

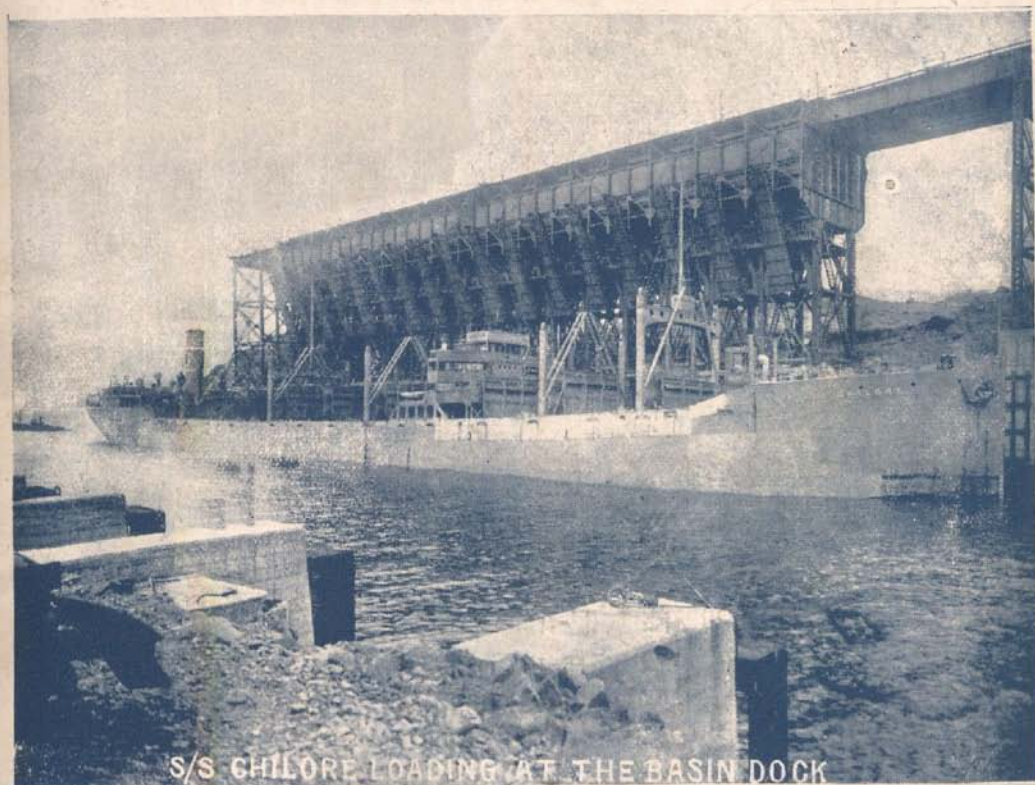
# BOLETIN MINERO

DE  LA  
SOCIEDAD NACIONAL DE MINERIA

Año XLI

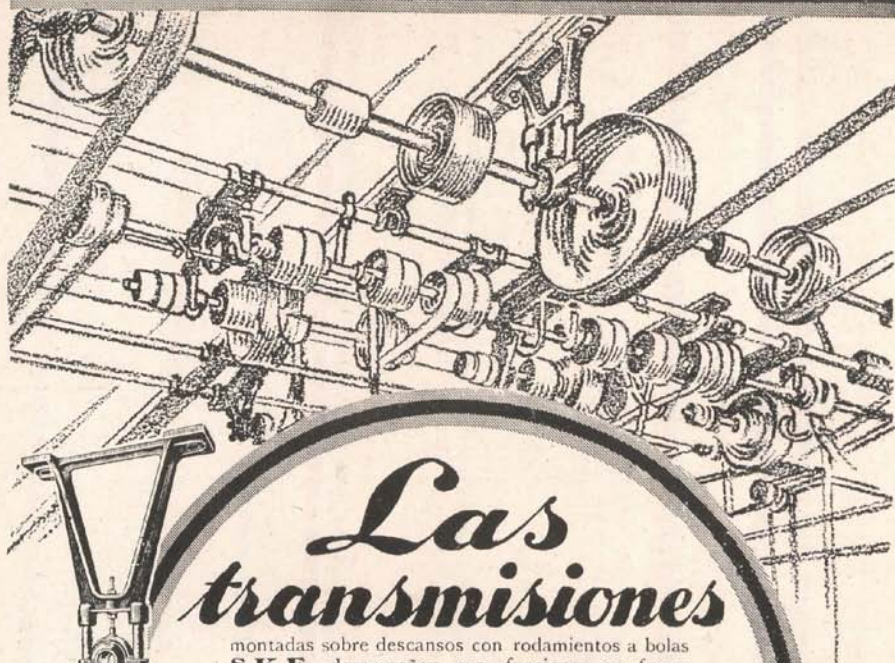
Santiago de Chile  
Junio de 1925

Vol. XXXVII  
Núm. 314



S/S CHILORE LOADING AT THE BASIN DOCK

El Chilore cargando mineral en "Cruz Grande"



# Las transmisiones

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

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

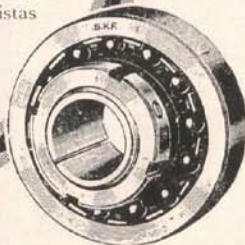
## Por consiguiente

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

**Cojinetes Oscilantes.**

# SKF

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



Compañía Sud-Americana S K F

— SANTIAGO —

Estado 50 — Casilla 207

Dirección Telegráfica "ROLUEMENT"

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

## BOLETIN MINERO

DE LA

## Sociedad Nacional de Minería

SANTIAGO DE CHILE

## SUMARIO

	Págs.
El Rol del Ingeniero de Minas y del Geólogo.....	307
Estudio sobre el Mercado Mundial del Plomo, por Armando Navarro Suigleton.....	311
Las minas de plata y plomo de Collahuasi.....	318
Teoría general sobre metalogénesis en yacimientos primitivos.....	321
Monografía Minera de la Provincia de Coquimbo, por J. Kuntz.....	331
La lixiviación por el amoníaco de los relaves de Calumet & Hecla, por C. H. Benedict y H. C. Kenny.....	341
Las vetas de Chañarcillo, por W. L. Whitehead (Conclusión).....	353
SECCIÓN SALITRERA.—El Costo del Salitre Chileno (Continuará).....	359
BIBLIOGRAFÍA.....	365
ESTADÍSTICA DE METALES.....	368
COTIZACIONES.....	371

## EL ROL DEL INGENIERO DE MINAS Y DEL GEOLOGO

En aquellos países mineros, como son los Estados Unidos, Inglaterra, El Canadá y Australia, por ejemplo, donde las Compañías mineras se forman con el objeto de explotar minas y no como suele acontecer en Chile con el propósito de explotar al público, el rol de ingeniero y del geólogo de minas está completamente definido y delineado y a ninguno de los dos se le ocurre usurpar el papel que le corresponde desempeñar al otro.

