para separar las pepas de cobre en las plantas de concentración que benefician menas con cobre nativo, para separar la madera en la alimentación de las plantas, para separar el mineral de alta ley en las plantas del Coeur d'Alene, para separar los pedazos de conglomerados duros en Sud-Africa, los que se emplean como bolas en los molinos tubulares, para separar los pedazos de hierro en la alimentación de las plantas que benefician magnetita, y para separar, por supuesto, las pizarras del carbón.

También continúa la disminución en el empleo de las maritatas en aquellas plantas que benefician menas con sulfuros. Esto es aún evidente en aquellos distritos con menas de plomo como en South Missouri y en el Coeur d'Alene, que han sido hasta ahora los baluartes más fuerte de las maritatas. En el distrito de Tri-State no ha habido disminución ni parece probable que la haya. Aún en aquellas plantas de South Missouri que todavía retienen las maritatas, la alimentación se muele más fina que antes, de tal manera que es menor la cantidad de colas sin valor que producen las maritatas. Un

caso concreto de la disminución en el empleo de las maritatas en el distrito de Coeur d'Alene en 1924, es en la planta de Bunker Hill y Sullivan, donde una reducción en el tamaño de la alimentación que iba a las maritatas desde una pulgada (25 mm.) a 15 mm. eliminó las maritatas grandes, aumentó la ley de los concentrados 3 ó 4 por ciento y redujo el agua de consumo en cerca de 50 por ciento.

Aún las mesas han sufrido una disminución en su empleo, debido a los progresos de la flotación, especialmente en las plantas de cobre, pero esta disminución no es en nada comparable con la de las maritatas.

Flotación

Progreso.—En el último año ha habido un progreso extraordinario que no se esperaba y que ha sido muchas veces mayor que en cualquier año anterior. Este incluyó la introducción de nuevos reactivos, una mayor ley en los concentrados de flotación, gracias a tratamientos repetidos, una mejor separación diferencial del cobre y del hierro, del plomo, del zinc y del hierro en las menas complejas, una mayor flotación de las menas oxidadas y las economías introducidas en el asentamiento, en el transporte y venta de los concentrados. En la actualidad se emplean los circuitos alcalinos casi exclusivamente en todas las clases de flotación.

La flotación del zinc ha aumentado rápidamente en el distrito de Tri-State y en algunas plantas se está haciendo una flotación diferencial del plomo y del zinc.

En Sud-Africa, en una planta de experimentación por flotación con una mena de oro, se separa la pirita de las arenas antes de enviarlas a los estanques de lixiviación, y esta pirita se

muele de nuevo y se cianura por agitación con los lodos.

En Bolivia, con las menas complejas de estaño, se emplea la flotación para separar los sulfuros de los otros metales de la casiterita. También se emplea con las menas de oro del Brasil.

En el distrito de plomo de South Missouri, la Saint Louis Smelting and Refining Co., tiene el propósito de hacer una prueba completa y en gran escala con un esquema de tratamiento por flotación, con la posibilidad de adoptarlo en el caso de que el análisis final de todos los factores económicos demuestre una ventaja sobre el sistema mixto actual de mesas y flotación. Moliendo hasta 48 mallas en molinos de barras, el concentrado de flotación tendrá una ley de 66% de plomo y los relaves 0.2% de plomo contra 0.27% de plomo en los relaves que se obtienen en la actualidad con el procedimiento combinado de mesas y flotación. Además de la menor ley de los relaves, el esquema de tratamiento por flotación importará una marcada economía en mano de obra y materiales, pero la fuerza motriz y los gastos de la molienda serán mayores y estos costos habrá que determinarlos con cuidado en la operación en gran escala antes de llegar a una decisión final.

Las dificultades con la materia coloidal en las menas de plata, cobre y plomo que se tratan en la planta de Silver Dyke, en Montana, han sido vencidas cambiando el esquema de tratamiento, que antes consistía en la flotación de toda la mena seguida por la concentración de los relaves de flotación en mesas. Ahora la mena se muele hasta 8 mallas y los coloides se dispersan por medio de sulfuro de bario, luego se separan por decantación y se flotan en un circuito aparte. El residuo de la decantación se concentra en

mesas y los relaves de las mesas se muelen y flotan de nuevo.

Menas de cobre.—Casi la totalidad de las grandes plantas de cobre del Suroeste están haciendo concentrados de mucha mayor ley eliminando el hierro y el insoluble. Este resultado se ha conseguido por medio de dos cambios distintos, el primero de los cuales consiste en repetidos tratamientos de los concentrados de flotación, y el segundo y mucho más importante, en la flotación diferencial del cobre y del hierro. El éxito en las economías que han resultado del segundo cambio se debe casi exclusivamente a la introducción de los reactivos de xantato añadido con aceite de pino en un circuito alcalino.

El efecto de la limpia repetida de los concentrados de la flotación es sólo elevar la ley de los concentrados. Entre las plantas que han añadido esta limpia repetida de los concentrados se encuentran la Utah y Chino Copper, cada una de las cuales hace dos limpias. Una prueba en la planta de Chino con cuatro limpias de los primeros concentrados produjo un concentrado con 29% de ley en cobre y sólo alrededor de 7 a 10% de insoluble.

El efecto de la flotación selectiva del cobre por el xantato u otros reactivos es la eliminación del hierro, con las economías que resultan más tarde en el manipuleo y el tratamiento de este producto. En esta clase de trabajos una pulpa alcalina da los mejores resultados porque la pirita se "retarda" aún en el caso que se emplee un exceso de reactivo de flotación. En una pulpa neutral cualquier exceso de reactivo hará flotar la pirita. En una pulpa ácida no se puede impedir la flotación de la pirita. Si hay que separar el hierro después que se ha flotado el cobre, sólo es necesario acidificar la pulpa y flotar de nuevo.

Debiera tenerse muy en cuenta que los concentrados de alta ley, pobres en hierro y en insoluble, son sólo un resultado incidental y no directo del empleo de los xantatos. Otros reactivos orgánicos en una pulpa alcalina controlada con cuidado y aún hasta los aceites mismos producen el mismo resultado. En Nacozari se han obtenido prácticamente los mismos resultados con 0.35 libras por tonelada de una mezcla de alquitrán de carbón obtenida de las fábricas de gas y aceite de pino destilado al vapor, como cuando se han empleado reactivos orgánicos tales como una mezcla de 0.28 libras de T. T. y 0.14 libras de aceite de pino destilado al vapor en un circuito alcalino. Sin embargo, esta última mezcla parece levantar la espuma con mayor facilidad y produce unos relaves un poco más bajos en ley.

El efecto de los xantatos en un circuito alcalino es, principalmente, de economía. Sus ventajas, comparadas con los aceites, son las siguientes: mayor extracción, menor necesidad de limpiar los concentrados, mayor ley de los concentrados con mayor capacidad en los filtros y en los asentadores, mejor asentamiento de los relaves con mayor recuperación de agua, y un menor empleo de mesas. Las desventajas son: un mayor costo de los reactivos, una mayor formación de costras calizas en las cañerías de hierro y un consumo excesivo de la lona para subdividir el aire en las máquinas de flotación. Las ventajas son mayores que las desventajas.

La pequeña cantidad de reactivos necesarios queda demostrada por el informe de una planta de cobre en la que 700 libras de xantato y 1,400 libras de aceite de pino fueron suficientes para tratar 7,000 toneladas de menas por flotación, es decir, 0.1 libra de xantato y 0.2 libras de aceite de pino.

También es verdad que cuando el xantato se emplea en cantidades reducidas y se añade lo más cerca posible a las máquinas de flotación, el xantato tiene excelentes propiedades selectivas. En una mena de calcopirita con mucha pirita todos los sulfuros flotaron con 0.15 libras de xantato por tonelada, pero cuando el xantato se redujo a 0.06 libras por tonelada y se añadió cerca de la máquina de flotación, se obtuvo un concentrado de alta ley en cobre con una alta recuperación, y un 80% del hierro no flotó.

Los beneficios que se obtienen en la limpia repetida de los concentrados en la flotación no debiera confundirse con los beneficios que se obtienen en el empleo de la cal. La limpia repetida de los concentrados, los produce de mayor ley, menor cantidad de éstos y la disminución correspondiente en los aparatos para espesarlos y filtrarlos; menor costo en el transporte y menos gastos de fundición. La cal produce un concentrado más granular que se asienta con mucha mayor rapidez y con la disminución correspondiente en el equipo para asentar y filtrar.

En Inspiration, las 350 toneladas de concentrados de flotación que se producen diariamente, se asientan en 2 asentadores Dorr de 80' de diámetro y se filtra en un filtro Oliver de 11.5 por 12' hasta que quedan con 8% de humedad. (Antes la humedad era de 17%). La torta del filtro tiene 1" de espesor y se cae durante el "soplo" en un estado granular en lugar de en forma de maicillo como antes. Los beneficios directos del xantato y del circuito alcalino alcanzan a 0.5 centavos por libra en el costo del cobre, o sea 500,000 dólares al año.

La cal que se usa para los circuitos alcalinos es la común llamada "cal quemada", la que se emplea seca o como leche de cal. La cantidad depende de

la dureza o acidez del agua y de la acidez de la mena. Inspiration y Miami emplean un poco más de 1 libra por tonelada de mena; otras requieren hasta 6 y 8 libras para obtener los mejores resultados. Se aconseja un control químico y los diferentes lugares del circuito debieran titularse regularmente para determinar la cal libre. Miami mantiene una alcalinidad de 0.002% de CaO en el agua que va a la flotación. Cananea, con más hierro en la mena, tiene 0.025% CaO en la pulpa de la flotación. En Nacozari la pulpa de los relaves se mantiene entre 0.15 y 0.35 libras de óxido de calcio por tonelada de solución clara, lo que depende de la calidad de la cal que se emplea. Una menor cantidad de cal, significa una mayor pérdida en los relaves y más cal produce una espuma poco satisfactoria. El papel de la cal incluye la neutralización de los ácidos naturales, la precipitación de aquellas sales solubles que son posiblemente perjudiciales, la prevención de la oxidación de los sulfuros, la coagulación y la defloculación, y la modificación de las propiedades físicas del electrolito.

El cuadro que sigue, tomado del Informe Anual de Greene Cananea Copper Co., para el año 1924, nos da las cifras exactas de los resultados mejorados que se han obtenido con el xantato y con la flotación como único tratamiento. La primera columna da los resultados de los primeros seis meses del año, cuando se empleaba una combinación de las mesas y de la flotación. La segunda columna nos da los resultados de la segunda mitad del año cuando todo el tratamiento fué por flotación. Los últimos tres meses del segundo semestre corresponden al perío-

do cuando se hizo el cambio por el xantato en un circuito con cal y cuando se emplearon los cajones de aire del tipo Inspiration. En la fundición el efecto de los concentrados de mayor ley producidos exclusivamente por la flotación fué el de eliminar los hornos de soplete por completo y el de necesitar únicamente un horno de reverbero que trabajaba todo el tiempo y otro horno del mismo tipo que trabajaba intermitentemente.

Resultados de Green Cananea durante 1924

	Primeros 6 meses	Segundos 6 meses	Últimos 3 meses
Cabeza % de cobre	1.77	1.85
Concentrados cobre %	4.72	12.16	16-18
Relaves cobre %	0.36	0.26	0.20
Rendimiento %	84.8	86.9	91.—
Razón de concentración	3.15	7.56	9.—

La United Verde Copper Co., está considerando el procedimiento de la flotación para eliminar el hierro y el insoluble de sus concentrados antes de fundirlos como un procedimiento más económico que el presente método de fundir directamente.

Para remediar el efecto perjudicial de la materia coloidal o de aquella substancia que puede ser precipitada de la solución en una separación diferencial de menas de cobre y hierro, se han empleado reactivos "correctores" tales como leche de cal, cemento o ceniza de soda.

(Continuará).



LA TECNOLOGIA DE LA LIXIVIACION

POR

A. W. ALLEN (1)

Nota del Editor.—Los adelantos en la aplicación mecánica de los métodos hidrometalúrgicos en la extracción del cobre de las menas por medio de un solvente químico han revolucionado la industria, y los costos de producción han sido reducidos a un límite que parece constituir el mínimo. La adopción de la lixiviación a grandes tonelajes ha sido el factor más importante en esta mejora. Ahora se está empezando a comprender el alcance de la aplicación del mismo principio en las industrias químicas y químico-metalúrgicas. Un rasgo descollante de varios procedimientos metalúrgicos que se están perfeccionando es la producción directa de compuestos químicos por la cristalización de las soluciones lixiviantes. La discusión del radio de acción de la lixiviación de grandes masas y de los principios fundamentales en que descansa para que resulte un éxito, es, por lo tanto, de gran interés.

Varias fases del problema de la lixiviación y de la extracción, con referencia especial a la percolación del solvente por gravedad, han sido ya tratadas en varios artículos anteriores de esta serie, incluyendo (1) la nomenclatura, (2) la sumergencia y no sumergencia en la lixiviación por gravedad, (3) el tamaño de las partículas, la velocidad de la percolación y la extracción, (4) la mezcla y la distribución de la carga, (5) la retención de los lodos durante la lixiviación y la influencia de los vacíos, (6) la dirección y la velocidad de la lixiviación, (7) los efectos de la temperatura, (8) el carácter del soporte del fondo, (9) la sumersión de la masa.

Las preguntas, las observaciones y los resultados de la aplicación de la lixiviación por gravedad a otras industrias, justifica la discusión de otros

factores nuevos y la elaboración de otros detalles estudiados someramente. Es de particular interés, en vista de la poca atención que en ciertos círculos se ha prestado a esta materia y de la importancia de este factor, que se preste debida atención a (1) la influencia de la variación en el carácter físico de la carga; (2) a la cantidad de material fino o lodos presentes y (3) a la cantidad de materias solubles que el percolante tiene que separar. La práctica que ha tenido éxito con una mena que contenga 2% de metal puede ser completamente inaplicable si se empleara en el caso de una materia prima en que hubiera que separar de 10 a 20% de un compuesto no metálico y soluble. El factor del contenido de lodos es aún de mayor importancia. La lixiviación de grandes masas de una mena chancada a un tamaño grueso que contuviera poco o nada de lodo, es una cuestión comparativamente fácil, especialmente si se emplean grandes unidades para su tratamiento y los efectos causados por cualquier variación se distribuyen sobre grandes tonelajes de material.

La permeabilidad de las masas es tan grande que la suma total de los efectos causados por irregularidades locales en la composición, es negligible. Por ejemplo, en una gran planta de lixiviación yo noté que el polvo que se extraía de las chancadoras secundarias, y que se asentaban en una cámara, se apaleaba intermitentemente a

(1) Traducido de "Chemical and Metallurgical Engineering", por F. Benítez.

la correa transportadora que lo conducía a los estanques de lixiviación. Teóricamente, esta práctica es incorrecta; los lodos debieran haberse devuelto a la corriente de mineral en la misma proporción con que se extraían. Pero no se notaron resultados adversos debido al efecto estabilizador producido por la adopción de grandes cargas. Si los estanques de lixiviación hubieran sido de 100 toneladas de capacidad cada uno, en lugar de ser de muchos miles de toneladas, es probable que los efectos nocivos de esta práctica se hubieran notado inmediatamente por el aumento de la ley de los residuos, por lo menos, en algunas de las cargas.

Igualmente, en el tratamiento de grandes cargas de material fácilmente permeable, es de pequeña importancia si de vez en cuando se efectúa una segregación del fino y del grueso en la tolva, lo que resulta en un cambio periódico en el carácter físico del material que va a los estanques de lixiviación. Cuando se trata de pequeñas unidades, sin embargo, el resultado de una segregación tal se nota por lo general inmediatamente en una reducción en la extracción por percolación, debido a la velocidad variable del lixivante a través de la masa. En el caso de una materia prima con un contenido alto de lodos, y con una proporción comparativamente alta de solubles, es indispensable obtener una distribución uniforme de la carga, sobre todo si se emplean pequeñas unidades, antes de cargar el material y mantenerlo así durante la operación de la carga y de la lixiviación. Yo obtuve una buena lección objetiva de la importancia de tomar esta precaución en una planta donde se fabricaba un ladrillo refractario de muy buena clase, y donde los porcentajes en los diferentes tamaños en el agregado se habían determinado

para asegurar el mínimo de vacíos con gran precisión científica. Se empleaban grandes tolvas cónicas de acero para almacenar el material ya mezclado, y los fondos de las tolvas se inclinaban hacia un punto central para la descarga. Aunque la mezcla era perfecta cuando se enviaba a la tolva, se encontró que se llevaba a cabo una segregación del fino y del grueso, lo que parecía aparentemente inevitable. Cuando se abría la puerta de descarga, se formaban entonces pequeñas "dunas" alrededor de los lados, que se derrumbaban a intervalos. En otras ocasiones la masa trataba de llegar a su ángulo de reposo, lo que producía una segregación del grueso y del fino. La descarga variaba en uniformidad de tiempo en tiempo, predominaba el material grueso, y algunas veces el material fino; muy rara vez resultaba una mezcla de igual uniformidad que la que se alimentaba a la tolva. Si el material se hubiera tratado en un gran estanque de lixiviación, esta variación probablemente no se habría notado, y una pequeña, aunque evitable pérdida, en el residuo debida a una lixiviación irregular, se habría atribuido a otras causas. En este caso, sin embargo, no era posible evadir el problema: el mantenimiento de una predeterminada heterogeneidad en la composición del material era esencial, pero era evidente que se perdía todo el cuidado que se tomaba en mezclar el material antes de enviarlo a la tolva. Cuando la masa se humedecía y se prensaba para darle forma, cada ladrillo que se producía variaba en densidad, según fuera el porcentaje de vacíos. No se podía obtener el efecto máximo de ligazón y la uniformidad del producto variaba debido a la no uniforme distribución de los finos. Yo sugerí el simple expediente de colocar inmediatamente sobre la salida una plancha

circular o "baffle", comunmente llamado diafragma, el que obligaría al material a pasar uniformemente a través del espacio anular entre el disco y el lado del cono. Mi idea fué puesta en práctica. Se evitó la formación de un "cañón" en el centro y se hizo imposible la segregación del grueso y del fino. Un estudio de la mecánica de la acción me condujo a formular unas cuantas reglas simples para la aplicación de la idea, la que debo al señor T. S. Curtis, Director técnico del Vitrefrax Co. de los Angeles. Un "baffle" de 90° en forma de paraguas es deseable. El alto de la tolva de almacenamiento debiera ser, por lo menos, dos veces mayor que su diámetro. El área del espacio anular entre el "baffle" y los lados del cono debiera exceder un poco al área del buzón de descarga. Debe tenerse cuidado de que la alimentación no se descargue en forma de una corriente contra el lado de la tolva, pues de lo contrario se efectuará una segregación preliminar que persistirá. Con la adopción de estas pocas precauciones delineadas la composición de la mezcla se mantiene ahora con una uniformidad casi ideal. Durante las operaciones corrientes de esta planta se toman muestras cada cuatro horas, pasando a través de un divisor "Jones" que las corta en muestras de 100 onzas. Se da a continuación una serie típica de análisis de harneadura que indican la mantención de la distribución predeterminada entre el grueso y el fino.

Análisis del harneado de las mezclas de las tolvas de almacenamiento equipadas con un "baffle" en forma de paraguas.

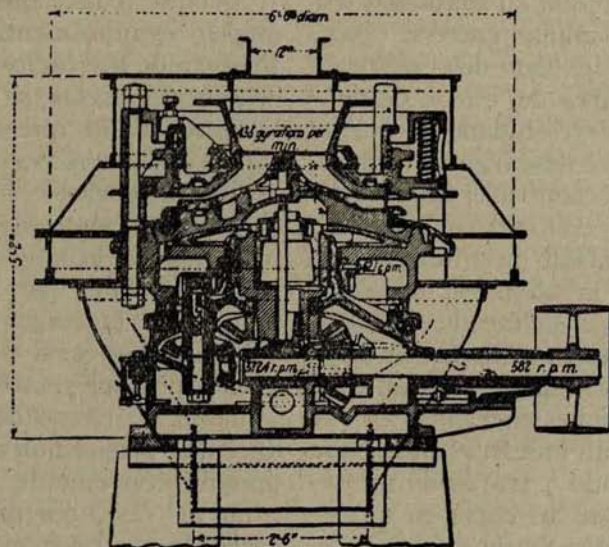
	8. A. M.	12 M.	4 P. M.
	%	%	%
Se retiene en 20 mallas. . . .	66.1	66.9	66.4
Pasa a través de 20 mallas.	33.9	33.1	33.6

Muy rara vez se comprende que la distribución uniforme de una carga para la lixiviación de grandes masas sea igualmente de desear. No es conveniente emplear una tolva cuadrada con un fondo inclinado hacia un lado y en el que esté colocada la compuerta de descarga. En este caso es inevitable que la carga forme "bancos" o que "corra", lo que da por resultados que el mineral se descargue en olas en que a veces predomina el grueso y otras el fino. Puede tomarse como axioma que cuando se está llevando a cabo la descarga, toda la masa de material debiera moverse uniformemente hacia el punto de salida.

Aunque parece que no se ha hecho ningún estudio científico sobre la influencia de los vacíos en la lixiviación de grandes masas, se ha reconocido en los últimos años que un grado de chancado excesivo es perjudicial en la mayoría de los casos. Habiendo establecido un máximo de tamaño para la partícula, de la que es posible extraer la parte soluble por percolación en el tiempo de percolación permitido, es de desear que no se produzca un exceso de finos que retardara el paso de la solución. El chancado preliminar produce una proporción de material de un tamaño conveniente que puede separarse del resto por medio de harneros antes de efectuar el chancado final, aunque este refinamiento se practica muy pocas veces. Con algunos tipos de máquina de descarga libre para efectuar el chancado secundario sería un gasto inútil; con otros sería ventajoso. Si este material fino se separa, sin embargo, queda una proporción que sólo necesita un pequeño esfuerzo para reducirlo al tamaño debido. Es ilógico, por lo tanto, el someter todo el material al mismo esfuerzo de chancado que produce una reducción innecesaria. En otras palabras, la materia

prima debiera, si fuera posible, chancarse en una máquina equipada para la descarga inmediata del producto cuando esté reducido al tamaño máximo determinado de antemano. Esta generalización servirá para dirigir la atención hacia los perjuicios que ocasiona el producir una cantidad excesiva de lodos, aunque hay que prestar atención al mismo tiempo a la composición de la carga que se va a lixiviar. En algunos casos dados el molino con descarga libre puede descargar un producto que contenga un exceso de huecos, lo que indicaría la conveniencia de una molienda más fina de una parte del todo.

restringía automáticamente el campo de aplicación de la lixiviación a grandes masas para lo que era, solamente, unas pocas clases de minerales. Aun en 1914 los molinos de rodillos se emplearon en la gran planta de lixiviar de Chuquicamata, en Chile, pero fueron reemplazados después por los molinos de discos que, aunque eran de un diseño relativamente complicado e imperfecto, producían un producto más conveniente. Para algunas clases de minerales todavía se prefieren los molinos de rodillos. En la chancadora de discos, sin embargo, el material que se va a chancar es lanzado por la fuerza centrífuga, hacia un área que va



Tipo modificado de la chancadora de discos Symons.

En los comienzos de la cianuración la reducción del mineral por medio de molinos de rodillos constituía el único método de que se podía disponer para la molienda secundaria antes de lixiviar, aunque en algunas plantas se beneficiaba el producto de una batería de piones, especialmente donde se le daba a la carga una tuesta preliminar. El empleo de los molinos de rodillos persistió hasta hace pocos años, aunque su empleo continuado, sin duda,

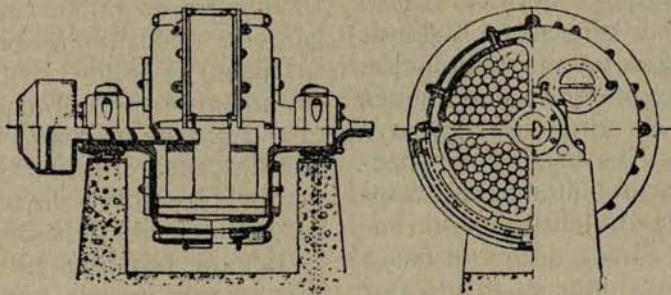
en aumento, según el mineral se reduce en tamaño, lo que evita un chancado innecesario y permite una descarga rápida. En los molinos de rodillos existe mucha compresión entre las partículas individuales después que han sido reducidas a un tamaño deseable. A partir del momento que el mineral es agarrado, el área de paso disminuye, lo que es también un defecto de las chancadoras de muelas, (Blake, etc.).

La chancadora de discos con discos

horizontales sufrió varias modificaciones con el objeto de producir un tipo que satisficiera las necesidades (1), cuyo resultado se indica en el grabado adjunto.

La ventaja de usar una máquina con descarga libre lleva nuestra atención hacia las posibilidades de los molinos de bolas o barras con descarga por un harnero ubicado en el periferio, de construcción simple y de los cuales reproducimos dos grabados. Parece que no se ha llevado a cabo ningún trabajo para demostrar la aplicación de un molino con descarga por el periferio en la producción de un producto para lixiviar ($\frac{1}{4}$ " a $\frac{1}{2}$ "), pero la capacidad de un molino Herman bajo tales condiciones puede deducirse refiriéndonos a la capacidad de un producto un poco más fino. El material molido consiste en una mena dolomítica, ya chancada para que pase un anillo de 2". Los datos principales son los siguientes:

rial que ha sido molido en seco antes de descargarlo al estanque de lixiviar no se ha comprendido adecuadamente. Esto se ha debido en parte a que no se conoce un método satisfactorio para aplicar la idea. Cuando se adoptó la lixiviación para grandes masas en los comienzos de la cianuración, en algunas plantas se acostumbraba humedecer el mineral principalmente para disminuir el polvo. Otra ventaja de la práctica consiste, sin embargo, en la capacidad de fijar la heterogeneidad de la masa y en impedir la subsiguiente separación del fino y del grueso. En algunos casos esta operación de humedecer el mineral, presenta una oportunidad para la evaporación parcial del licor madre, especialmente si se le pone en contacto con aire caliente o con los gases de las cámaras de un horno, debido a que la cristalización de un licor sirve para "fijar" los lodos en la carga. O también el humedecer el mineral puede efectuar una solución pre-



Molino de barras de Forrester-Rexman de compartimentos múltiples.

Dimensiones internas del molino: 6' x 6'; Apertura de descarga del harnero exterior: 0.17"; Fuerza necesaria con toda la carga, 86.4 H.P.; Consumo de bolas por tonelada, 0.253 libras; Toneladas molidas por 24 horas por Kw. 5.73; Capacidad en las 24 horas, alrededor de 390 toneladas.

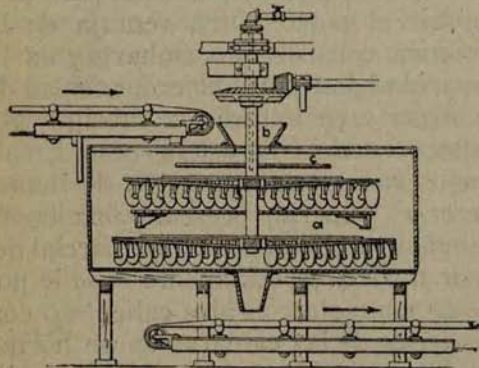
La ventaja de humedecer el mate-

liminar del producto que se va a extraer. Yo recuerdo un caso en que se iba a tostar una mena metalífera durante la cual se formó yeso y después se lixivió la carga. La adición del percolante hizo que la masa se solidificara tanto en los estanques de lixiviar que fué necesario emplear un explosivo para vaciarlo. Si el mineral se hubiera humedecido previamente se habría evitado este inconveniente.

En el grabado adjunto se ve un apa-

(1) Véase el artículo por David Cole, "Engineering and Mining Journal-Press". Septiembre 23 de 1922.

rato empleado con el objeto de humedecer un mineral chancado en seco o uno que ha sido chancado en seco y luego tostado. Un eje central, que se mueve por medio de engranajes cónicos, sostiene dos series de brazos sobre los cuales están distribuídos una serie de discos colocados a cierto ángulo, como se indica en la figura.



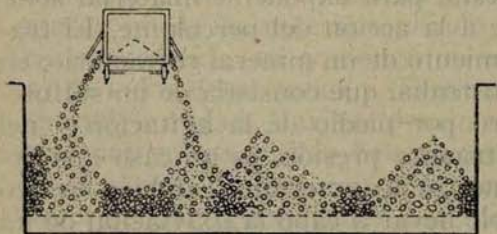
Máquina Blaisdell para humedecer material chancado en seco antes de lixiviarlo.

El material se descarga por medio de una correa transportadora a través de un buzón y cae al piso (a), donde es regado con agua o con una solución que descarga de una serie de cañones perforados que irradian del centro y que alternan con los arados. La operación de mezclar el material va acompañada de un movimiento de éste hacia el periferio. Desde aquí cae hasta un segundo piso, donde es arado por una segunda serie de discos colocados a un ángulo opuesto a aquel de los discos del piso superior. El material se mezcla de nuevo y finalmente se descarga a través de un buzón en el frente. La máquina descrita fué inventada por H. W. Blaisdale quien también inventó el excavador mecánico para descargar el residuo de los estanques circulares.

El efecto que tiene en la extracción la no uniforme distribución del fino y del grueso en la carga de mineral en un estanque de lixiviar puede

juzgarse por referencia al grabado que se acompaña. Este ilustra un método típico de llenar un cachucho en las pampas salitreras de Chile. Las correas transportadoras son preferibles, aunque su empleo eficiente en relación con estanques pequeños de lixiviar no se puede arreglar fácilmente. Las correas transportadoras se emplearon, sin embargo, en los comienzos del procedimiento de cianuración y también en una forma modificada cuando se adoptó la lixiviación de grandes masas para el tratamiento de minerales oxidados de cobre de baja ley. Una instalación típica cualquiera está arreglada de tal manera que permite la descarga del mineral chancado desde la correa transportadora principal a la otra correa colocada a 90° a la anterior y a través del estanque. Una modificación de este método permite apilar el mineral hasta la parte superior del estanque y en un lado, lo que ayuda en la segregación gracias a la formación de un terraplen por cuyos lados se deslizan las partículas gruesas hasta el fondo. Según avanza hacia adelante todo el aparato se forma una capa de trozos gruesos sobre la que descansa el mineral más fino, cosa que constituye un avance práctico y deseable cuando la cantidad de lodos es tal que ocasiona un exceso de vacíos en una mezcla normal de grueso y fino. Según el mecanismo se acerca al lado opuesto, sin embargo, y a menos que se tomen precauciones para evitarlo, se formaría una capa de material grueso que se elevaría por el costado del estanque, y entonces sería inevitable la formación de corta circuitos en la solución de lixiviar. Este método de llenar los estanques, que se puede practicar y que es conveniente con grandes unidades y en el manipuleo de un material que contenga poco lodo y poco material soluble es inaplicable a la mayoría de las otras condi-

ciones, aunque un material mojado podría, posiblemente, manipularse de esta manera sin que hubiera peligro de una segregación entre el grueso y el fino.

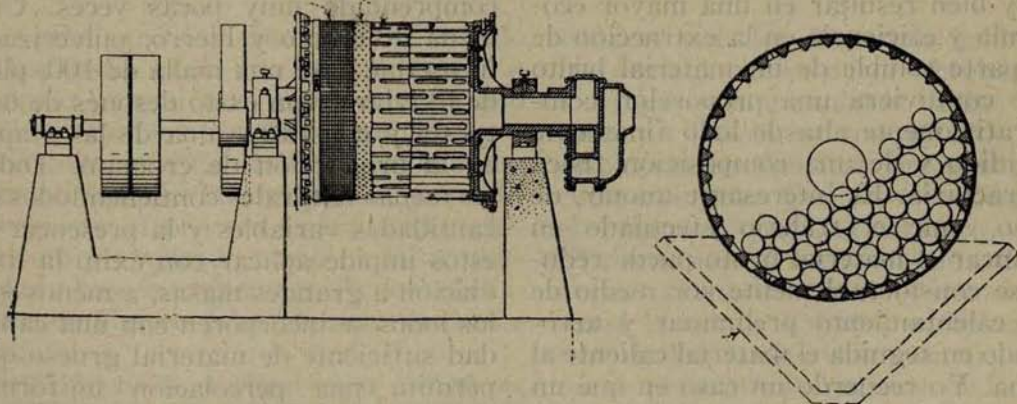


Dibujo que muestra la separación del grueso y del fino en el método en uso común de llenar los cachuchos en la pampa de Chile.

El tamaño de las partículas y la condición del material

En contestación a varias preguntas acerca del límite del procedimiento de lixiviación de grandes masas como procedimiento de extracción yo he hecho una clasificación de las aplicaciones conocidas. Los resultados son de gran interés y hacen posible hacer algunas conclusiones interesantes. Los factores mencionados al principio de este párrafo están relacionados en cuanto a sus efectos sobre la eficiencia de las operaciones. Un material que ha sido molido fino y tostado puede lixiviarse con éxito; mientras que otro,

si se tratara crudo de igual manera, podría hacer imposible la percolación a una velocidad económica. Una tuesta o una calcinación llevada a cabo a una temperatura moderada destruye los coloides y aumenta la permeabilidad de la carga para el paso de la solución. La determinación del tamaño a que hay que chancar un mineral para lixiviarlo debiera ser influenciado, por lo tanto, por la consideración del factor de la resistencia del lodo y si esta resistencia va a disminuir o no por medio de una tuesta o un calentamiento preliminar, o por medio del uso de soluciones calentadas. El campo para el tratamiento por la lixiviación de materiales calentados ha aumentado últimamente como consecuencia del desarrollo, hasta su aplicación práctica, de los transportadores de mineral construídos todos de metal. El calentamiento de una solución que está en contacto con la carga es una etapa sumamente ineficiente por varias razones y principalmente debido al disturbio del equilibrio de la masa que resulta; pero la lixiviación de un material caliente con una solución también caliente ofrece la posibilidad de obtener un efluente cristizable de una densidad y pureza que sólo se podría obtener de otra manera por medio de la evaporación.



Molino Herman con descarga por la periferia.

La tuesta o el calentamiento no se emplea únicamente para efectuar una reacción química. Los primeros trabajos efectuados en Nueva Zelandia en este sentido en el tratamiento de minerales de oro indicó la ventaja de secar el mineral en un horno antes de chancarlo como una ayuda a la percolación, y aunque este secamiento se adoptó, en primer lugar, para permitir el paso del mineral a través de los harneros de una batería de pisones que trabajaban sin agua. La lixiviación de grandes toneladas de un producto molido hasta 30 ó 60 mallas se hizo factible gracias a esta medida y con excelentes resultados. Sin un tratamiento preliminar tal, sin embargo, la velocidad de percolación de una solución lixivante a través de un mineral del mismo carácter, y molido a un grado igual de fineza, caería probablemente bajo el límite económico. Se han hecho muy pocos trabajos de investigación, de aplicación práctica, en la determinación de las temperaturas a las cuales los lodos coloidales en un material terroso pueden hacerse no plásticos, en cuyo estado ofrecen menos resistencia al paso de las soluciones; aunque se sabe que sólo es necesario la aplicación de un calor moderado para destruir los coloides. Una mayor atención a este detalle podría muy bien resultar en una mayor economía y eficiencia en la extracción de la parte soluble de un material bruto que contuviera una proporción comparativamente alta de lodo finamente dividido y de una composición física refractaria. Es interesante anotar, de paso, que el trabajo efectuado en chancar el material bruto puede reducirse considerablemente por medio de un calentamiento preliminar y arrojando en seguida el material caliente al agua. Yo recuerdo un caso en que un mineral de estaño se calentó hasta

800° C. y habiéndosele mojado en seguida se consiguió aumentar el rendimiento de la maquinaria de moler de 65 a 313%. En algunos casos, es necesario moler fino, aún después de la tuesta, para exponer el material soluble a la acción del percolante. El tratamiento de un mineral refractario, en Australia, que consistía de un sulfotoluro por medio de la agitación y del filtrado a presión, es un caso que demuestra lo anterior. También es posible llevar a cabo la lixiviación de un material regularmente fino en grandes masas después de una tuesta, como por ejemplo, de menas que contengan grafito y en las que no es necesario efectuar una molienda fina para dejar libre el oro. Como verificación de esto es interesante hacer notar que en Ashanti, Africa del Oeste, ha sido abandonado el procedimiento de moler todo el mineral fino (all sliming) y agitarlo con el solvente, y se ha vuelto de nuevo al anterior y probado procedimiento de tostar el mineral y lixiviarlo, lo que ha dado por resultado que recientemente se haya vuelto a obtener la extracción normal de la planta y que se hayan podido de nuevo pagar dividendos a los accionistas.

El grado a que puede llevarse a efecto la molienda de un mineral antes de someterlo a la lixiviación es comprendido muy pocas veces. Una mena de cromo y hierro, pulverizada hasta que pase una malla de 100, puede lixiviarse con éxito después de una tuesta y constituye una de las etapas en la producción de cromato. Todas las menas naturales contienen lodos en cantidades variables y la presencia de estos impide aplicar con éxito la lixiviación a grandes masas, a menos que los lodos se incorporen con una cantidad suficiente de material grueso que permita una percolación uniforme. Este material grueso está siempre pre-

sente, en cantidades suficientes, en todos los minerales para los que se ha considerado seriamente la lixiviación para el tratamiento de grandes masas. Una demostración espurea de la no aplicación de la lixiviación a grandes masas puede hacerse arreglando una carga sintética que contenga un exceso de lodos descartados y distribuidos sin uniformidad. Varias "pruebas" de esta naturaleza se han llevado a cabo en la pampa chilena con el objeto de desprestigiar la lixiviación de grandes toneladas. Sin embargo, si al sistema se le concediere una prueba imparcial, las condiciones son excepcionalmente favorables para la extracción de la parte soluble de un material permeable y para el desplazamiento eficiente de la solución disolvente por medio de un lavado. En el tratamiento por lixiviación de un material sin tostar el pro-

blema del lodo necesita una consideración inteligente. En algunos casos puede aplicarse con éxito una alternativa al calentamiento del mineral, aquella de emplear soluciones calientes con un material calentado. En algunos casos, como en la extracción del nitrato de sodio o del sulfato de amoníaco, el empleo de soluciones calientes está indicado como una etapa lógica para acercarse a la solución del problema, no sólo debido al efecto coagulante sobre los lodos sino debido a la facultad de producir licores concentrados o de alta gravedad. Con el caliche chileno, por ejemplo, las soluciones calientes son particularmente deseables, porque entonces se puede obtener toda la ventaja de la mayor solubilidad relativa del nitrato comparada con la de la sal que invariablemente se encuentra asociada con él.