El Ingeniero y el Geólogo de minas reciben en la Universi-

dad una enseñanza, que si bien es exactamente igual en aquellas asignaturas que constituyen la base indispensable de la educación de todo ingeniero, como son las matemáticas, la química y la física, más tarde su especialización en las materias propias de su carrera los llevan por caminos bien diferentes que se apartan cada vez más según se acerca la terminación de los estudios. Así el ingeniero de minas se especializa en explotaciones de minas; en su mensura, muestreo y examen; en la

concentración de minerales y en maquinarias de minas. Estudia geología, por supuesto, y especialmente aquella parte que trata de los yacimientos metalíferos, pero no con la extensión ni con la profundización del geólogo de minas, cuyos últimos años en la Universidad están dedicados casi exclusivamente al estudio de la geología de los yacimientos metalíferos, no-metálicos y del petróleo, pues los conocimientos sobre estas materias son ya tan vastos que la especialización se impone como **sine qua non** si se quiere que el joven profesional domine su ramo. Más todavía, en algunas Universidades y Colegios de Minas se ha llegado a la conclusión que es imposible dominar tanta materia en 5 o 6 años de estudios y se ha separado el petróleo del resto, creando una nueva carrera denominada **Tecnología del Petróleo**.

Una vez que el nuevo profesional abandona las aulas, con muchos conocimientos teóricos y muy poca o ninguna experiencia práctica, ni en su carrera ni de la vida, la práctica de la profesión distancian al ingeniero y al geólogo cada vez más del punto donde partieron juntos. El ingeniero como muestreador, mensurador o jefe de turno, en una sección de la mina o de la planta metalúrgica comenzará a ascender esa penosa y larga escala que al cabo de 15 o 20 años de empeñosos afanes y desvelos, si es que ha demostrado capacidad, honradez y constancia en el trabajo y el estudio, le darán la

experiencia necesaria y le capacitarán para poder llamarse "Ingeniero Consultor".