EL ORO DEL MUNDO

POR

J. E. SPURR (1)

¿Por qué las finanzas del mundo descansan sobre una base de oro? La razón es casi tan fundamental como el por qué los cereales se emplean como alimento. En las más remotas inscripciones de la antigüedad aprendimos que el oro era tan querido, estimado y empleado como en la actualidad. Las inscripciones en los obeliscos de Egipto y las tradiciones de los

Aztecas y de los Incas nos hablan de las acumulaciones de oro hechas por los reyes y emperadores de las antiguas civilizaciones con el objeto de emplearlo en fabricar ornamentos y como moneda. Que Cortés destruyó el Imperio Azteca de México y que Pizarro saqueó los dominios de los Incas peruanos con el objeto de llevarse el oro a España, es solamente uno de los tantos miles de ejemplos, en un período más reciente de la Historia, de la ambición y del placer, in-

(1) Traducido de "Engineering and Mining Journal Press", por el Cuerpo de Ingenieros de Minas.

nato en el hombre, de poseer oro, tan antiguo y tan remoto que llega a ser casi natural. No obstante, las causas de este placer en poseerlo y en usarlo, que la historia y las tradiciones nos enseñan, y que estaban tan bien establecidas desde los comienzos de la historia escrita, hay que buscarlas aún más atrás, mucho más atrás en la historia. Muchos historiadores modernos y muchos parlanchines arguyen que el oro es sólo un símbolo del dinero y que cualquier otra cosa prestaría el mismo servicio—trigo, platino, billetes—. Pero estos pensadores no analizan los hechos. Seguramente el que el oro haya sido siempre estimado como una cosa de gran valor y que este sentimiento se haya despertado independientemente en muchas y apartadas regiones del globo, y que haya sido uno de los instintos que nos han sido transmitidos hasta nuestros días, tiene raíces en algo real; el sentido común de la Humanidad no podía haber errado en todas las edades y a través del mundo entero.

Las cualidades que hacen el oro "noble"

Todo esto debe descansar sobre cimientos firmes y sólidos. ¿Cuáles son? En primer lugar, como es bien sabido, viene la naturaleza "noble" del metal. Es casi indestructible, no se enmohece, no es atacado por los ácidos naturales que atacan tantos de los otros metales, ni tampoco por los enemigos orgánicos que arruinan las riquísimas sederías de la antigüedad. Es hermoso y brillante, de un color rico, agradable y distintivo; y este lustre no se empaña ni se enmohece, como el de aquel metal menos real, la plata. Puede ser fácilmente batido o

aprensado, para que adquiriera formas durables, una cualidad importante en la antigüedad, y una de las muchas que contribuyeron a que se le escogiera para usarlo como moneda. Puede con facilidad subdividirse y reunirse de nuevo.

Una cualidad quizás de igual importancia es su casi universal distribución en la corteza terrestre. El oro es, en verdad, un metal raro. Entre los metales que componen la corteza terrestre ocupa el 41º lugar. No obstante, hay pocos países en que el oro no haya sido obtenido en algún período de su historia en cantidades suficientes para que haya sido de utilidad y de valor. El noventa por ciento del níquel del mundo (como contraste) viene de un solo distrito en el Canadá y, casi todo el resto, de otro distrito en Nueva Caledonia; y es esencialmente extraño a la mayoría de las regiones. Sin embargo, el níquel es mucho más abundante que el oro en la corteza terrestre, pues ocupa el 21º lugar en cuanto a su abundancia. El platino, que ocupa el 44º lugar, viene casi exclusivamente de dos regiones: las montañas de los Urales y la República de Colombia. Pero probablemente no hay país de alguna extensión en los tiempos antiguos o modernos en que el oro no se haya conocido y explotado, aunque su abundancia haya variado mucho.

A pesar de todo, la mayoría del oro en el pasado se ha encontrado en las arenas de los ríos y en la de las playas, y el oro recogido de estos parajes se llama oro de placeres, un estado que permite su beneficio sin mucha preparación y sin trabajo minero. El peso específico de las partículas de oro las hace depositarse en las poruñas, en las tazas o en las artesas, en las cuales se mantiene momentáneamente en suspensión la arena, agitan-

do el agua en forma de remolino o haciéndola oscilar, o por medio de una corriente artificial; y así el oro, en un estado de gran pureza, puede fácilmente y a poco costo separarse de las arenas. Las arenas siempre tienen una ley baja. Este método de extracción era conocido desde la antigüedad. Las partículas finas de oro que se obtienen en los lavaderos se llaman oro en polvo; corre como arena. En sus primeros días, en los distritos mineros, este oro en polvo se guardaba en saquitos de cuero y servía como dinero cuyo valor se determinaba por medio de balanzas.

Evolución del patrón de oro

No debemos suponer que el oro se eligió como el patrón de intercambio por un acto premeditado, ni que fuera eliminado en la misma forma, o que su situación pudiera modificarse por alguna teoría. En los primitivos intercambios, cuando todas las cosas se cambiaban unas por otras, naturalmente el oro por sus cualidades superiores se convirtió en el eje del intercambio (debe hacerse notar que se trata de una mercadería y no de un recurso o símbolo); así, en esta forma, llegó a ser el patrón del intercambio, el común denominador. A medida que el comercio crecía, el valor unitario era más y más un peso determinado de oro. La gran variedad de pesos y medidas de los diferentes países, naturalmente, dió origen a diferentes unidades de valor de oro. El dólar de los Estados Unidos es un cierto peso de oro, definido y fijado por leyes, un peso de 23.22 gramos. La libra esterlina inglesa pertenece simplemente a otro sistema de peso; fué primitivamente, en peso, una libra troy de oro.

Por vía de paréntesis o de digresión, debo señalar aquí que la plata era, desde tiempos muy remotos (e igualmente por prolongados procesos de competencia y eliminación) un hermano menor del oro, un valor *standard* aceptado de menor precio y que es utilizable en pequeñas transacciones. De esta manera pasó a ser la moneda de los pobres, así como siempre se consideró el oro como el nivel y mercadería de los ricos en los grandes negocios. Sin embargo, la plata es un metal noble, no se destruye, como los tejidos preciosos de arte antiguo, por el tiempo o por los insectos; puede mantenerse indefinidamente sin temor a las hormigas, y es muy conocida en todos los países, ya que igualmente está muy distribuída.

Valor y producción relativos de la plata y el oro

La plata ocupa el lugar 37º en orden de abundancia en la corteza terrestre y el oro el 41º, pero existe un margen enorme entre las cantidades relativas, los stocks conocidos y la producción de los dos metales. Para poner un ejemplo, en el año 1917 (cualquier año puede servir tan bien como otro) se produjeron en el mundo 170 millones de onzas de plata y sólo 20.492,994 onzas de oro. La producción en peso de oro fué algo menor de $\frac{1}{8}$ del peso de la plata producida. Sirviéndonos de base las cantidades relativas de producción, el oro debería valer ocho veces más que la plata. Pero, en realidad, en las condiciones actuales, el valor de una onza de plata es sólo un treintavo de una onza de oro; parece que la demanda de oro ha establecido en el mercado un premio relativo en su favor si se

compara con su hermano menor, la plata.

La producción relativa de plata y oro en 1913 fué de diez a uno, razón que también se aplica a los veinte años 1900-1920. Mientras los bi-metalistas sueñan con una razón fija para los valores del oro y de la plata de 16 a 1, que podría parecer modesta dadas las producciones relativas y recientes de ambos metales, la apreciación colectiva en el mundo de los negocios toma en cuenta la calidad como un factor de valorización igualmente importante, y esto se refleja en la demanda que ha fijado la razón actual, con las fluctuaciones propias de toda cosa que tiene precio. Además de todo esto, afecta al valor relativo de los dos metales los stocks existentes y la cantidad de que se puede disponer en un momento dado en mayor grado que la producción comparativa anual. Y el oro, siendo más apreciado, ha sido acumulado a través de los tiempos con mayor persistencia que la plata; así que la proporción en stock de oro es mucho mayor que la que representa la producción anual.

Antes de 1914, se estimaba que las dos terceras partes de la plata producida en Estados Unidos pasaba a las artes. Por otra parte, se estima que del oro producido desde 1492 a 1894, la mitad se perdió o lo absorbieron las artes; pero desde 1894 un cuarto del oro producido ha pasado a las artes, incluyendo la fabricación de joyas. Aún más, siendo las monedas de plata de uso corriente, la pérdida por desgaste es enorme, hecho que no ocurre en igual escala con el oro.

Las producciones relativas de oro y plata, consideradas histórica y estadísticamente, parecen haber tenido muy poca relación en sus valores relativos, como se puede ver en el cuadro siguiente:

Plata a oro.—Promedio anual

	Razón de la producción mundial	Razón del precio por onza
1701-20	28 a 1	15 a 1
1721-40	23	15
1741-60	22	15
1761-80	31	15
1781-1800	50	15
1801-20	34	16
1821-40	30	16
1841-60	6	16
1861-80	10	16
1881-1900	17	25
1901-1920	10	31

Se puede observar que durante los 180 años, cuando la razón de precio fué de 15 y 16 a 1, la razón de producción era aproximadamente de 26 a 1, mientras en los 40 años, 1880 a 1920, cuando la razón de precio medio era de 28 a 1, la razón de producción era de 13 a 1. En otras palabras, a una mayor producción relativa de plata corresponde un mayor precio; a menor producción, menor precio. La principal razón de esto, naturalmente, se debe a la tendencia a abandonar el patrón bimetalico, tendencia que se hace notable en el último período a que nos hemos referido, disminuyendo enormemente la demanda de metal blanco para la acuñación. En 1873 se retiró la plata de la circulación de los Estados Unidos. "Los Estados Unidos,—dice Hepburn— fueron la última posición importante de la plata". Después de la guerra franco-prusiana, Alemania adoptó el patrón de oro; y Francia, Italia, Suiza, Bélgica y Grecia suspendieron la libre acuñación de la plata para el público. No obstante, si la plata no es tan antigua como el oro como base de intercambio, ha sido casi igualmente constante e importante. Su valor intrínseco, su belleza y su resistencia relativa a

la corrosión, obligan todavía a escogerla para monedas pequeñas, y crea, por lo tanto, una demanda para su empleo en pequeñas transacciones y entre gente pobre. De tales personas existen muchos millones, por ejemplo en China e India, y aquí las monedas de plata tienen un mercado constante y considerable.

Patrones antiguos de valores diferentes

En los tiempos antiguos, cuando el comercio era primitivo y sin importancia, patrones naturales y bien elegidos, pueden haber existido para facilitar el comercio de intercambio, como patrones más o menos independientes (el oro más valioso y la plata más común). Donde quiera que el comercio se hizo más activo y móvil, fué inevitable la comparación de los valores de uno y otro; y las ventajas naturales del oro—su mayor “nobleza”, su distribución más amplia, su mayor rareza relativa,—han convertido al oro en un criterio o tipo, en término del cual debe expresarse el valor de la plata como el de todos los otros metales y, en verdad, de toda otra mercadería. Las monedas de plata desempeñan un doble papel, mientras representan un valor intrínseco, su valor corriente puede permanecer fijo sólo en cuanto representa un valor determinado en peso de oro. Como tal, es el representante más noble y más adecuado del patrón metálico que permite su división en unidades pequeñas de tamaño apropiado, cosa que no se puede hacer con el oro.

La compleja civilización de nuestros días ha aumentado nuestros conocimientos y familiaridad con toda clase de símbolos. La invención y el bajo precio del papel, el desarrollo de

la imprenta, con el correspondiente aumento de importancia de la palabra impresa, han hecho de los acuerdos y promesas escritas o impresas (las frases valen tanto como el oro) cuando están protegidas por sistemas de gobiernos fuertes y honrados y controlados por leyes. Con esto ha disminuído la importancia de la plata como sustituto del oro, en verdad ha sido eliminada, y ha quedado sólo como uno de los tantos equivalentes del oro mientras éste todavía perdura sin rival como la mercadería central del mundo.

Papeles que representan valores oro

Un Gobierno que tenga la confianza de sus ciudadanos, cuyas promesas se consideren “tan buenas como el oro”, puede tomar un pedazo de papel y escribir en él que representa una cierta cantidad de oro, digamos diez dollars de oro, que se pueden cambiar rápidamente por el papel en el momento que se pida; cualquiera persona inteligente considerará estos papeles como equivalentes al oro mismo. En los Gobiernos inestables, el caso es diferente, como bien se podía prever. Mientras más activo y complejo es el comercio, bajo un Gobierno verdaderamente responsable, las promesas impresas substituyen más al metal. Se establecen diferentes formas de vales impresos; después de los vales del Gobierno han seguido los de los bancos; y, por último, cuando la estructura financiera se hace más verídica y segura, los individuos con medios o con créditos hacen uso de estos poderes de valores, impresos o escritos. Así, en la compra de artículos en la ciudad de Nueva York se acepta el oro, sellado con el sello de cual-

quier Gobierno, solvente o nó, o sin acuñar, simplemente oro en peso, como en los tiempos más antiguos; o también se acepta papel que represente oro bajo la garantía del Gobierno de Estados Unidos; pero no papel con la garantía de Gobiernos como el de la China, Yugoslavia o Rusia, por ejemplo, excepto si éstos se pueden convertir inmediatamente en vales de los Estados Unidos y tranquilizar la conciencia; o también se aceptan vales de los Bancos que estén controlados y garantidos por el Gobierno de los Estados Unidos; o el vale llamado cheque, dado por un individuo, siempre que el individuo esté garantizado por un Banco. A medida que crece la confianza se acostumbra a considerar los vales tan buenos como el oro de los Estados Unidos, de los bancos, de ciertas corporaciones o individuos. Yo llamo todo esto el oro y sus representantes metálicos, o lo representado por valores escritos o impresos convertibles en oro o en su equivalente, dinero; y una forma de dinero es tan aceptable y deseable como otra.

Una cajera que no conocía las monedas de oro

Aun dentro de estas condiciones de seguridad se puede dar el caso que se rehuse el oro y se acepte la plata. En verdad, en nuestro complicado comercio, el patrón de oro puede llegar a ser desconocido. Una vez en el distrito comercial de Nueva York una cajera rehusó recibirme una moneda de oro de veinte dollars diciendo no haber visto nunca otra. ¿Se trata de diez o veinte dollars?—preguntó. Partiendo de este razonamiento sencillo e ingenioso, es fácil para personas faltas de criterio llegar a la suposición que no

es el oro la base de la moneda, que los trozos de papel tienen un valor intrínseco y que el oro se puede abandonar. He oído discutir esto en Nueva York a un banquero ante un grupo de ingenieros, a quienes había invitado para explicarles el patrón de oro y el intercambio de moneda. Ya sea por ignorancia o pillería, o por ambas cosas, un Gobierno sin probidad y desesperado puede aprovecharse emitiendo papel que no piensa o no puede recoger. Esta clase de pillería organizada ha sido puesta en práctica por los Gobiernos de Rusia, Austria, Alemania, México y otros países llevándolos a los extremos más amargos y ruinosos. Siempre habrá ingenuos, o naciones de ellos, que se presten a las pilatunadas de los Gobiernos que pasan por encima de su tradición de probidad y honor.

Bases para la circulación del papel moneda

Aun en los mejores Gobiernos, bancos y círculos financieros se puede ver que utilizan esta confianza y fe en los valores representados por papeles, aún en forma de bonos. La creencia de que un valor papel que represente dollars es "tan bueno como el oro" se mantiene hasta hacerse corriente en las personas, no sólo como un símbolo actual de oro sino como oro mismo, permitiendo a los Gobiernos y bancos guardar su oro y emplear con mayor libertad el papel. Si aumenta la demanda de dinero, los símbolos en papel constituyen una forma de satisfacer la demanda que sería imposible de cumplir con el oro. Un Gobierno que tiene mayor cantidad de símbolos que oro, debe preocuparse, de vez en cuando, que este exceso no sea demasiado grande; porque si éste crece

mucho, el papel se deprecia y pierde de valor, disminuyendo su valor adquisitivo. En esta etapa intervienen al considerar el dinero, los valores y el comercio, factores económicos y psicológicos complejos que dificultan una apreciación verdadera, desconcertando a la mayoría. En general, parece que el exceso de símbolos de papel sobre oro lleva a la depreciación del papel. Actualmente, esto no parece que suceda mientras la suspicacia popular no tenga el menor temor de que el papel no sea redimible o canjeable por oro; es decir, mientras todo el mundo crea que el papel se puede cambiar por oro, y que es tan bueno como el oro. La confianza que inspira un banco no depende de su capacidad de pagar a todos los depositantes de una vez; sino en pagar a todos aquellos que se presenten a cobrar en una ocasión dada; así también la confianza en la solvencia de una Nación depende de la capacidad para canjear en oro todo el papel que se le presente por cualquier posibilidad en un período limitado, aún en crisis financieras. Este margen de seguridad debe estudiarse cuidadosamente por los buenos Gobiernos y bancos y éstos deben mantenerse dentro de él. Estos Gobiernos merecen, en las condiciones actuales de los negocios, el nombre de honestos y sólidos dentro del "standard oro". Pero, en los Gobiernos que se exceden de este límite, las emisiones sufren depreciaciones y fluctuaciones, como ha ocurrido en Francia; y si ellas persisten sobreviene el crack financiero, trayendo como consecuencia la ruina de los poseedores del dinero, como ocurrió en Alemania, donde miles de personas que tenían la fe habitual en el valor del marco papel, garantido y sellado por el Estado, perdieron toda su fortuna. Entre dos países, la depreciación del circulante

depende en gran parte de la cantidad de oro que se guarda para garantizarlo, agregada a la apreciación popular e internacional que toma como término de comparación el circulante en un país que se "basa en el oro", como los Estados Unidos.

La afluencia de oro hacia los Estados Unidos después de la guerra

Aunque está lejos de mi intención analizar los problemas financieros y económicos, es imposible hacer un estudio de los problemas relativos a los recursos y producción del oro en el mundo, tanto en el pasado como en el futuro, sin determinar el valor del oro, y el empleo, naturaleza y rol de la demanda. Y después de una investigación más avanzada del papel que desempeña, puedo entrar a analizar las fases del problema del oro que me es familiar por mi experiencia como ingeniero de minas y geólogo.

Debido al caos monetario que siguió a la gran guerra, pocos países mantuvieron su control financiero, es decir, la proporción entre el oro y el papel moneda estaba en la mayoría de los casos fuera de toda razón. Los Estados Unidos mantuvieron este control gracias, en gran parte, a la balanza comercial favorable que hizo afluir del resto del mundo el oro a Estados Unidos, en pago de alimentos, vestuarios y equipos de guerra. Así, los Estados Unidos han acumulado la mitad de todas las existencias de oro mundial. Con relación a la moneda de E. Unidos, la de la mayoría de los otros países del mundo y especialmente la de los países empobrecidos por la guerra y que vivían del crédito, estaba bajo su equivalencia. Aún la libra esterlina, antes la medida estable del valor, se depreció mucho, dejando al do-

llar como patrón mundial. La habilidad y la voluntad de los británicos desde entonces han procurado, por medio de sobrias medidas financieras, restaurar su valor y cuando se escribió este artículo se encontraba ya casi a la par. Anticipan que pronto recuperará su valor anterior a la guerra. Entonces se encontrará a "base de oro" o a "la par" con la de Estados Unidos. Tengo algunas dudas acerca de si ésta es o no una base oro, si un circulante con base fluctuante de oro y un exceso de papel que fluctúa sin mucha relación con la variación del oro, puede representar actualmente en el sentido económico verdadero el valor del oro, y conformarse con las leyes económicas que deberían gobernar una circulación de oro real no aguada y sin disfraz. ¿No será razonable pensar que cualquier exceso de papel deprecia la moneda aunque sea tan moderadamente y con tan rápidas variaciones de grande intensidad que la imaginación popular no llegue a distinguir, usando una metáfora, entre moneda de 22 quilates y de 10 quilates?

Todos estos elementos intervienen en el problema de la relación que existe entre la provisión del circulante de oro y las reservas de oro; considerándose ambos factores bien sea desde el punto de vista mundial o de las naciones individualmente; y también intervienen en el problema de la relación entre la provisión de oro y los precios de las mercaderías y de la potencia y prosperidad nacional.

Los stocks actuales de oro en el mundo

Vamos a considerar la producción de oro en el pasado, los stocks actuales y el incremento anual de la producción. Se estima que entre los años

1492 y 1894 la producción de oro en el mundo ha llegado a más de 8,000 millones de dollars, de los cuales quedaban en 1894 \$ 4,000,000,000 como reserva. En 1916 la reserva de oro había aumentado a cerca de \$ 8,000 millones, un aumento de \$ 4,000,000,000, que correspondía a una producción durante el período 1894-1916 de cerca de \$ 8,000,000,000. En consecuencia, durante este período de veinte años, cerca de la mitad de la producción quedó como reserva, o sea la misma proporción estimada para el período 1492 y 1894.

En los tiempos primitivos la producción anual de oro no fué muy grande. La "afluencia de oro", como la designan los economistas de los últimos años, principió en California en 1848. Las cifras anteriores indican que se produjo en el mundo tanto oro en los veinte años, 1894-1917 como en los cuatrocientos años, 1492-1894. Nada da a conocer mejor la fiebre de las exploraciones en busca de oro que las cifras anteriores; demostración clara de nuestro progreso industrial, desarrollo que va a la par con el de otras industrias metalíferas.

En un principio la principal fuente de oro la constituyeron los "placeres" (lavaderos). Después de California vino Australia y en seguida Canadá, Alaska y otras regiones. Desde 1848 a 1875, De Launay estima que los placeres produjeron el 87% del oro total en el mundo; pero actualmente se encuentran casi agotados, y para 1918 Orchard ha calculado la parte que corresponde a los lavaderos en un 10%. Vino a continuación el período de explotación rápida de los filones o vetas de oro, en diversas partes del mundo, principalmente en Norte-América, Sud-Africa y Australia. La intensidad de la minería de oro, que sólo es un símbolo del desarrollo

COMPARACION DE LA PRODUCCION MUNDIAL
 ANTES Y DESPUES DEL
 AÑO 1895

■
 TERMINO MEDIO ANUAL
 DURANTE 403 AÑOS
 1492-1895

■ ■
 ■ ■ ■
 ■ ■ ■ ■ ■
 ■ ■ ■ ■ ■ ■ ■
 ■ ■ ■ ■ ■ ■ ■ ■ ■
 TERMINO MEDIO ANUAL
 DURANTE 27 AÑOS
 1895-1922

LA UNIDAD ES EL TERMINO MEDIO ANUAL
 ENTRE 1492-1895, 21 MILLONES DE DOLLARS.

de la civilización mecánica que caracteriza este mismo período, corresponde a una producción mundial que, siempre en ascenso, en 1896 subió de \$ 200.000,000 (1); en 1899 subió de \$ 300.000,000 y en 1906 subió de \$ 400.000,000. En 1915, la producción mundial alcanza a \$ 470.000,000, ci-

fra máxima. Desde esta fecha la producción ha estado oscilando y más o menos estacionaria. En 1917, fué de \$ 420.000,000; en 1918 bajó de \$ 400 millones, alcanzando sólo a \$ 385 millones; en 1922 fué alrededor de \$ 319.000,000; en 1923, alrededor de \$ 367.000,000; en 1924, \$ 384.500,000.

(1) El signo \$ en este artículo significa dólares. U. S. Cy.

(Continuará).



EL AMIANTO (1)

El amianto de la mineralogía es una anfíbola monoclínica que se desarrolla en las juntas y en las fallas de las rocas anfibolíticas normales, especialmente donde las rocas han estado expuestas a presiones y mo-

vimientos. Químicamente considerado, es un metasilicato de cal y magnesia. Según una serie de análisis hechos por Merrill, la sílice varía entre 52 y 58%, la cal entre 12 y 16%, la magnesia entre 20 y 30%. Los otros constituyentes son la alúmina, que varía entre 1 y 6%, el óxido de

(1) Extractado de Lindgren y «Mineral Industry», por F. Benítez.

hierro, generalmente entre 1 y 6%, aunque en algunos casos es considerablemente mayor. El agua siempre se encuentra presente en cantidades que generalmente varían entre 2 y 5%. Aunque algunos autores no están de acuerdo con este punto de vista, es difícil el no admitir que el agua es un constituyente esencial, y que el mineral es realmente una forma hidratada de la tremolita o actinolita. Parece que no se han llevado a cabo experimentos para determinar la temperatura a que se desprende el agua. Las variedades normales de la anfíbola también contienen un poco de agua, pero en menor cantidad que el amianto.

La antofilita $(Mg, Fe) SiO_3$, y la crocidolita, $NaFeSi_2O_6$, $FeSiO_3$, que es una anfíbola de sodio de color azul oscuro, también producen variedades del amianto.

Merrill ha demostrado que las fibras tienen contornos poligonales y que terminan en puntas en forma de agujas. Hasta un diámetro de 0.002 ó 0.001 milímetros, las fibras retienen la uniformidad de sus diámetros y sus contornos poligonales. El color del amianto de anfíbola es, generalmente, blanco a blanco verde. Solamente se utilizan las clases más finas, pero aun éstas se aprecian menos que el amianto de la serpentina. El primero tiende a ser menos flexible y un poco quebradizo.

La mayor parte de las pequeñas cantidades de amianto que se explotan en los Estados Unidos pertenece a las variedades de la tremolita o actinolita, y con frecuencia se encuentra en las calizas que han sido metamorfoseadas en partes a rocas anfíbolíticas. El mineral se clasifica como de fibra longitudinal o de fibra

atravesada, según sea la posición de las fibras en las vetitas. Las estructuras radiales o divergentes se llaman de "fibra maciza".

EL AMIANTO DE LA SERPENTINA.—Crisotila.—El Amianto de la crisotila es de color verde o verde-amarillo y se puede reducir fácilmente a una masa de hilachas blancas. La fibra es corta, pero de un diámetro muy uniforme y de gran divisibilidad y flexibilidad; su descomposición por el ácido clorhídrico lo diferencia del amianto de anfíbola. Con respecto a su composición, es casi igual a las clases más puras del amianto de la serpentina. Un análisis típico del amianto del Canadá dió el siguiente resultado en tantos por cientos: 42 SiO_2 , 42 MgO , 14 H_2O , 1 FeO , y 1.7 Al_2O_3 . El grabado adjunto muestra las apariencias de las dos clases de amianto. Esta variedad se encuentra en vetitas, muy raras veces de más de 15 cms. de espesor, en serpentinas o peridotitas, y tiene generalmente la fibra atravesada, esto es, las fibras sedosas se hallan perpendicularmente al plano de la veta. La serpentina pura de color verde amarillo que se encuentra en los contactos con las calizas metamórficas, y que es un producto de la alteración de la diopsida, algunas veces contiene crisotila de una calidad excepcionalmente buena. Un yacimiento de esta materia se explota en la actualidad en Arizona, al noreste de Globe.

Las vetitas de crisotila se pueden encontrar en cualquier área de serpentina, pero muy raras veces son tan abundantes y de gran tamaño para que tengan importancia económica. Hay diferentes opiniones respecto a su origen. Dresser ha demostrado que la serpentización en los yacimientos del Canadá se ha desarrollado a lo largo de grietas en las pe-



Amianto de crisotila (a) y de anfibola (b).

ridotitas, y que las vetitas de crisotila se encuentran en el centro de las fajas serpentinizadas. La interpretación que Pratt y Merrill dió a la formación de estas vetitas era que se trataba de grietas producidas por la contracción; pero, probablemente, es más correcta la interpretación de otros autores que las consideran como el resultado de la recristalización de la serpentina que se desarrolló hacia el interior a partir de las grietas.

S. Taber cree que todas las vetas de fibra atravesada se han formado por un proceso de secreción lateral, en el que las vetas, en su crecimiento, empujan hacia los lados las paredes que las encierran. Desde el momento, sin embargo, que la materia en las vetas se deriva de la serpentina misma, no es aparente el por qué de la necesidad de un aumento en el volumen.

Desde 1895 el desarrollo de las minas de amianto en el Canadá ha sido extraordinariamente rápido, y hoy día las minas de este país abas-

tecnen todas las necesidades de los Estados Unidos. Los yacimientos del Canadá tienen su centro en el CERRO DE ASBESTOS, en Thetford, en la ciudad de Quebec. Como ya se ha dicho, el mineral se encuentra en la forma de vetitas irregulares en la serpentina y la peridotita. Estas rocas se encuentran en algunos lugares acompañadas por gabbros y granitos de mayor edad, y todos se han introducido en sedimentos de la época Ordoviciana. El mineral se explota a tajo abierto, y uno de los tajos, por ejemplo, tiene 700 pies de largo, 200 pies de ancho y 165 pies de hondura en la parte más profunda. Un porcentaje reducido se obtiene chancando el mineral a mano, pero la mayor parte—30 a 60%—de la materia cruda explotada se chanca y harnea, y las fibras se separan por medio de corrientes de aire. La extracción de la fibra de la materia chancada varía entre 6 y 10%.

En los últimos años ha empezado a tener importancia la crisotila de las

Montañas de los Urales, en Rusia, y los yacimientos de la Rhodesia del Sur, lo mismo que el asbesto de crocidolita del Oeste de Griqualand, Colonia del Cabo.

PROPIEDADES Y USOS DEL AMIANTO.—“La propiedad fundamental del amianto y de la que depende su uso es su flexibilidad, y su estructura fibrosa, unida a sus cualidades de incombustibilidad y mala conducción del calor y de la electricidad, cuando la masa ha sido reducida a fibras y es porosa”.

Mineralógicamente el amianto se divide en antofilita, crisotila, crocidolita y amosita.

Comercialmente hablando, se divide en amianto de fibra para hilar y de fibra que no hila.

La antofilita generalmente no hila, pero las otras tres clases mencionadas son lo bastante fuertes y flexibles para hilar si la fibra es bastante larga. La crisotila se considera generalmente como la de mejor calidad para hilar, pero con los nuevos procedimientos de tratamiento se pueden obtener buenos resultados con la crocidolita (amianto azul).

La fibra de asbestos se divide en “fibra cruda” o “fibra de molino” (“mill stock”), según el amianto haya sido preparado a mano o haya recibido un tratamiento mecánico. La fibra de molino es el producto que se obtiene después que la roca se ha chancado, desintegrado y se ha separado la fibra por medio de un harnearado o por corrientes de aire. La “fibra cruda” es la de mejor calidad para hilar.

Usos.—La fibra de hilar se emplea en los frenos para automóviles, y en los géneros de amianto para cortinas cortafuego, guantes, empaquetaduras, etc. La fibra corta y aquellas cla-

ses que no hilan se emplean en la fabricación de techos, empaquetaduras para cañerías a vapor, papel, cementos para insular calderos y asfalto para techos.

El cemento de amianto se emplea mucho como insulador en las cañerías de agua y de vapor, en los frigoríficos y como cubierta en los hornos, estufas, etc. El papel de amianto se usa mucho en las industrias de construcción. En el laboratorio el amianto se emplea en filtros para líquidos ácidos, como taponés en los tubos de combustión, etc.

CLASES.—Las clases más valiosas de amianto son aquellas preparadas a mano y conocidas en la industria como Cruda N.º 1 y Cruda N.º 2, según sea su largo.

La fibra de molino también se clasifica según su tamaño. El amianto del Canadá, preparado mecánicamente, se divide, por medio de una máquina especial que lo separa, en los siguientes tamaños: 2 mallas, 4 mallas, 10 mallas y menor de 10 mallas.

LAS CONDICIONES DEL MERCADO.—En el año de 1923 los precios descendieron mucho, aunque hubo bastante demanda, y a fines de 1922 se creía que los precios habían llegado a su límite inferior. Sin embargo, Crudo N.º 1, que a fines de 1922 valía de \$ 450 a 550 U. S. Cy. la tonelada, a fines de 1923 había bajado a \$ 325-450 por ton. En la actualidad los precios son los siguientes: Crudo N.º 1, \$ 400 a 450; Crudo N.º 2, \$ 250 a 300; fibra de hilar, \$ 110 a 175; fibra de magnesia comprimida, \$ 75 a 110; stock para techos, \$ 50 a 75; stock para papel \$ 20 a 30; stock para cemento \$ 8 a 12; recortes, \$ 8 a 12, arena \$ 8 a 12. Los precios son to-

dos f. o. b. en las minas de Quebec, y por tonelada.

El mercado es bueno y los precios firmes debido a la actividad en las industrias de construcción.

PRODUCCIÓN.—Los Estados Unidos sólo produjeron en 1923, 310 toneladas de amianto avaluadas en \$ 24,800.

CANADÁ.—La producción en el año 1923 alcanzó el record en el Canadá con 283,000 tons., cifra que excedió la de 1922 en 56,000 toneladas y el valor en \$ 1.300,000 U. S. Cy.

La reducción de los precios en 1923 se debió principalmente a una rebaja de parte de los productores, unida a la creciente competencia del amianto del Africa del Sur y especialmente en las mejores calidades, como las "crudas" y las de "hilar" que son los productos que se importan de Africa, mientras que la demanda de fibras cortas ha sido fuerte debido a que no hay competencia de parte de Africa en las calidades inferiores. La manu-

factura de productos de amianto ha empezado a desarrollarse en el Canadá y en la actualidad hay dos fábricas de estos productos en trabajo. El valor total de la producción de amianto en el Canadá en 1923 fué de \$ 7. 382,054 U.S. Cy.

RHODESIA.—En 1923 este país produjo 20,400 tons., avaluadas en £ 626,898. Aunque el tonelaje es mucho menor que el producido por el Canadá, el valor es relativamente mucho mayor, debido a que la totalidad de la producción de Rhodesia es de amianto de hilar de la mejor calidad.

UNIÓN DEL AFRICA DEL SUR.—El amianto azul o crocidolita se produce en la Colonia del Cabo, y la crisotila en el Transvaal. La producción de 1923 fué de 8,393 toneladas avaluadas en £ 121,453.

Los otros países productores, pero de mucho menor importancia, son: Australia, Córscica, Chipre, Madagascar, Nueva Zelandia y Rusia.



SECCION SALITRERA

INVESTIGACIONES SOBRE EL NITROGENO

POR

H. FOSTER BAIN Y H. S. MULLIKEN

Reservas Salitreras

El salitre se le encontró en la región que lo produce el año 1809, y desde 1825 en que se anota una producción de poco más de 1,000 toneladas, se ha elaborado hasta Junio de 1923 un total de 65,200,000 toneladas. El consumo mundial ha aumentado rápida pero irregularmente. La escala de aumento desde 1830, año en que se produjeron 9,000 toneladas, ha sido tal que hasta 1900 la producción ha duplicado aproximadamente cada 10 años. Desde 1900 hasta el comienzo de la guerra en 1914, el aumento fué menor, capaz de duplicarse cada 15 años. Desde 1914 las condiciones han sido tan perturbadas que no se puede inferir nada seguro respecto al crecimiento. El hecho más remarcable y significativo ha sido el aumento en la demanda de Estados Unidos, que absorbe cerca del duplo de la cantidad que absorbía antes de la guerra. Al mismo tiempo el mercado alemán, anteriormente el más grande que tuvieran los productores de salitre, ha desaparecido. Hasta qué punto es esto debido a causas pasajeras y cuánto a causas estables, no puede decirse con seguridad. En general, las estadísticas muestran que las demandas mundiales del salitre chileno han aumentado en alto grado, y a pesar de las influencias nacidas con la

guerra o que se hicieron sentir durante ella, todavía se necesitará recurrir por grandes cantidades a los depósitos disponibles de Chile.

Como sucede con los demás minerales, el salitre de Chile ha de agotarse. La cantidad existente en los terrenos no aumenta, o no hay demostraciones de que aumente en escala apreciable. Los depósitos de caliche representan la herencia de los siglos, y lo que se extrae de ellos debe considerarse como extraído de una cuenta bancaria de ahorros.

EXTENSIÓN CALCULADA DE LOS YACIMIENTOS SALITREROS

En vista de la importancia vital del salitre para la agricultura y para la industria, se ha prestado atención extraordinaria de tiempo en tiempo para intentar calcular las reservas existentes. Hay que establecer de una vez, que no existen datos para hacer un inventario aproximado. Jamás se ha hecho una investigación geológica completa y ni aún es seguro que el origen y la constitución del salitre sea conocida lo suficiente para permitir un fundado discernimiento entre los terrenos que probablemente contienen caliche de aquellos que topográficamente o por otros motivos se les parezcan. W. L.

Whitehead (1) ha expuesto recientemente razones que hacen creer que hay hechos geológicos importantes que permitirían una más segura determinación.

Los cálculos corrientes respecto a los terrenos salitrosos inexplorados, descansan sobre datos dispersos e inciertos, principalmente respecto a la presencia en la superficie del salitre y de las sales que lo acompañan. Estos datos están con frecuencia muy separados y en vista de su distribución extremadamente dispersa de las áreas aprovechables, no es prudente darles mucha importancia. De los terrenos que el gobierno puso en venta a fines de 1900, sólo el 12½% de la superficie se consideró que contenían caliche elaborable, después de haber cateado su contenido, y se han citado casos de que las superficies realmente aprovechables son, en algunos sitios a lo menos, menos extensas que lo que uno puede calcular basándose en los cateos. Estas inseguridades generales hay que tenerlas en cuenta al hacer cualquier intento de avaluar las reservas salitreras. Sin embargo, puede establecerse la evidencia abrumadora, aunque ella sea en cierto modo intangible, de que las reservas salitreras de Chile son capaces de satisfacer las necesidades del mundo por muchos años. De los diversos cálculos que se han hecho de tiempo en tiempo basta con anotar unos pocos.

Francisco J. Castillo, Inspector General de Salitreras publicó en 1923 el cálculo sumario que sigue:

a) La zona de los yacimientos salitreros comprende unos 200,000 kilómetros cuadrados, de los cuales sólo 5,811 han sido examinados mediante excavaciones y tiros de pruebas. Esta

última superficie es en parte propiedad de diversas personas y compañías y en parte está en poder del gobierno chileno.

b) En el área examinada se ha calculado un contenido de 290.300,000 toneladas métricas de salitre de sodio, de las cuales, hasta el presente se han extraído y exportado 45.000,000 de toneladas. Las restantes, con la producción entonces existente, satisfarían a la exportación durante 100 años.

c) El área inexplorada es algo como 34 veces la superficie de terrenos explorados y suponiendo que contengan solo una cantidad de salitre elaborable igual a la de estos últimos, contendrían lo suficiente para otros 100 años de exportación.

d) En los terrenos examinados no se ha tomado en cuenta ningún material que contenga menos de 11% de nitrato de sodio, ni ningún yacimiento donde el espesor del depósito sea menor de 30 centímetros, excepto en el caso que contuviera a lo menos 25% de nitrato de sodio, en que se han incluido los grosores de más de 20 centímetros. El área superficial de cada porción de terreno examinado ha sido dividida por el número total de tiros de prueba abiertos, con el objeto de obtener el área aplicable a cada tiro de prueba, y en consecuencia, esto determina el área total que contiene salitre.

De la cantidad teórica de nitrato de sodio puro que resulta de la operación anterior, se ha hecho una reducción de 40% con el objeto de descontar las pérdidas en la extracción, elaboración, errores de cálculo, etc.

e) Quedan grandes cantidades de materia prima de ley baja que se han excluido de estos cálculos porque no pueden extraerse con provecho con los métodos actualmente usados, pero una parte a lo menos de este material de baja ley será indudablemente trabaja-

(1) The Chilean Nitrate Deposits. Economic Geology.—Vol. XV, págs. 187-224.—1920.

do cuando se hayan agotado los caliches ricos.

Bertrand anota los siguientes cálculos hechos en 1915, como el mejor resumen de que podía disponerse:

Categorías	Ley	Tons. mét.
1. . .	45—38%	9.200,000
2. . .	38—32	14.400,000
3. . .	32—25	32.200,000
4. . .	25—18	55.200,000
5. . .	18—10	82.800,000
6. . .	10— 8	138.000,000

Como estas cifras se refieren a 1915, el total de lo asignado a las categorías 1 a 5 debe sufrir una reducción de cerca de 10.000,000 de toneladas que se han extraído en los últimos tres años, principalmente de las categorías 3, 4 y 5, esto es, de caliches que contenían 30 a 14% de salitre explotable.