El geólogo tendrá que recorrer un camino parecido en cuanto a lo largo y penoso del viaje, pero su práctica la adquirirá seguramente en el Servicio Geológico de su patria o en los Departamentos Geológicos de las grandes empresas mineras. Recorriendo ese camino han llegado a ser lo que son hombres como Hoover, Peele, Rickard, Curle, Pope Yeatman, Jackling, etc.; entre los ingenieros de minas: Lindgren, Spurr, Kemp; entre los geólogos, pero seguramente ni a Peele se le ocurriría informar sobre un problema netamente geológico ni a Lindgren sobre uno puramente minero; y si queremos llevar la comparación un poco más lejos y hacer la diferencia más obvia diríamos que a ningún clínico se le pasaría por la mente hacer una trepanación peligrosa o una laparatomía arriesgada, como tampoco a un cirujano diagnosticar un caso raro de neurosis o de parálisis.

En el examen y explotación de minas se necesitan conocer con exactitud dos puntos principales.

1) La geología del yacimiento, para tener una idea de las probabilidades de su continuación lateral o en hondura.

2) Partiendo del supuesto que continúe, si puede explotarse bajo las condiciones económicas que rigen en la localidad, de manera que resulte un buen negocio.

Para resolver estos dos puntos del a manera más completa, sería conveniente, si no indispensable, consultar un geólogo y un ingeniero de minas; pero como no siempre se dispone de los fondos necesarios para consultar a ambos, la cuestión en estos casos queda limitada a cuál de los dos profesionales es más competente para informar sobre ambos puntos.

No existe la menor duda que la ciencia, pues hoy merece que así se la denomine, de la Geología de Minas es de gran importancia y que el geólogo que se ha especializado en este ramo puede, y con frecuencia hace, que se ahorren enormes sumas de dinero al indicar la concurrencia o ausencia de una serie de condiciones geológicas que hacen probable o improbable que se descubra o no mineral.

La mayoría de las grandes Compañías Mineras retienen los servicios de un Geólogo Consultor, con los ayudantes necesarios, además del Ingeniero Consultor de Minas, y es evidente que no lo harían si no estuvieran convencidas de la absoluta necesidad de disponer de los servicios de ambos.

Cuando se trata de resolver un problema geológico complicado, no hay duda alguna que a la larga resulta mucho más económico consultar a un experto en estas cuestiones, pero en la generalidad de los casos, en que no existen problemas geológicos intrincados, el ingeniero de minas competente es capaz de formarse una opinión correcta de

cualquiera de los muchos problemas geológicos que a diario se presentan en la exploración y explotación de las minas.

Como analogía podíamos ilustrar el punto con un símil tomado de la vida diaria. En el caso de una enfermedad común, una indigestión o un caso de grippe, un médico cualquiera es capaz de atender al enfermo, pero en un caso obscuro y complicado, se llamaría a un especialista.

Un ingeniero de minas graduado en un buen colegio y con experiencia en la práctica de su profesión, tiene necesariamente que haber adquirido en su trabajo cotidiano en la mina una suma de conocimientos en geología de minas que le permitan resolver cualquier problema ordinario. El ingeniero de minas tiene, además, la experiencia adquirida en la exploración y explotación de otros yacimientos iguales y parecidos y que rara vez posee el geólogo. Sin embargo, en Chile existe la creencia de que un geólogo es una especie de mago capaz de encontrar mineral rico en cualquier mina, algo así como el ilusionista que saca a voluntad ramos de flores o conejos de un sombrero cualquiera. Con frecuencia lo vemos también aconsejando la mejor manera de explorar o explotar una mina, la maquinaria que es necesario instalar, el costo de los trabajos y aun discutir sobre problemas metalúrgicos.

Un tal estado de cosas no sería posible en Europa o en los Estados Unidos, donde la industria minera está establecida so-

bre bases sólidas y donde el ingeniero y el geólogo de minas tiene cada uno su esfera de acción bien establecida y definida y donde ni al uno ni al otro se les ocurriría siquiera inmiscuirse en cuestiones que ignora.