En la clasificación precedente las categorías 1 a 3 sólo incluyen los "caliches" naturales, cuyas variedades se han ya descrito. La sexta categoría (8-10% de salitre) consiste principalmente de "costras" en gran parte compuestas de sales solubles de las cuales la predominante es el cloruro de sodio. Esta categoría incluye también lo que se denomina "tierras" o "llampos", esto es, polvo suelto que queda en el terreno y proviene de la disgregación del caliche cuando se le quiebra y carga, con una gran mezcla de material estéril pulverizado. Estas "tierras" o "llampos" son naturalmente más abundantes en las regiones donde el caliche es blando, como por ejemplo, en San Antonio de Zapiga. Hay una clase de materia prima que se distribuye entre las categorías 5 y 6. Son los "ripios" y "borras", de los cuales los más recientes contienen comúnmente menos de 10% de salitre. Sin embargo, los antiguos rípios contienen

hasta 25%, de los cuales hay grandes acopios en la oficina Argentina, y las borras amontonadas que se han puesto muy compactas por compresión, con 15 y 17% (Oficina Argentina). Ningún intento se ha hecho para calcular la cantidad de tierras, borras y rípios; pero no cabe duda de que su conglomerado encierra un contenido de varios miles de toneladas de salitre aprovechable.

Resumiendo las impresiones recibidas y los informes recogidos en su reciente viaje por la pampa, el autor (Bertrand) confirma su opinión de que las cifras anotadas, especialmente las referentes a la sexta categoría, deben considerarse como un minimum, y, mientras no se haya emprendido una investigación efectiva y no se haya hecho una valuación real, estas cifras pueden servir como base razonablemente fidedigna para una previsión general.

A lo anterior, escrito por el señor Bertrand, puede agregarse que no es prudente contar demasiado con la recuperación del salitre contenido en los rípios. En parte, a lo menos, este salitre se ha lixiviado y disipado. Además, como sucede a menudo, los rípios contienen desperdicios de variada naturaleza, algunos de los cuales son incompatibles con cualquier tratamiento posterior.

En 1898 Sir William Crookes hizo un cálculo de las reservas salitreras que indicaban que la industria sólo podría tener una duración de pocos decenios. Su conocimiento del terreno era limitado y la experiencia de un cuarto de siglo que ha transcurrido desde entonces, ha demostrado claramente que su previsión pesimista era infundada. Haciendo todas las reservas necesarias en vista de la incertidumbre que existe al hacer cualquier cálculo de esta especie, puede decirse

que no hay razón para dudar de la existencia de grandes reservas enteramente capaces de satisfacer cualquier demanda probable durante varias generaciones.

Al considerar el porvenir de cualquier industria mineral, debe tomarse como base el hecho de que si el mundo necesita el producto, el procedimiento natural de producción se mejorará, los gastos disminuirán y los precios aumentarán lo suficiente para que la industria trabaje por más baja que sea la ley del material que quede, o bien se encontrará nuevos depósitos de alta ley como resultado de exploraciones más intensas.

En la región salitrera, como en otras regiones mineras, la posibilidad de trabajar materiales de ley baja aumenta las reservas aprovechables, y en este caso estarán siempre a nuestro alcance las cantidades inextinguibles de nitrógeno del aire. Dos procesos opuestos existen en acción. La minería, que agota los yacimientos, y la tecnología en progreso, por una parte, que al hacer aprovechables los materiales pobres, aumenta las reservas y por otra parte al fabricar substitutos, aprovecha otros materiales y les extrae cantidades crecientes de la substancia necesaria para satisfacer la demanda mundial. Parece suficientemente seguro que mucho antes que los nitratos naturales hayan sido agotados, se tendrán disponibles en cantidad adecuada otros substitutos apropiados.

No es práctico ni necesario entrar en cálculos sobre si hay o nó suficiente cantidad de salitre disponible para satisfacer al mundo durante 100 ó 200 años. Suponiendo un aumento de producción capaz de duplicarse cada 10 años, lo cual es el máximo de aumento que la industria ha tenido que satisfacer, al cabo de 25 años la producción anual sería de unos 16.000.000 de to-

neladas. Cualquiera que conozca la industria, tendrá pocas dudas acerca de que si resulta impracticable en tal fecha satisfacer esa demanda, ello se debería a la falta de agua, de mano de obra, de facilidades de transporte u otras semejantes, antes que a la falta de caliche.

En el estado actual de progreso de los conocimientos técnicos, los probables cambios en los procedimientos de las diversas industrias del nitrógeno artificial son tantos que es casi seguro llegará a ser el factor determinante y no la falta de materia prima. Sin intentar, por esto, hacer un cálculo independiente sobre las reservas—trabajo largo y dispendioso de investigación si se quiere tener resultados dignos de tomarse en cuenta—se puede expresar la confianza de que la capacidad de los yacimientos salitreros es bastante para satisfacer la demanda probable por un período mucho más largo que el que puede preverse respecto a otros factores más importantes.

PROPIEDAD DE LOS YACIMIENTOS SALITREROS

Los terrenos salitreros disponibles para futuros desarrollos están en parte en poder de los particulares y en parte son propiedad del gobierno. Los títulos privados existentes traen su origen de concesiones hechas por los gobiernos del Perú y Bolivia antes de que la región pasara a poder de Chile. De cuando en cuando el gobierno saca a remate terrenos de su pertenencia. La política gubernativa que ha determinado hasta hoy la venta de nuevos terrenos ha sido ofrecer en venta una cantidad de terrenos proporcional al agotamiento de los yacimientos que están en trabajo más un margen razonable por el aumento de consumo. No

se ha intentado crear artificialmente escasez, lo cual en realidad hubiera sido imposible, en ninguna forma, mientras haya propiedades privadas que permanecen sin trabajo, ni ha habido tampoco un exceso de terreno en oferta que hubiera producido una construcción desproporcionada de nuevas oficinas. Indicaciones de un cambio en la política de venta de nuevos terrenos salitreros se encuentran en una ley dictada este año en el Congreso. En ella se autoriza especialmente la venta de más de 30 porciones de terreno dentro de los dos próximos años, y esta venta se apresura como un medio de obtener 30.000.000 de pesos chilenos que se necesitan para compensar

en el presupuesto el retardo que ha sufrido en el Congreso la ley del impuesto a la renta.

El título dado por el gobierno no es una propiedad efectiva y, en teoría, a lo menos, la tierra deberá volver al dominio público cuando el salitre se haya extraído. En el hecho, ninguna tierra ha vuelto al dominio público, y en vista de que no existe ningún requerimiento que obligue a trabajarlas, el proceso de reversión tendrá que ser lento. El incentivo que hace trabajarlas y no dejarlas simplemente pagadas, deriva del interés que representa el pago hecho al gobierno.

(Continuará).



PROCEDIMIENTO PARA LA ELABORACION DEL SALITRE

SISTEMA GUGGENHEIM BROS. (1)

PATENTES NORTEAMERICANAS (2)

Patente N.º 1 516 550

La patente se refiere a nuevas y útiles mejoras en la obtención del nitrato de sodio.

Esta invención se relaciona con las mejoras de la extracción y recuperación de salitre del caliche, y comprende las mejoras que no solamente se adaptan especialmente a instalaciones de pequeña y moderada capacidad sino que también a las instalaciones de grandes proporciones.

La invención también incluye un producto nuevo y mejorado de nitrato de sodio y que, naturalmente, tiene propiedades nuevas y mejoradas, por lo que lo hace especialmente adaptable a su uso en la industria química y otras.

En su forma completa y más elegida el procedimiento de la invención envuelve un ciclo en el que el salitre se extrae del caliche por lixiviación fría o tibia, y en el que se recuperan por refrigeración, los nitratos de la solución, en la forma de un nuevo producto, y también envuelve un procedimiento en el que la refrigeración de una solución fuerte que contenga salitre, se obtiene en parte por el inter-

(1) Tomado de "Caliche", Año VII, N.º 7.

(2) **Elias Anthon Cappelen Smith**: Patente N.º 1 516 550, Noviembre 25 de 1924; Depositada en Enero 19 de 1922. Serie N.º 530 437.

Charles Lalor Burdick: Patente N.º 1 517 046, Noviembre 25 de 1924; Depositada en Noviembre 7 de 1921. Serie N.º 513 335.

cambio de calor con el agua madre, la que por eso se calienta antes que se la ponga en nuevos usos de las operaciones de lixiviación.

El método de extracción de nitratos del caliche, el que actualmente se emplea casi universalmente, consiste en calentar el caliche con agua madre, obtenida de cristalizaciones anteriores, para llegar a la producción de soluciones concentradas o "caldos", a los que se les hace enfriar y se les deja que depositen el salitre en solución durante un período de cinco o seis días. Ese procedimiento va acompañado ocasionalmente de fuertes pérdidas que llegan a un 33% del salitre total contenido en el caliche que se trata, a lo que hay que agregar que se rechaza una parte considerable del caliche por su estado de división (trituration) muy fino.

Esta invención vence con grandes ventajas, o evita, las dificultades y objeciones que presenta un método tan primitivo de extracción. La extracción de salitre del caliche por la ebullición y por el friamiento que le sigue, se ha empleado por mucho tiempo, pero las fuertes pérdidas ocasionadas por el salitre que no se extrae y por las pérdidas en los "finos" se evitan casi completamente. Por la expresión de "finos" se debe no solamente entender al material fino que resulte en el curso del procedimiento por la desintegración del caliche que se trata (como por ejemplo, en la práctica actual el material fino que pasa y se junta bajo el falso fondo del estanque de ebullición), sino que también a toda la parte del caliche que se quiebra en la pampa y que no se utiliza por ser muy pequeño su fraccionamiento.

Al llevar a cabo un ciclo del procedimiento se expone, el caliche, que se ha triturado adaptándolo al método de lixiviación que se emplea, y conjunta-

mente con sus "finos", a la acción disolvente de un agua madre, de composición conveniente cuyo contenido de salitre sea intermediario entre el del agua madre y el de la solución conveniente para el tratamiento de recuperación.

Esta disolución o extracción se lleva a cabo de manera que el salitre disponible en el caliche se le disuelve substancial y completamente; las formas de los aparatos y la composición de la solución llenan el mismo objetivo y los aparatos deberán ser apropiados al método de lixiviación adoptado.

Esta extracción o lixiviación del caliche se efectúa a temperaturas ambientes o tibias. Para obtener mejores resultados, la solución de lixiviación deberá contener una cantidad suficiente de agentes protectores del carácter o tipo descrito en la solicitud anterior de Charles L. Burdick, Serie N.º 513 335, presentada el 7 de Noviembre de 1921.

Después que se ha sometido a la extracción para obtener salitre, un caliche bajo tratamiento debe ser sometido a una suficiente cantidad de aguas de lavado, graduadas según el salitre, para remover y aumentar las soluciones más fuertes que se producen en la operación de la lixiviación. Bajo este procedimiento de lixiviación y con una aplicación racional de aguas de lavado, elegidas convenientemente, se puede obtener fácilmente una extracción de un mínimo de 90% del salitre disponible y en esa extracción se puede llegar hasta el 95%.

Se debe dar por aceptado, contrariamente a la práctica usual, que todo el caliche quebrado en la pampa puede ser cargado en los aparatos de lixiviación, de esta manera se aumenta en gran proporción el monto del caliche que comunmente se trata, puesto que la invención permite hacer el trata-

miento de los "finos", los que hasta ahora se han despreciado completamente en la mayoría de los casos. Aun más, puesto que con este invento se obtiene una alta recuperación, será económicamente posible trabajar caliches de leyes muy inferiores a los que con la práctica actual es posible. Por ejemplo, en algunos casos, la "costra" misma (es decir la estrata o manto que cubre el caliche y que siempre se desecha) puede contener una buena ley de salitre y puede justificar su tratamiento al mismo tiempo que el caliche, lo que hará disminuir en gran parte el trabajo de extracción en la pampa.

A medida que se enriquecen las soluciones, y que se retiran de los aparatos de lixiviación, se envían a la planta de recuperación, donde pierden una parte de su contenido de salitre por cristalización, por lo que se obtienen nuevas cantidades de agua madre o soluciones para el tratamiento. Esta cristalización del salitre de las soluciones saturadas, o semi-saturadas, que se recibe de la planta de lixiviación, se obtiene enfriando a la solución por refrigeración, a temperaturas más bajas que las ambientes o tibias de la lixiviación. Si la solución no tiene su verdadera composición el salitre que resulte podrá estar mezclado con sulfato. Con el fin de evitar que el salitre se mezcle con el sulfato, la solución que se somete a refrigeración debe ser tal, que contenga o a la que se le haya agregado una cantidad suficiente de agentes protectores, del carácter descrito en la ya mencionada solicitud de Charles L. Burdick, Serie N.º 513 335. Cuando la solución es de composición conveniente, y se le somete a una rápida refrigeración, agitándosela al mismo tiempo, el salitre que se separa es de una forma nueva de salitre que más abajo se describe más completa-

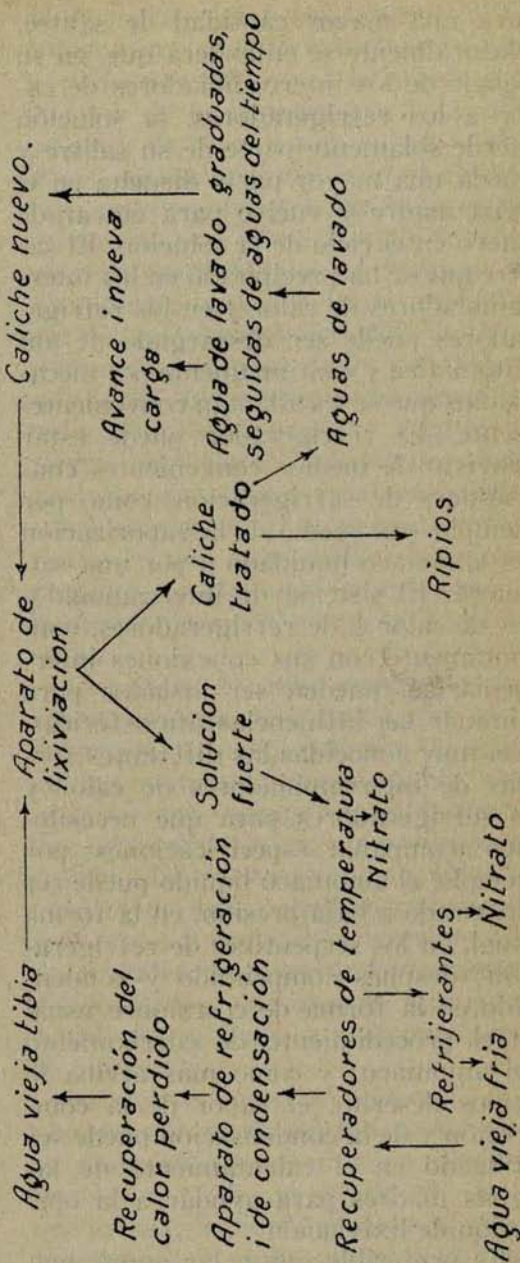
mente. Con el fin de que la planta de recuperación trabaje en sus mejores condiciones, ésta no solamente debe refrigerar a las soluciones ambientes o tibias, saturadas o semisaturadas; sino que también debe dar el aumento de refrigeración que sea necesario para equilibrar el calor de la cristalización de los cristales de nitrato de sodio.

El ciclo del procedimiento se lleva a cabo con la circulación de soluciones saturadas, o semi-saturadas, en la relación del intercambio de calor con el agua madre fría de la planta de cristalización. Al usar el intercambio de calor, al volver el agua madre de los estanques de cristalización a los estanques de lixiviación se calentará; y la refrigeración en el agua madre débil será transmitida a las soluciones cargadas que pasan de los estanques de lixiviación a los estanques de refrigeración, de modo que las soluciones cargadas o fuertes se han enfriado bastante y mucho antes de entrar a los refrigeradores. Por el empleo del intercambio de calor en el que las soluciones cargadas y las aguas madres débiles de ese modo pasen en corrientes encontradas, en relación entre una y otra, el agua madre débil podrá ser calentada hasta una temperatura aproximada a la de la solución cargada que viene de los estanques de lixiviación, e igualmente la solución cargada podrá ser enfriada a una temperatura cercana a la de los estanques de refrigeración.

De esta manera el agua madre saldrá de los "intercambiadores" de calor a una temperatura un poco más baja que la ambiente. Esa agua madre podrá ser empleada con ventaja como un medio de enfriamiento en el condensador para el refrigerante (es decir el amoníaco gaseoso), en cuyo medio de enfriamiento el calor de la con-

densación de los vapores del refrigerante a su vez calentará al agua madre de manera que tendrá una cantidad más de calor cuando ésta vuelva a los estanques de lixiviación; o donde se haga circular al agua madre por una serie de estanques puede ser calentada entre estanques sucesivos o antes de entrar en el último estanque de lixiviación; de esta manera se elevará la temperatura durante la operación de lixiviación o al final de ella, de suerte que se aumente la fuerza de la solución, ya bien cargada, al final de la operación. También se puede calentar al agua madre por el calor que se desperdicie en otras partes y acumularse los excesos de calor en ella. El exceso de calor será suficiente, o más de lo que se necesite, para abastecer el calor que indispensablemente se absorbe al disolverse el salitre del caliche. En los refrigeradores y los intercambiadores, la refrigeración que se aplique o que se recupere, debe compensar igualmente al calor absorbido, con el fin de que se produzca la cristalización del salitre.

Tal como se indica, en el diagrama de circulación, las soluciones fuertes recibidas de los aparatos de lixiviación entran en los intercambiadores de calor a una temperatura, por ejemplo 25° C. Los intercambiadores de calor pueden ser de cualquier tipo que se elija, pero son preferibles los que tengan una gran superficie de contacto y una superficie de contacto prolongada entre las soluciones que pasan por allí en contracorriente. En esos intercambiadores de calor las soluciones fuertes se enfrían por la contracorriente contra aguas madres más frías que vuelven de los estanques de refrigeración. La temperatura de las soluciones fuertes, por ejemplo, puede reducirse en el sistema de intercambiadores de 25°



C. hasta 6° C. de manera que una parte del salitre pueda ser precipitada y recuperada en los estanques de los intercambiadores de calor en forma pura y abundante.

En el refrigerador propiamente dicho se bajará más la temperatura, por ejemplo, a cerca de 0° C. y se precipi-

tará una mayor cantidad de salitre. Naturalmente se entenderá que, en su pasaje de los intercambiadores de calor a los refrigeradores, la solución pierde solamente parte de su salitre y queda una mayor parte disuelta en el agua madre y vuelve para entrar de nuevo en el ciclo de la solución. El salitre que se ha precipitado en los intercambiadores de calor y en los refrigeradores puede ser descargado de ahí automática y continuamente por mecanismos que se les adaptan convenientemente. El refrigerador puede estar provisto de medios convenientes cualesquiera de refrigeración, como por ejemplo, por medio de la vaporización del amoníaco liquidado o por una salmuera. El sistema de intercambiadores de calor y de refrigeradores, conjuntamente con sus conexiones intermedias, pueden ser aislados para eliminar las influencias atmosféricas. Son muy conocidas las diferentes formas de intercambiadores de calor y de refrigeradores para que necesitemos acompañar especificaciones; por ejemplo, el amoníaco líquido puede ser evaporado a baja presión, en la forma usual, en los serpentines de refrigeración; después comprimido y condensado en la forma de costumbre usual en el procedimiento de enfriamiento del amoníaco; y como más arriba lo hemos descrito, el vapor de la compresión y de la condensación puede ser utilizado en el calentamiento de las aguas madres para ayudar a la operación de lixiviación.

Es preferible que a las aguas madres se les haga volver de los refrigeradores por contracorrientes a través de los intercambiadores de calor donde se calienta, digamos unos 20° , más o menos. La refrigeración quedaba en las aguas madres, de esa manera, se transmite a las nuevas soluciones cargadas. De los intercambiado-

res de calor, o en algunos casos de los mismos refrigeradores, pasa el agua madre a través del condensador de amoníaco (el que por ejemplo, puede ser del tipo de tubos) o a través de otras formas de aparatos de recuperación del calor que se pierde, donde sirve como un medio de enfriamiento. Cuando pasa por el condensador de amoníaco sirve para condensar y liquidar amoníaco, mientras que al mismo tiempo aumenta la temperatura intermedia entre su temperatura de entrada y la temperatura del refrigerante de condensación, de modo que vuelve al estanque de lixiviación a una temperatura correspondientemente aumentada.

En la extracción de caliche con agua no solamente se disuelve el salitre sino que pasan también a la solución todos los otros elementos solubles. No es un inconveniente que esas sales entren en las soluciones siempre que ellas no perjudiquen al producto obtenido por el procedimiento de refrigeración. La principal impureza que se encuentra en las soluciones es el cloruro de sodio, al mismo tiempo se encuentran menores cantidades de sulfatos, sales de potasio, boratos, iodatos y magnesio. Por ejemplo, la concentración de la mayor parte de las sales extrañas disueltas en el agua madre proveniente de la refrigeración, se encontró en una ocasión que ascendían a un total de 200 gr. litro de cloruro, expresado en cloruro de sodio; y un total de 60 gr. litro de sulfato, expresado en sulfato de sodio.

El cloruro de sodio (que se presenta en el caliche en grandes proporciones) no interviene en la operación del ciclo de refrigeración, tanto más que su solubilidad (en presencia del nitrato de sodio) aumenta cuando la temperatura disminuye, de modo que no se

ve la tendencia de una precipitación al mismo tiempo que la del salitre.

El sulfato de sodio (que también se presenta en grandes proporciones en el caliche) sin embargo, presenta relaciones de solubilidad que se parecen en algo a las del salitre, especialmente en que bajo un cierto punto (que en las soluciones normales está alrededor de 8° C.) su solubilidad disminuye a medida que la temperatura disminuye. Las concentraciones de sulfato de sodio que se encuentran en las soluciones, sin embargo, son tales que, hasta una temperatura que no baje de 4° centígrados no hay temor ninguno que se produzca precipitación, especialmente si se encuentran presentes agentes protectores en cantidad conveniente. En consecuencia, los cristales de nitrato de sodio contenidos en los intercambiadores de calor están prácticamente libres del sulfato que se pudiere precipitar.

En los refrigeradores habrá también precipitación de cristales de nitrato de sodio y al mismo tiempo puede haber una precipitación, a temperaturas más bajas, de una parte de sulfato de sodio que podrá ser retirada después, por procedimientos conocidos en la industria. Sin embargo, en la mejor práctica de la invención, en la lixiviación, con la producción de solución de concentraciones de salitre suficientemente elevadas, y con agentes estabilizadores, tales como sales de magnesio y de potasio, boratos y iodatos, presentes en cantidad suficiente para deprimir la cantidad de sulfato de sodio en solución (la cantidad de sulfato de sodio en contraposición con el sulfato total en solución), la concentración de sulfato en las soluciones puede mantenerse bajo un valor tal que la refrigeración a 0° C. o bajo él pueda realizarse con la producción del nuevo producto, salitre comercialmente puro y

de forma aceptada en el mercado. En consecuencia, según este nuevo aspecto de la invención, por la debida graduación de la temperatura y la composición de la solución, el nuevo producto substancialmente libre de sulfato puede obtenerse también en los refrigeradores. Este aspecto de la invención es de particular ventaja, especialmente porque evita la necesidad, que de otra manera existiría, de la purificación posterior de los cristales de salitre del sulfato que se haya precipitado al mismo tiempo, y asegura en forma simple y económica la obtención de un nuevo producto, salitre substancialmente libre de materias extrañas, y que tiene nuevas y valiosas propiedades, de los refrigeradores, en la marcha regular y ordenada del sistema.

El nitrato de sodio producido en la forma descrita más arriba, por la refrigeración de una solución de salitre de una composición conveniente, es de una nueva y valiosa forma de nitrato de sodio y es un nuevo producto del caliche. El nuevo producto tiene un aspecto de fases romboedras regulares, firme y duro, especialmente libre de cristales de fases imperfectamente desarrolladas; de mejor apariencia, siendo de un firme y uniforme aspecto blanco.

El salitre, nuevo producto, que se obtiene por refrigeración de la manera ya descrita, es de un aspecto parejo, uniforme, y de un grado de pureza que lo hace particularmente conveniente para el uso en la industria química. De tamaño las partículas son sensiblemente todas mayores que 100 mallas, con un promedio del tamaño de los cristales de 50 mallas aproximadamente, generalmente todas las partículas varían de 35 mallas (0.4 m|m.) a 65 mallas (0.2 m|m.), de manera que, aproximadamente, todo el producto

pasará por una criba de 35 mallas y quedará en una de 100 mallas. El producto a este respecto se distingue del salitre que ordinariamente se produce por el procedimiento de ebullición, actualmente en uso, en el beneficio del caliche; producto más grosero, las partículas varían de 2 a 6 milímetros de dimensión, y cuando se le muele da por resultado una cantidad grande de material muy fino, y lo mismo resultan partículas que son de tamaños y formas irregulares.

El nuevo producto siendo de pequeños y uniformes cristales puede ser disuelto fácilmente y ser utilizado completamente; y dará lugar al progreso de las reacciones químicas, por su regularidad y firmeza, en que sea empleado; de esa manera se diferenciará más del producto, ya sea molido o nó, que resulta por el procedimiento actual de extracción de salitre del caliche por ebullición.

El nuevo producto es también superior en su aspecto y no se dispone para la fijación en la misma forma que el salitre que se produce por el actual método de ebullición. Estas propiedades hacen que el nuevo producto sea especialmente adaptable en las mezclas y composiciones químicas en las que el salitre se emplea como tal. Tales mezclas dejan de ser poco uniformes cuando se les separa del salitre y también son menos aptas a deteriorarse por la absorción del agua.

Una característica importante y una ventaja del nuevo producto es que sus propiedades hidrosópicas se han mejorado. El nuevo producto muestra mucho menores tendencias a la atracción de la humedad atmosférica que el salitre ordinario. Las investigaciones que se han hecho, bajo las mismas condiciones, con el producto nuevo y el producto comercial ordinario (que proviene de la extracción de sali-

tre del caliche por el procedimiento de ebullición) han demostrado las acentuadas diferencias y ventajas a favor del nuevo producto que a continuación se enumeran: partes iguales de ambos productos se expusieron a la atmósfera, a la temperatura ordinaria, y a diversos estados de humedad. En un día de exposición a una atmósfera de 60% de humedad el producto antiguo absorbió un 110% más de humedad que el nuevo producto bajo las mismas condiciones. En diez y seis días de exposición el producto antiguo absorbió un total de humedad de 49% más que el producto nuevo bajo las mismas condiciones. En la exposición a una atmósfera de 90% durante un día el producto antiguo absorbió un 82% más que el producto nuevo, y en una exposición de diez y seis absorbió un total de 19% más. Al ensacar los dos productos y exponerlos a una atmósfera de 90% de humedad, a los cinco días de exposición el producto antiguo absorbió 36% más de humedad y después de trece días de exposición absorbió 57% más de humedad que el producto nuevo.

Debido a su relativa cualidad de no ser hidrosópico el nuevo producto, que se obtiene con la nueva invención, puede almacenarse y mantenerse en las condiciones generales de una buena bodega sin que sea necesario romper y moler el producto, como actualmente se hace necesario con el salitre ordinario que se produce.

Además el nuevo producto tiene la capacidad de absorber una mayor cantidad de humedad que el antiguo sin que sufran sus propiedades físicas en forma que no sea aceptable. Por consiguiente el nuevo producto es especialmente valioso para emplearlo como componente de las mezclas de fertilizantes, en las que se forma un mejor ingrediente por sus propiedades hi-

droscópicas mejoradas y por las otras razones ya expuestas.

El nuevo producto está casi completamente libre de la presencia de potasio, el contenido de potasio varía entre 0.5% y 0.7% mientras que en el antiguo varía de 2 a 25% y a veces más. La ausencia de potasio es una ventaja de importancia en muchos ramos de la industria química donde se emplea el salitre, como por ejemplo, en la fabricación del ácido nítrico y en la fabricación de ciertos explosivos que contienen nitrato de sodio.

Otra propiedad característica y ventajosa del nuevo producto es la ausencia de percloratos, que se les encuentra casi en cantidades nominales, promediando en menos de 0.1% de perclorato en forma de perclorato de sodio. Esta casi ausencia de percloratos es una ventaja importante del nuevo producto en su aplicación a ciertas industrias; especialmente en la nitrificación y en la fabricación de algunos explosivos. En el salitre ordinario de comercio se encuentra un contenido de percloratos que puede llegar hasta 2%, lo que depende del método de elaboración que se ha adoptado.

Por lo anteriormente expuesto se puede ver que el nuevo producto obtenido como ya se ha descrito, posee varias propiedades y rasgos que lo distinguen y que hacen que su empleo sea ventajoso en la industria. Es un producto uniforme, cuyas partículas son de tamaño parejo, que varía entre 35 y 100 mallas. Blanco, de aspecto fino, con cristales regularmente uniformes, de apariencia brillante en la presencia de un rayo solar o de luz artificial. Se puede distinguir al nuevo producto del salitre obtenido por el método antiguo, porque los cristales son de tamaño menor y uniforme; y del salitre molido se distingue porque éste tiene

sus partículas irregulares y disparrajas. El nuevo producto tiene también propiedades hidrosópicas que se han mejorado, absorbiendo de 20 a 25% menos que el salitre ordinario bajo las mismas condiciones de humedad; haciendo por consiguiente, más valioso al nuevo producto cuando son de importancia sus propiedades hidrosópicas. El nuevo producto también se caracteriza por su promedio de potasio contenido que es de 0.5% a 0.7%, contenido que en general no excede de 1%; además está prácticamente libre de la presencia de percloratos, y su contenido nunca excede de 0.1%.

Por lo que puede verse que la invención consiste en un nuevo procedimiento cíclico, de lixiviación de salitre del caliche, y que también da un nuevo producto. El procedimiento cíclico comprende la lixiviación del caliche a temperaturas ambientes o tibias y la cristalización por refrigeración del nuevo producto, de la solución que resulta, o por enfriamiento rápido; removiendo a la solución y manteniéndola en una composición conveniente para prevenir que el nuevo producto se mezcle con sulfatos u otras impurezas. La lixiviación como anteriormente se dijo, puede llevarse a cabo sin la introducción de nuevo calor, es decir, a temperaturas iguales o alrededor de la temperatura ambiente en general; o, también, se puede calentar el caldo de lixiviación antes o durante la operación de lixiviación, especialmente cuando se disponga de la producción de calor que no se aproveche. Sin embargo, en cualquier caso, si hubiere mayor producción de calor que la necesaria, éste no debe exceder en las soluciones o caldos de lixiviación sobre la cantidad requerida para mantenerlas a temperaturas de trabajo hasta 60° o muy poco más, que com-

prenda a las que aquí se refieren como temperaturas tibias.

SE REIVINDICA:

I. Un método cíclico de extraer nitrato de sodio del caliche lixiviando el caliche a temperaturas que no excedan de 60° centígrados y sometiendo las soluciones concentradas que resulten a una refrigeración para que se precipite el nitrato de sodio de ellas y se devuelve el agua madre fría para continuar las lixivaciones; lo que subentiende la provisión y mantención en la solución, durante la refrigeración, de una cantidad suficiente de agentes estabilizadores para evitar cualquier precipitación de sulfato que sea importante cuando se enfríe la solución a una temperatura relativamente baja; y efectuando un intercambio de calor entre las soluciones fuertes o cargadas ya listas para la refrigeración y el agua madre que vuelve de la refrigeración a los estanques de lixiviación.

II. Un método cíclico de extraer nitrato de sodio del caliche lixiviando el caliche a temperaturas que no excedan de 60° centígrados y sometiendo las soluciones cargadas que resulten a una refrigeración para que se precipite el nitrato de sodio de ellas y se devuelve el agua madre fría para continuar las lixivaciones; lo que subentiende la provisión y mantención en la solución, durante la refrigeración, de una cantidad suficiente de agentes estabilizadores para evitar cualquier precipitación de sulfato que sea de importancia cuando se enfríe la solución a una temperatura relativamente baja; efectuando un intercambio de calor entre las soluciones cargadas en camino para la refrigeración y el agua madre que viene de la refrigeración y que se dirige a la lixiviación, y utilizando todavía al agua madre fría que va de los refrigeradores a los lixivadores,

para la condensación del refrigerante empleado en los estanques de refrigeración.

III. Un método cíclico de extraer nitrato de sodio del caliche lixiviando el caliche a temperaturas que no excedan de 60° centígrados y sometiendo las soluciones cargadas que resulten, a una refrigeración para que se precipite el nitrato de sodio de ellas y se devuelve el agua madre fría para continuar las lixivaciones; lo que subentiende el llevar a cabo la refrigeración gradualmente, y en una de las operaciones sucesivas hay un intercambio de calor entre las soluciones cargadas y el agua madre durante el que hay una precipitación de nitrato de sodio de las soluciones cargadas; en otra de las operaciones sucesivas hay refrigeración de las soluciones, a una temperatura más baja, precipitándose nitrato de sodio como resultado y con la producción de la mencionada agua madre.

IV. Un método cíclico de extraer nitrato de sodio del caliche, lixiviando al caliche a temperaturas que no excedan de 60° centígrados y sometiendo las soluciones cargadas que resulten a refrigeración para que se produzca la precipitación del nitrato de sodio, y al agua madre fría se la devuelve para continuar la lixiviación; lo que subentiende la provisión y la mantención en la solución, durante la refrigeración, de una cantidad suficiente de agentes estabilizadores para evitar cualquier precipitación de sulfato que sea importante cuando se enfríen las soluciones a una temperatura relativamente baja; y llevando a cabo la refrigeración gradualmente, y en una de las operaciones sucesivas hay un intercambio de calor entre las soluciones cargadas y el agua madre durante el que hay una precipitación de nitrato de sodio de las solu-

ciones cargadas; en otra de las operaciones sucesivas hay refrigeración de las soluciones, a una temperatura más baja, precipitándose nitrato de sodio como resultado y con la producción de la mencionada agua madre.

V. Un nuevo producto de nitrato de sodio en la forma de fuertes y duros cristales regulares, generalmente de tamaño uniforme, entre 35 y 100 mallas, dicho producto tiene como pro-

medio un contenido de potasio alrededor de 0.5% a 0.7% y contenido que nunca pasa de 1%; el contenido de perclorato no excede de 0.1%; y siendo más caracterizado dicho producto porque sus propiedades hidrosópicas son muy superiores, relativamente se caracteriza como un cuerpo no hidrosópico.

(Concluirá)



SECCIÓN CARBONERA

EL INFORME DE LA COMISIÓN DEL CARBÓN

Habiéndose publicado el Informe que la Comisión del Carbón ha elevado al Supremo Gobierno para su consideración, creemos de interés para los lectores del BOLETÍN MINERO, la inserción de aquellos capítulos del informe de mayor importancia para los industriales mineros.

La Comisión del Carbón demoró cerca de tres años en llevar a cabo los estudios pertinentes, pero si tenemos en cuenta la gran complejidad y variedad de los problemas por estudiar y la necesidad de que cada uno de éstos fuera investigado por especialistas en la materia, el tiempo empleado por la Comisión en sus estudios, no ha sido excesivo. Además, en este caso fué indispensable estudiar cada fase de este complicado problema con absoluta independencia de criterio, sin partir de datos o cálculos suministrados por las partes interesadas, que por esta razón podían pecar de parcialidad. Esto hizo

necesario, por consiguiente, la recopilación de todos los datos desde su fuente original.

Un informe de esta naturaleza, para que tenga la autoridad necesaria, tiene que ser tal, que nadie pueda en ningún momento tacharlo de parcial. Creemos que el Informe de la Comisión del Carbón reúne estas condiciones, y por eso estimamos que el Gobierno ha de hacerlo suyo en todas sus partes.

En los próximos números del BOLETÍN MINERO, continuaremos publicando aquellos capítulos de mayor interés.

INTRODUCCION

I

En el año 1922, como consecuencia de huelgas obreras y de otras causas de orden complejo, empezó a producirse una aguda crisis en la industria del

carbón, llegándose a paralizar varios centros de explotación.

Sus efectos culminaron en el año siguiente y el Supremo Gobierno, ante la gravedad e importancia del problema, dictó el 19 de Abril de 1923, por intermedio del Ministerio de Industria y Obras Públicas, el Decreto N.º 334, designando una Comisión compuesta por los señores: Miguel Letelier, Javier Gandarillas, Rodolfo Jaramillo, Pedro Blanquier, Hugo Gardner, Ceferino Carreño y Osvaldo Martínez para que, "estudie y presente a la consideración del Gobierno las bases sobre las cuales podrían adoptarse medidas para propender al mayor consumo de carbón nacional y a la disminución de los fletes terrestres y marítimos de este combustible".

Posteriormente y con motivo de ausentarse del país fué reemplazado el señor Rodolfo Jaramillo por el señor Alfonso López y más tarde incorporado por disposición gubernativa el señor Eduardo Germain. Este último caballero renunció, finalmente, porque su permanencia en Valparaíso le impedía concurrir a las sesiones con la frecuencia que hubiera deseado.

II

El 30 de Abril procedió la Comisión a constituirse y por unanimidad designó su Presidente al señor Miguel Letelier.

Tomando en cuenta la complejidad del problema por estudiar, la Comisión resolvió dividir el trabajo en cuatro partes, cada una a cargo de una Subcomisión especial.

Fué así como el estudio quedó dividido en la siguiente forma:

1.º Subcomisión. — Estudiará todo lo relativo a las minas mismas, su producción, calidad y cantidad de carbón

por explotar, sistemas actuales de explotación, costos, etc.;

2.º Subcomisión.—Todo lo relativo a los mercados, capacidad de consumo, posibilidades de nuevos mercados, etc.;

3.º Subcomisión.—Transportes marítimos y terrestres; y

4.º Subcomisión.—Sistemas de uso y nuevas utilizaciones, aprovechamiento de los subproductos.

En esa misma sesión la Comisión designó a los señores Blanquier y Carreño para que se trasladaran inmediatamente a las minas con el objeto de informar y resolver el conflicto existente en esos momentos entre las Compañías y los operarios y que tenía por origen el uso de los explosivos.

Dicha Comisión cumplió satisfactoriamente su cometido y su informe fecha 11 de Mayo, transcrito al Supremo Gobierno, puso fin al conflicto existente.

En su segunda sesión del 1.º de Mayo, la Comisión resolvió como cuestión previa, solicitar la ayuda del Supremo Gobierno y de las Empresas Carboneras a fin de reunir fondos para el mejor cumplimiento del programa trazado.

Se tuvo presente para ello que la mayoría de los factores determinantes del problema en estudio, como el uso del carbón en las salitreras e industrias mineras, habilitación de obras de embarque y desembarque, etc., requería para su estudio el envío de técnicos especialistas en cada ramo, a más de otra clase de estudios que habría que hacer también con respecto al mejor aprovechamiento industrial del carbón.

Hechas las gestiones del caso, el Supremo Gobierno acordó hasta la suma de \$ 30,000, siempre que las empresas carboneras contribuyeran con igual proporción.

Solicitado el concurso de las Compañías, éstas resolvieron contribuir a

prorrata de su producción y de esta manera pusieron a disposición de la Comisión la suma de \$ 27,000.

En vista de esto resolvió el Gobierno entregar otra suma igual y la Comisión, en consecuencia, ha podido disponer de \$ 54,000, para llevar a cabo su cometido.

III

Desde el primer momento la Comisión se formó el propósito de basar su estudio sobre informaciones propias, recogidas en las mismas fuentes de origen de cada uno de los factores que más influencia tienen en la industria, y al efecto, después de repartir el trabajo en la forma ya indicada empezó por celebrar conferencias con cada uno de los Gerentes de las Compañías Carboneras, lo que permitió a todos los miembros de la Comisión formarse juicio exacto de cada una de las materias cuyo estudio se les había encomendado en las subcomisiones.

A mayor abundamiento y a fin de esclarecer algunos puntos, la Comisión inició una encuesta entre todas las Compañías, repartiendo a cada una un Cuestionario especial.

Posteriormente la Comisión celebró también conferencias con los Delegados que la Asociación Salitrera de Propaganda designó como representantes.

Estas conferencias permitieron conocer en detalle todas las razones que impedían al carbón nacional encontrar un mercado favorable en la región salitrera.

IV

El estudio del factor transporte del carbón a la región salitrera fué motivo de especial preocupación desde el pri-

mer momento en que la Comisión se constituyó.

Al efecto, en Enero de 1924, se comisionó al ingeniero señor K. Uthemann para que recorriera los puertos desde Corral hasta Iquique e informara sobre las condiciones de cada uno y propusiera las obras de mejoramiento necesarias.

Su informe va en el Apéndice y comprende los estudios para mejor movilización del carbón en Lebu, Lota, Coronel, Antofagasta, Tocopilla e Iquique.

En el programa que se fijó al señor Uthemann, la Comisión insistió, especialmente, que estudiara tanto las condiciones actuales en que se efectúa el transporte como las medidas que podrían aconsejarse para subsanar sus defectos y establecer un servicio adecuado a la magnitud del tonelaje que se podría consumir.

Por otra parte, teniendo presente los nuevos medios que están en práctica para obtener del carbón el mayor beneficio posible, la Comisión estimó también indispensable afrontar el estudio de su aprovechamiento industrial.

Para ello comisionó al profesor de Química de la Universidad de Chile, Dr. Pablo Krassa, para que estudiara los carbones chilenos desde el punto de vista de su destilación a baja temperatura, suministrándole los fondos necesarios.

Este distinguido profesional ha presentado dos informes sucesivos, el primero con carácter preliminar, como resultado de los primeros estudios de orden experimental con muestras chicas, y el segundo con los resultados que obtuvo en escala más industrial en aparatos que el mismo señor Krassa hizo construir en el país.

Ambos informes se acompañan en el Apéndice y han sido una valiosa

contribución para la Comisión, aparte del gran interés que tendrán para las empresas mismas.

La Comisión ha tenido también la valiosa ayuda del ingeniero señor Edmundo Delcourt, contratado por el Gobierno a propuesta de la Dirección de Minas y Geología.

El señor Delcourt es ingeniero de minas y figuraba, antes de su venida al país, como ingeniero de primera clase del Cuerpo de Ingenieros de Minas de Bélgica.

Inmediatamente de su llegada al país el señor Delcourt fué encargado por la Comisión de trasladarse a la región carbonera donde tuvo oportunidad de estudiar detenidamente cada una de las minas y como resultado de su examen elevó a la Comisión un informe bajo el título de "Estudio sobre la cuestión carbonera en Chile" (1), que fué impreso con los recursos que ella proporcionó, estimando conveniente no retardar el conocimiento de esta interesante Memoria para el Gobierno y el público, hasta el momento ya próximo de la impresión del informe y de los documentos reunidos por la Comisión.

Posteriormente el señor Delcourt visitó la zona salitrera con el objeto de imponerse de la forma en que allí se consumen los combustibles y de la posibilidad de abastecer esa zona con carbón nacional.

Como resultado de sus estudios el señor Delcourt elevó al Supremo Gobierno un informe bajo el título de "El consumo y economía de combustibles en el norte de Chile. Posible abastecimiento con carbón nacional".

Este último informe ha sido, también, de gran utilidad para la Comisión.

Igualmente ha tenido la Comisión a la vista todos los datos estadísticos recopilados por la antigua Dirección de Minas y Geología, hoy Cuerpo de Ingenieros de Minas, referente al desarrollo del trabajo en las minas desde el año 1912 y un estudio sobre el desarrollo financiero de las Compañías Carboneras nacionales desde 1911 hasta la fecha, que constituyen un material de información que en todo tiempo será de gran utilidad.

V

Es muy grato para la Comisión dejar constancia que uno de los anhelos principales que se propuso desde el primer momento, que fué el de obtener que los productores de carbón se organizaran en una agrupación que les permita estudiar todos sus problemas en conjunto, se ha visto realizado con la organización de la Asociación Carbonera de Chile radicada en Valparaíso, para estudiar los problemas concernientes a la industria y a su desarrollo en lo por venir, habiéndose reunido así un grupo de los más fuertes productores que han resuelto destinar anualmente a estos fines un fondo de más o menos \$ 300,000.

Esta Asociación acaba de contratar dos técnicos: un ingeniero de minas belga y un químico alemán, para que se hagan cargo de los estudios.

VI

Reunidos todos los elementos de estudio y terminados los trabajos encomendados a cada una de las subcomisiones, el informe definitivo de la Comisión tiene como índice de las materias estudiadas, el siguiente:

1.º Reservas de carbón y sus propiedades;

(1) Este informe puede obtenerse en el Cuerpo de Ingenieros de Minas.

2.º Explotación de las yacimientos:
a) Métodos, y b) Fuerza Motriz;

3.º Estadística de la producción, importación y consumo de carbón y petróleo;

4.º Situación actual del mercado del carbón nacional, del importado y del petróleo en el país;

5.º Futuros mercados para el carbón nacional y su conquista;

6.º Energía hidro-eléctrica y su posible extensión;

7.º Importación de combustibles extranjeros. Necesidad de contrarrestarla por el desarrollo de la industria carbonera nacional;

8.º Estadística del trabajo en las minas;

9.º Desarrollo financiero de las Empresas carboneras; y

10.º Conclusiones.

Apéndice.

La Comisión estimó que muchas de las estadísticas publicadas hasta la fecha no eran todo lo completas que era de desear, particularmente las relativas a la distribución del consumo por ramas industriales y como fué su propósito desde el principio imprimir su informe final, aprovechó esta circunstancia para darle mayor desarrollo a la presentación de estos datos que son tan útiles para el Gobierno y para el público.

Al mismo tiempo estimó necesario traducir estos cuadros en forma de gráficos, para su mejor y rápida inteligencia, lo que hizo por intermedio del Cuerpo de Ingenieros de Minas.

VII

El desarrollo y la competencia de la energía hidro-eléctrica ha sido un pun-

to que la Comisión, desgraciadamente, no ha podido tratar con la extensión que hubiera deseado por la falta absoluta de informaciones en los servicios públicos respectivos.

VIII

El tiempo que ha demorado la Comisión en terminar su cometido ha puesto de manifiesto dos puntos importantes:

1.º La periodicidad de las crisis de venta de carbón, hecho que se produjo en 1922 y en el curso del presente año, y que viene a confirmar la necesidad imprescindible de buscar nuevos centros de consumo para el carbón nacional; y

2.º La gran inestabilidad de los precios del petróleo que han tenido un margen de variación entre 50 y 85 sh. la tonelada puesta a bordo en puertos del norte.

Este hecho ha pesado mucho en el ánimo de los miembros de la Comisión para determinarla a redactar el Proyecto de Impuesto Progresivo que tiene el honor de someter en sus conclusiones al Supremo Gobierno.

IX

Finalmente, la Comisión desea dejar constancia que la demora en presentar su informe se ha debido, en primer término, a la complejidad del problema por estudiar y al deseo de analizar cada uno de los factores sobre bases absolutamente concretas y fidedignas a fin de que sus conclusiones sean el fruto de un estudio perfectamente meditado y calculado.



Producción mensual de cobre crudo: Lbs. en 1925

	Mayo	Junio	Julio	Agosto	Septiembre	Octubre
Alaska	2,877	2,848	3,643	67	5,496	3,140
Calumet & Arizona	2,205	1,924	1,876	1,970
Miami	2,209	2,190	1,861	2,350	2,088	2,052
New Cornelia	3,346	3,115	2,834	2,460
Old Dominion	1,418	1,381	1,120	1,030	1,371	1,097
Phelps Dodge.....	7,054	7,214	6,878	6,600	6,748	6,636
United Verde Extension	1,812	1,565	1,931	1,928	1,865	1,797
Tennessee Copper.....	549	610
Importaciones: menas y concentra- dos, ejes.....	12,638	6,898	5,261	6,485	4,340	5,970
Importación de cobre sin refinar.....	17,706	26,349	16,796	23,309	16,815	14,990
Importación de cobre viejo y refinado	4,386	7,298	2,461	4,348	5,440	4,678
EXTRANJERA:						
Boleo, México	847	791	832	858	854
Falcon Mines, Rhodesia	211
Furukawa, Japón.....	1,315	1,390	1,615	1,409	1,575
Granby Cons., Canadá	1,765	1,653	1,620	1,669	1,495	1,738
Katanga, Africa	8,998	9,415	9,045	10,165	8,284	8,703
Mount Morgan, Aust.....	499	403	415
Mount Lyell, Aust	2,021(a)
Phelps Dodge, Mexican.....	1,573	1,764	1,982	2,118	1,963	1,822
Sumitomo, Japón	569	1,412	1,570	1,691	1,011

(a) Tres meses.

Producción comparada de las minas de los Estados Unidos:

	1923		1924		1925	
	Producción mensual	Diaria	Producción mensual	Diaria	Producción mensual	Diaria
Enero.....	56,134	1,811	66,631	2,149	74,789	2,412
Febrero.....	51,368	1,834	65,681	2,265	68,967	2,463
Marzo	60,781	1,961	65,181	2,103	74,901	2,416
Abril	59,078	1,969	66,073	2,202	70,667	2,356
Mayo	62,718	2,023	65,608	2,116	70,574	2,276
Junio.....	62,740	2,091	63,933	2,131	69,894	2,330
Julio.....	63,071	2,034	64,787	2,090	68,507	2,210
Agosto	65,865	2,125	66,756	2,153	68,090	2,196
Septiembre	62,255	2,075	63,800	2,127	67,720	2,272
Octubre	66,035	2,130	68,989	2,225	70,624	2,278
Noviembre	63,885	2,129	68,291	2,276
Diciembre	64,832	2,091	67,647	2,182
Total.....	738,762	793,377	704,733
Término medio mensual ..	61,564	66,115	70,473
Término medio diario	2,024	2,168	2,318

INFORMACIONES DE LAS COMPAÑÍAS MINERAS

Las informaciones de las Compañías Mineras que se publican a continuación han sido facilitadas por las Gerencias respectivas.

COMPAÑIA MINERA PORVENIR DE HUANUNI

Producción del mes de Enero de 1926

Barrilla de estaño.	2,275 quintales españoles, ley 60%.
Plata fina.	59,156 onzas.
Cobre fino.	5,100 kilos.
Plata y zinc (Huanuni). . . .	220 toneladas.

Producción de Febrero de 1926. (Veinte días hábiles).

Barrilla de estaño.	1,952 quintales españoles.
Plata fina.	32,150 onzas.
Cobre fino.	3,200 kilos.
Plata y zinc (Huanuni). . . .	184 toneladas de mineral.

COMPAÑIA MINERA DE OROURO

Todavía no se ha recibido de las minas el dato oficial de las producciones de los meses de Enero y Febrero últimos. Las producciones aproximadas son las siguientes: Enero Barrilla de estaño 115 tons. de más o menos 60%.

Sulfuros de plata, 970 kgs., finos de plata, Febrero. Barrilla de estaño, 85 tons., de más o menos 60%.

Sulfuros de plata 604 kgs., finos de plata.

La producción de Febrero es siempre mala en Bolivia con motivo de las fiestas de Carnaval en que se pierde una semana de trabajo en un mes corto.

La Memoria y el Balance de esta Compañía para el año de 1925 se publicará en Abril próximo como todos los años.

La producción completa de las minas y el Ingenio en el año de 1925 fué como sigue:

PRODUCCION DE LAS MINAS

Cuadro completo correspondiente al que aparece en el Boletín de Enero de 1926 en página 145.

1925	PIRITAS			PACOS	
	Tons.	Estaño %	Plata D. M.	Tons.	Estaño %
Enero.	1.689	3.4	8.2	976	5.3
Febrero.	1.095	3.5	7.7	624	5.0
Marzo.	1.256	3.6	8.5	804	5.5
Abril.	1.377	4.2	7.8	820	6.1
Mayo.	1.340	3.9	8.2	844	4.6
Junio.	1.167	4.7	9.1	460	7.1
Julio.	1.582	4.0	9.3	543	5.5
Agosto.	1.036	2.9	9.5	769	5.8
Septiembre.	1.487	4.4	9.0	903	5.8
Octubre.	1.526	4.7	9.3	783	5.0
Noviembre.	1.536	3.9	7.8	598	4.2
Diciembre.	1.942	3.9	8.7	585	5.1
TOTALES.	17.031	3.9	8.6	8.709	5.3

PRODUCCION DEL INGENIO

Cuadro completo correspondiente al que aparece en el Boletín de Enero de 1926, en página 145.

1925	BARRILLA DE ESTAÑO		SÚLFUROS DE PLATA		CEMENTOS DE CR COBRE Y PLATA		
	Tons.	Estaño %	Kgs.	Plata %	Kgs.	Cobre %	Plata D. M.
Enero. . .	112.2	60.2	2.380	42.5	3.220	40.3	58
Febrero. .	71.8	59.8	1.582	44.4	3.430	42.0	59
Marzo. . .	110.0	59.5	2.007	43.8	2.440	38.5	61
Abril. . . .	112.7	60.3	2.276	47.9	4.164	44.0	73
Mayo. . . .	110.1	60.5	2.335	48.6	2.811	47.1	75
Junio. . . .	115.1	60.1	2.299	44.9	2.670	42.0	70
Julio. . . .	99.5	58.7	2.317	46.7	2.710	42.0	97
Agosto. . .	65.0	57.7	1.411	42.7	2.150	42.0	99
Septiem. .	107.4	59.0	2.472	43.0	3.659	50.9	83
Octubre. .	120.0	59.5	2.125	52.0	3.810	59.0	93
Noviem. . .	109.4	59.9	2.175	44.6	3.410	52.8	85
Diciem. . .	105.6	59.4	2.000	38.1	2.806	47.5	103
TOTAL. . .	1228.8	59.7	25.379	44.5	37.280	46.4	79

COMPAÑIA MINERA DEL PACIFICO

En las minas del grupo «Oro y Cobre de Atacama» que esta Compañía posee en Vallenar, el pique principal ha cortado una cuarta zona mineralizada, en sulfuros, con apreciable ley de oro, a 50 metros de la superficie.

Las otras tres zonas superiores reconocidas anteriormente están mineralizadas con óxidos y sulfatos.

La producción de Enero fué de 140 toneladas.

La producción de Febrero fué de 90 toneladas

SOCIEDAD NACIONAL FUNDICION DE PLOMO

Producción de Concentrados de 52% de ley de plomo, a partir del 1.º de Julio de 1925.

Hasta el 31 de Diciembre de 1925. . . . 835.98 tons.
Hasta el 31 de Enero de 1926. . . . 1061.77 »

Camino: La construcción del camino hasta las minas se prosigue activamente. El 28 de Febrero quedó habilitado para el tráfico de camiones pesados hasta el Km. 46.

De los 14 kms., restantes hay 4 en construcción y en los otros diez se efectúa el estacado definitivo.

Nuevas Instalaciones. Se ha terminado la instalación de un nuevo molino de cilindros en la planta de concentración provisoria, lo que permitirá elevar la producción a 12 toneladas diarias de concentrados de 55% de Pb.

COMPAÑIA MINERA SAN VICENTE DE BOLIVIA

La producción de esta Compañía en los últimos meses ha sido la siguiente:

	Plata.	Cobre
Diciembre de 1925	35.860 onz. troy.	3.481,58 kls.
Enero de 1926.	41.084 >	> 3.833,75 >
Febrero de 1926 .		
(prim. quincena).	16.783 >	> 1.578,29 >

La producción de la primera quincena de Febrero estuvo perturbada con las festividades de Carnaval, que redujeron considerablemente el número de días hábiles de trabajo durante dicho período.

Las faenas de ensanche de nuestro plantel de beneficio se encuentran a la fecha muy avanzados, y esperamos obtener la mayor reducción calculada, dentro de dos meses más o menos.

SOCIEDAD MINAS DE PLATA DE CAYLLOMA

Producción de Noviembre, 61,4 toneladas, de concentrados, con contenido de 16,788 onzas de plata y 98 onzas de oro.

Producción de Diciembre, 79,9 toneladas de concentrados con contenido de 31,622 onzas de plata y 86 de oro.

Producción de Enero de 1926, 67 toneladas de concentrados con contenido de 26,889 onzas de plata y 60½ onzas de oro.

SOCIEDAD DE MINAS DE COLQUIRI

La producción en el mes de Febrero fué de 672 quintales españoles de barrilla de estaño en 22 días de trabajo. (Las faenas se paralizaron durante una semana por las fiestas de Carnaval).

SOCIEDAD CARBONERA DE MAFIL

La producción de los últimos tres meses ha sido como sigue:

Diciembre de 1925 ..	Explotación	5,242,400 kls.
Enero de 1926.	"	4,541,200 >
Febrero de 1926.	"	4,336,000 >

SOCIEDAD ESTAÑIFERA MOROCOCALA

La producción del pasado mes de Febrero fué de 3,000 quintales españoles de barrilla de estaño, habiendo disminuído algo debido a las fiestas de Carnaval, que restaron una semana de trabajo.

KALA-UYU

La producción en el mes de Febrero fué de 820 quintales españoles de barrilla de estaño.

SOCIEDAD EMPRESA DE ESTAÑO DE ARACA

En el mes de Febrero la producción fué de 5,000 quintales españoles de barrilla de estaño.

COMPañIA DE MINAS Y FUNDICION DE CHAGRES

En el mes de Febrero se produjeron 329 toneladas métricas de cobre fino.



SALITRE

21 Enero.

Aunque las ventas hechas por la Asociación de Productores de Salitre durante la quincena, son más que las efectuadas la quincena anterior, hay una completa ausencia de demanda de parte de los exportadores, no habiéndose registrado reventas algunas. La Asociación solamente ha vendido 23,200 toneladas para entrega durante Enero, 13,400 toneladas para Febrero y 6,000 toneladas para Marzo, y 400 toneladas para consumo en la costa.

El mercado Europeo también está paralizado y se registran ventas en Bélgica y Holanda a precios menos del costo, habiéndose efectuado ventas para Enero/Marzo de £ 11.8.6 a £ 11.10.6 en playa, y en Francia para la misma entrega de £ 11.15.0 a £ 11.16.0.

Lo exportado durante la primera quincena de Enero fué de 871,136 qtls. méts., contra 1.081,093 qtls. méts. durante el mismo período del año 1925.

El total de salitre vendido hasta el 1.º de Diciembre de 1925 y no exportado al 1.º de Enero de 1926 se calcula en 260,000 toneladas.

Las existencias en la costa al 31 de Diciembre de 1925 se calculan ser 877,000 toneladas.

El mercado de flete por salitre no ha demostrado mejoría durante la quincena bajo revista, y debido a que hay varios exportadores que ofrecen reflejar espacio ya contratado, no se ve que pueda haber una reacción favorable por el momento.

Debido al estado paralizado, la mayoría de las cotizaciones que damos son solamente nominales.

Espacio pronto para Reino Unido o Continente y cargamento completo

se indican a 20/- y pequeños lotes para embarque durante Enero se han contratado para Havre/Hamburgo como también para Antwerp/Rotterdam a este último tipo.

Para Marzo/Abril y Abril/Mayo, la cotización de 22/6 a 23/6 según destino quedan sin cambio. Para posiciones más adelante es difícil dar precio, pues, tanto los armadores, como los exportadores, prefieren esperar. Para puertos del Atlántico Norte de España, el precio para pronto es siempre 21/6 y para Febrero/Marzo y Abril/Mayo 23/-. Para el Mediterráneo Málaga/Génova Compañías de la carrera se mantienen a 21/- para Febrero, habiendo interés de parte de los exportadores a más o menos 3/- menos.

Para Estados Unidos Galveston/Boston no se han registrado fletamentos, pero el mercado está más flojo y cargamentos completos por vapor para embarque pronto se puede obtener a 5 dollars americanos. Espacio pronto y para Febrero por Compañías de la carrera para New York directamente, se puede obtener a 4.25 dollars americanos. Para la costa Occidental San Pedro, San Francisco y puertos en Puget Sound la cotización nominal de 4.- no ha variado, pero podría aceptarse menos.

4 Febrero.

El mercado salitrero ha estado bastante activo durante la quincena bajo revista y las transacciones cerradas por la Asociación de Productores han sido numerosas, subiendo a 17,900 toneladas para Enero, 163,275 para Febrero y un pequeño lote para Marzo.

El mercado Europeo se registra como firme con muchas esperanzas de mejoría. Recientes ventas se han efectuado para pronto a £ 11.19.0 puesto

playa, y de £ 11.9.6 a £ 11.11.0 para Enero/Feb./Marzo. Ventas c.i.f. se registran a £ 11.9.6 llegado Continente. Los tenedores piden £ 11.11.0 y £ 11.15.0 para llegadas Enero a Marzo.

La exportación de salitre para Enero 1926, fué de 2.474,700 qtls. méts. o sea una baja de más o menos 103,000 qtls. méts., comparado con el mismo período el año anterior. Lo exportado durante Enero de 1924 y 1923, fué de 3.052,192 y 2.225,139 qtls. méts., respectivamente.

La producción durante el último mes con 89 oficinas trabajando alcanzó a 2.342,234 qtls. méts. contra 2.160,859 qtls. méts. producido en Enero de 1925, 1.972,029 en Enero de 1924 y 1.349,255 en 1923.

El tipo de fletes por salitre también ha mejorado y una buena cantidad de negocios se han hecho. El precio en Europa abrió a 19/- para Febrero para Havre/Hamburgo, y a 20/6 para Febrero/Marzo, y recientemente se contrató 10,000 toneladas de espacio embarque pronto por Compañías de la carrera para Liverpool a 22/6. Para posiciones más adelante el mercado queda tranquilo con poco interés de parte de los armadores y exportadores. Para puertos del Atlántico Norte de España se ha notado cierto interés por fletar, pero no se han hecho negocios, el tipo nominal para Marzo/Abril es de 25/-. Para el Mediterráneo Málaga/Génova hay muy poco interés, debido a que ya es muy tarde para la estación. Espacio para fines de Febrero o principios de Marzo se puede obtener a 21/-.

Para Estados Unidos Galveston/Boston un vapor salida pronta se fletó a \$ 4.50 amer. para un puerto directo con opción de 25 centavos extra para dos puertos. Para New York directo el tipo es de \$ 4.50 amer. para Febrero

y \$ 4.75 para salida adelante. Para la costa Occidental, San Pedro, San Francisco y puertos en Puget Sound el tipo de 4.- dollars queda sin cambio.

18 Febrero.

El mercado ha estado activo durante la quincena y los exportadores han demostrado más demanda y las ventas hechas por la Asociación de Productores suben a 90,000 toneladas más o menos, o sean 47,000 toneladas para entrega en Febrero, 41,000 toneladas para Marzo, y 2,000 toneladas para Abril.

El mercado Europeo ha progresado considerablemente y se espera que estará más favorable tan pronto como mejore el tiempo, se han registrado ventas en Danzig a £ 12.2.6 (f.o.r.) y para el Reino Unido o Continente llegada pronta de £ 11.13.0 a £ 11.15.0 (c.i.f.).

Lo exportado durante la primera quincena de Febrero, fué de 1.002,218 qtls. méts. contra 1.433,334 qtls. méts. durante el mismo período, en 1925.

Debido a las pequeñas ventas para Enero, el sobrante de salitre vendido y no embarcado al 1.º de Enero ha sido reducido a 51,000 toneladas.

El mercado de fletes por salitre puede considerarse algo flojo habiéndose cerrado muy pocos negocios durante la pasada quincena. Para Europa el único negocio registrado ha sido 8/9,000 toneladas de espacio para vapores Alemanes para Marzo y Abril de 20/- a 21/9 Antwerp/Hamburgo. La actual cotización de 22/6 para Burdeos/Hamburgo y 21/9 Havre/Hamburgo para el mismo embarque. Para más adelante el mercado está inactivo, siendo la cotización nominal de 25/- para Julio a Diciembre Havre/Hamburgo. Para puertos del Atlántico Norte de España no se han

registrado fletes y el tipo nominal queda a 25/- para pronto. Para el Mediterráneo Málaga/Génova el interés que demuestran los exportadores es muy pobre, una oferta de 19/- para embarque fines de Febrero, fué rechazada por los armadores quienes piden 21/-; y para posiciones más adelante 25/- con muchas expectativas de aceptar menos.

Para Estados Unidos Galveston/Boston se sabe de algunos vapores de ocasión de haberse fletado para embarque Marzo y Abril de \$ 5.- a \$ 4.50 amer. según el número de puertos de descarga. Para New York directamente por Compañías de la carrera se han hecho pequeños lotes a \$ 4.50 americano para Febrero y Marzo, siendo la actual pretensión de los armadores \$ 4.75 hasta Junio, y \$ 5.- dollars para la segunda mitad de este año. Para la costa Occidental, San Pedro, San Francisco y puertos en Puget Sound puede cotizarse de \$ 3.75 dollars a \$ 4.- dollars para otros puertos para el antedicho destino para cualquier posición.

CARBON

21 Enero.

La falta de interés por comprar carbón, ha continuado durante la pasada quincena. Últimas noticias de Europa registran una alza en el carbón Inglés y el mercado firme.

Cardiff Admiralty List se cotiza ahora de 41/6 a 44/-, según la cantidad para salidas futuras por vapor para puertos salitreros. West Hartley las mejores marcas para Marzo/Abril aún se ofrece en la costa a 34/- y posiblemente podría obtenerse a menos de este precio.

Australiano marcas de primera clase no ha variado de 40/- a 42/- lo que

es un inconveniente para efectuar negocios.

Americano Pocahontas o New River para embarques Febrero/Marzo por vapor se cotiza de 33/- a 34/6 según cantidades y descarga.

Nacional las mejores marcas harnado se ofrece a \$ 85.- m/c. f.o.b. puertos salitreros.

4 Febrero.

El mercado de carbón se considera firme debido a que los precios en Europa han subido. Las ventas han sido pocas durante la quincena.

Cardiff Admiralty List no puede importarse a menos de 44/- y 45/- c.i.f. puertos salitreros. En West Hartley ha habido una poca demanda y los vendedores están pidiendo 38/6 para embarque Marzo, y las ventas se registran a 36/-, 37/- y 38/- para embarque Septiembre y Noviembre para puertos salitreros.

Australiano las mejores marcas no han variado y la cotización nominal es de 40/- a 42/-.

Americano Pocahontas o New River para embarque Febrero/Marzo y Abril por vapores se ofrece a 34/6 con gruesa descarga.

Nacionales las mejores marcas harnado se puede obtener a \$ 85.- m/c. f.o.b. puertos salitreros.

18 Febrero.

La firmeza en el mercado referida la quincena pasada no ha variado y los precios han bajado nuevamente debido a la gran abundancia de espacio que existe y los fletes más bajos. No obstante lo anterior, no ha habido negocios.

En Cardiff Admiralty List el precio no ha variado de 44/- a 46/- c.i.f. puertos salitreros. West Hartley fue-

nas marcas vapor embarque en Marzo se puede obtener a 34/- y para Abril a 34/6. Para posiciones más adelante los vendedores piden 35/-.

Australiano se cotiza a 38/6 para Marzo/Abril cargamento completo por velero.

Americano Pocahontas o New River para Marzo y Marzo/Junio por vapor, se pide 33/6 con descarga gruesa.

Nacional la mejor clase harneado ha bajado a \$ 83.- m/c. f.o.b. puertos salitreros.



BIBLIOGRAFIA

ANALISIS Y QUIMICA

Electrolisis de las menas de plomo y estaño.—R. Saxon.—*Chemical News*, London, Vol. 131, Noviembre 20, 1925, páginas 324-5.

Fijación del nitrógeno.—La situación comercial de la industria de la fijación del nitrógeno. La producción y la eficiencia relativa de los diferentes procedimientos; la fuerza que se consume. J. M. Braham.—*Chemical and Metallurgical Engineering New York*, Vol. 32, Noviembre, 1925, páginas 862-4.

Zinc.—Un método electrolítico para determinar el zinc en las menas de zinc. (Comparado con los procedimientos de fusión). R. E. Sullivan y H. S. Luckens.—*Chemical News*, London, Vol. 131, Noviembre 20, 1925, páginas 321-24.

CARBON

El carbón pulverizado como combustible en los hornos de refinar el cobre.—E. S. Bardwell and R. H. Miller. Abstract of paper to American Institute of Mining and Metallurgical Engineers.—*Mining and Metallurgy*, New York, Vol. 6, Noviembre, 1925, páginas 572-3.

Grisú.—La ignición del grisú. (Por alambres calientes y por chispas de las rocas y eléctricas; influencia de la inductancia del circuito). W. M. Thornton.—*Colliery Engineering*, London, Vol. 2, Noviembre, 1925, páginas 485-7.

Investigaciones sobre los combustibles.—Sistemas de investigaciones empleados en Gran Bretaña, Francia y Alemania. A. C. Fieldner.—*Industrial and Engineering Chemis-*

try, Washington, Vol. 17, Octubre, 1925, páginas 1046-50.

Lámparas de seguridad.—Lámparas eléctricas de seguridad para las minas. E. Lyon.—*Colliery Guardian*, Vol. CXXX, Noviembre 20, 1925, páginas 1233-34.

Lavado del carbón.—La teoría del lavado del carbón por los procedimientos húmedos. R. A. Henry.—*Colliery Engineering*, London, Vol. 2, 1925, Agosto, páginas 340-2, Septiembre, páginas 395-7 y Octubre, páginas 451-4.

Locomotoras para minas.—Estudios comparativos sobre el empleo de las locomotoras de acumuladores y de aire comprimido en las minas de carbón. M. Garnier.—*Revue de l'Industrie Minérale*, St. Etienne, N.º 115, Octubre 1.º, 1925, páginas 435-50.

Los Indicadores del grisú en Alemania.—(Descripción de los tipos a los que se ha concedido los más altos lugares en la competencia oficial de Prusia). *Iron and Coal Trades Review*, London, Vol. CXI, 1925, Octubre 23, páginas 648-9, y Octubre 30, páginas 688-9.

Subproductos.—La discordancia entre el desarrollo de la demanda de los subproductos del gas de carbón y el progreso en su producción. A. Grebel.—*Chaleur et Industrie*, París, N.º 66, Octubre, 1925, páginas 459-62.

Transportadores.—Transportadores de correa para el acarreo del carbón en las minas de Frick Coke. T. W. Dawson. Abstract of paper to American Institute of Mining and Metallurgical Engineers.—*Mining and Metallurgy*, New York, Vol. 6, Octubre, 1925, páginas 535-6.

Una manera de asentar el polvo del carbón.—Experimento con petróleo coloidal (bituloid), como un medio para asentar el polvo del carbón. H. Briggs y N. H. Walls.—South Wales Institute of Engineers, Cardiff, Proceedings, Vol. XLI, Pt. 4, Noviembre, 1925, páginas 341-70.

COBRE

Calcopirita.—Notas sobre los productos de la oxidación, derivados de la calcopirita.—R. Blanchard y P. F. Boswell.—Economic Geology, Lancaster, Pa, Vol. XX, Noviembre, 1925, páginas 613-38.

Concentración.—El progreso en la concentración en las menas de cobre.—G. L. Oldright.—Mining and Metallurgy, New York, Vol. 6, Noviembre, 1925, páginas 560-62.

Lixiviación de las menas mixtas de cobre con sulfato férrico.—Inspiration Copper Co., Arizona, (Pruebas y conclusiones). G. D. van Arsdale. Paper to American Institute of Mining and Metallurgical Engineers.—Mining and Metallurgy, New York, Vol. 6, 1925, Noviembre, páginas 574-6.

CONCENTRACION

Arizona.—La práctica del chancado en Ajo. (Esquemas generales en la antigua y en la nueva planta de chancado de la New Cornelia Copper Co.). D. Cole.—Mining and Metallurgy, New York, Vol. 6, Octubre, páginas 524-6, 1925.

Concentración magnética.—El uso y los principios de los campos magnéticos en el chancado de las rocas por molinos de rodillos y pisones (Bocartes). B. W. Holman.—South African Mining and Engineering Journal, Johannesburg, Vol. XXXV, 1925, Agosto 29, páginas 719-20; Vol. XXXVI, Septiembre 12, páginas 27-29 y Septiembre 26, páginas 81-3.

Cornwall.—La evolución de la maquinaria de concentrar menas de estaño en Cornwall. Abstract of Presidential Address., Cornish Institute of Engineers.—Mining Magazine, London, Vol. XXXIII, Noviembre, 1925, páginas 311-14.

Flotación.—Un nuevo tipo de máquina de flotación. (Descripción de la máquina Forrester). D. L. Forrester.—Engineering and Mining Journal-Press, New York, Vol. 120, Septiembre 26, 1925, página 492.

Flotación.—El consumo de reactivos empleados en la flotación. T. Varley.—Canadian Mining Journal, Gardenvale, Quebec, Vol. XLVI, Noviembre 6, 1925, páginas 1031-2.

ECONOMIA POLITICA DE LA MINERIA Y METALURGIA

La valorización de las minas.—L'estimation des mines et des valeurs minières. (Minerais,

charbon, pétrole). L. Demaret. (Génesis de los yacimientos parte I, minas desarrolladas; vida de las minas; muestreo, cálculo del tonelaje; maneras de falsear el muestreo, manera de fijar la extracción anual; determinación de la recuperación en las varias operaciones de explotar y concentrar; costo de la recuperación; capitalización; petróleo. Parte II, La valorización del valor de las menas). Memoire, Annales des Mines de Belgique, Brussels, Vol. XXVI, Pt. 2, 1925, páginas 477-559.

Tungsteno.—Informe del Sub-Comité sobre tungsteno. (Minerales; explotación y metalurgia de las menas; usos; sustituto; necesidades mundiales; la producción de varios países). Mining and Metallurgical Society of America, New York, Vol. XVII, Bulletin N.º 178, Septiembre, 1925, páginas 81-105.

ESTAÑO

Bolivia.—Algunas minas de estaño en Bolivia. (Descripción de la explotación en las minas de Patiño Consolidated, Opolca, Araca, y El Salvador). J. H. Ivey.—Mining Magazine, London, Vol. XXXIII, Octubre 1925, páginas 220-3.

Recuperación del Estaño de las planchas de hierro estañado. (Estudio de los principales procedimientos que se emplean), A. C. Hopper.—Chemical Trade Journal, London, Vol. LXXVII, Octubre 30, 1925, páginas 503-5.

FUERZA MOTRIZ

Calderos.—La protección de los calderos contra la formación de costras R. Caillol.—Chaleur et Industrie, París, 1925, Agosto, páginas 357-62; Septiembre, páginas 419-24 y Octubre, páginas 469-74.

Calderos.—Nuevo sistema para reemplazar los tubos de los calderos. B. Schapiro.—Chaleur et Industrie, París, N.º 66, Octubre, 1925, páginas 463-5.

El suministro de agua a las turbinas.—Eliminadores automáticos para las materias de aluvión en las aguas de las turbinas. H. Dufour.—Engineering, London, Vol. CXX, 1925, Agosto 28, páginas 247-9, Septiembre 11, páginas 313-16 y Septiembre 25, páginas 379-81.

Transvaal.—La fuerza motriz y su transmisión. Algunas notas sobre su desarrollo en el Transvaal durante los últimos 40 años. H. W. Miller.—Journal, South African Institution of Engineers, Johannesburg, Vol. XXIV, Septiembre, 1925, páginas 23-31.

Vapor.—Teoría y método de medir el vapor en escala industrial. J. Welter.—Chaleur et Industrie, París, N.º 66, Octubre, 1925, páginas 451-8.

GEOLOGIA

Bolivia.—Los recursos mineros de Bolivia. R. Pilz.—Mining Journal, London, Vol. CLI, 1925, Octubre 3, páginas 679-71; Octubre 19, páginas 789-90; Octubre 17, páginas 821-22 y Octubre 24, páginas 830-31.

Manitoba.—Una aplicación de la teoría de la metalogénesis al cateo de Manitoba. (Distribución de los metales por zonas y comparación de la distribución de los minerales de Manitoba). J. S. de Lury.—Bulletin N.º 162, Canadian Institute of Mining and Metallurgy, Montreal, Octubre, 1925, páginas 931-40.

Metamorfismo.—Un nuevo tipo de metamorfismo y su aplicación al estudio de los criaderos minerales. (Cambio en la composición sin la destrucción del espacio cristalino primitivo). A. N. Winchell.—Economic Geology, Lancaster, Pa. Vol. XX, Noviembre, 1925, páginas 642-45.

Vetas de cuarzo.—La manera cómo se formaron las vetas de cuarzo de Porcupine. E. Y. Dougherty.—Economic Geology, Lancaster, Pa., Vol. XX, Noviembre, 1925, páginas 660-70.

HIERRO Y ACERO

Marruecos.—Las minas del Rif. (Posición, tipo y composición de las menas; origen; reservas). C. de Kalb. Mining and Metallurgy, New York, Vol. 6, Noviembre, 1925, páginas 563-65.

MINERIA

Andariveles de la Compañía Española de Minas del Rif.—Iron and Coal Trades Review, London, Vol. XCI, Octubre 30, 1925, páginas 684-6.

Cateo.—Manera de encontrar el petróleo por métodos geofísicos. W. E. Fordham.—Journal, Institution of Petroleum Technologists, London, Vol. 11, Octubre, 1925, páginas 448-70.

Laboreo.—El sistema de marcos cerrados en Butte. (Ventajas; trabajos preliminares; manera de quebrar el metal; apaleo; enmaderación; relleno; mano de obra; costo). J. B. Mawdslye.—Bulletin N.º 163, Canadian Institute of Mining and Metallurgy, Montreal, Noviembre, 1925, páginas 1069-85.

Manera de detonar los tiros.—Experimentos con corriente de alto y bajo voltaje. A. E. Watts. Abstract of paper to American Institute of Mining and Metallurgical Engineers. Mining and Metallurgy, New York, Vol. 6, Noviembre, 1925, páginas 571-2.

Profundización de piques.—Notas sobre la profundización del pique N.º 3, Mines des Marles, por cementación. L. de Chaumont.—Revue de l'Industrie Minière, Saint-Etienne, N.º 117, Noviembre 1.º, 1925, páginas 473-96.

Sistemas de explotación.—Método de explotar y estimar las menas en la mina Lucky Tiger, El Tigre, Sonora. R. T. Hishler y L. R. Budrow. Abstract of paper to American Institute of Mining and Metallurgical Engineers. Mining and Metallurgy, New York, Vol. 6, Octubre, 1925, páginas 531-2.

Túneles.—El túnel de Moffat en Colorado. Mining and Metallurgy, New York, Vol. 6, Noviembre, 1925, páginas 554-59.

PETROLEO

Cracking.—Las condiciones económicas presentes y futuras del procedimiento "Cracking" de beneficiar el petróleo crudo. V. Henny. Chaleur et Industrie, Paris, N.º 65, Septiembre, 1925, páginas 411-2.