No es difícil descubrir la razón de ser de la especialización, y ésta es, simplemente, que no se puede ser un gran geólogo y un gran ingeniero de minas al mismo tiempo. Para llegar a ser un buen geólogo el joven profesional tiene que dedicar toda su vida al estudio de los problemas geológicos y, por lo tanto, no le quedará tiempo suficiente ni se le presentarán las oportunidades del caso para adquirir la experiencia indispensable en la exploración, explotación y administración de las minas. Únicamente en el trabajo diario de la mina puede el ingeniero aprender a pesar el sinnúmero de problemas que hay que tomar en cuenta antes de decidir si el yacimiento se puede explotar con ganancia o nó. Y no debemos perder nunca de vista que el único y exclusivo objeto con que se trabajan minas es el de pagar dividendos. Una mina que no paga dividendos y dividendos gruesos, compatibles con el riesgo que el capital corre en los trabajos mineros, es un fracaso total, completo y definitivo.

Para decidir si la explotación de una mina podría dejar ganancias o nó hay que tomar en cuenta un número tan considerable y complicado de problemas que sólo el ingeniero hábil y experimentado es capaz de pesar-

los y dar a cada uno su valor relativo, para poder sacar al fin el balance verdadero. Además de la parte geológica y del cálculo de la ley media del mineral cubicado y del probable, hay que decidir puntos tan diferentes y complejos como el costo y clase de fuerza motriz, sistema de enmaderación, transporte, bombeo, sistema o sistemas de explotación, eficiencia y costo relativo de la mano de obra, salubridad, etc., antes de decidir si se puede explotar una tonelada de mineral con ganancia. Esto sin tomar en cuenta el problema metalúrgico, que en sí sólo es muchas veces complicado y complejo.

¿Cómo puede un geólogo juzgar con acierto todas estas cuestiones sin la experiencia necesaria? Por el contrario, el ingeniero de minas que pasa su vida equipando minas, desarrollándolas y explotándolas no puede disponer del tiempo necesario para dedicarse a estudiar a fondo todos aquellos ramos de la geología, como la mineralogía, petrografía, estratigrafía, paleontología y especialmente los yacimientos metalíferos que le permitan formarse una opinión rápida y acertada de cuáles son las probabilidades, por ejemplo, de que un yacimiento continúe en profundidad o nó. El ingeniero, sin embargo, debido a su contacto diario con las rocas y los yacimientos metalíferos puede decidir con conocimiento de causa todos aquellos problemas ordinarios que se presentan en la explotación y exploración de una mina.

El geólogo puede, gracias a sus estudios y la experiencia adquirida decir si es probable que un yacimiento continúe en profundidad, o nó. También puede decir si ciertas fallas o diques pueden cortar o botar una veta, pero no está capacitado, ni por sus estudios ni por su experiencia para decidir si, dado el caso de que el mineral continúe en hondura, se podrá explotar con ganancia bajo las nuevas condiciones que se presentarán. Una veta de oro de un metro de ancho con 20 gramos por tonelada puede ser un buen negocio bajo ciertas condiciones, mientras que bajo otras sería imposible explotarla como no fuera a pérdida.

El ancho de una veta, su manteo, el estado de las cajas, el sistema de explotación que habría que adoptar, etc., son puntos que hay que tomar en cuenta antes de decidir si una propiedad minera es explotable o nó; y como todos estos puntos tienen

gran influencia en el costo, ¿como es posible esperar que una persona sin experiencia en estas cuestiones, como es el geólogo, pueda opinar sobre ellas?

Tanto el ingeniero como el geólogo tienen en la industria minera su papel que desempeñar y su esfera de acción en que desarrollar sus conocimientos especiales adquiridos gracias a sus estudios y en la práctica activa de su profesión. Por lo tanto, tanto el ingeniero como el geólogo de minas deben limitarse estrictamente a desarrollar sus actividades profesionales dentro del campo de acción en que son competentes y reconociendo noblemente las limitaciones de cada uno, trabajar en consorcio y armonía para el bien de la industria minera: o como dice muy bien un refrán popular, que no por ser vulgar deja de ser menos verdadero: **Zapatero a tus zapatos.**



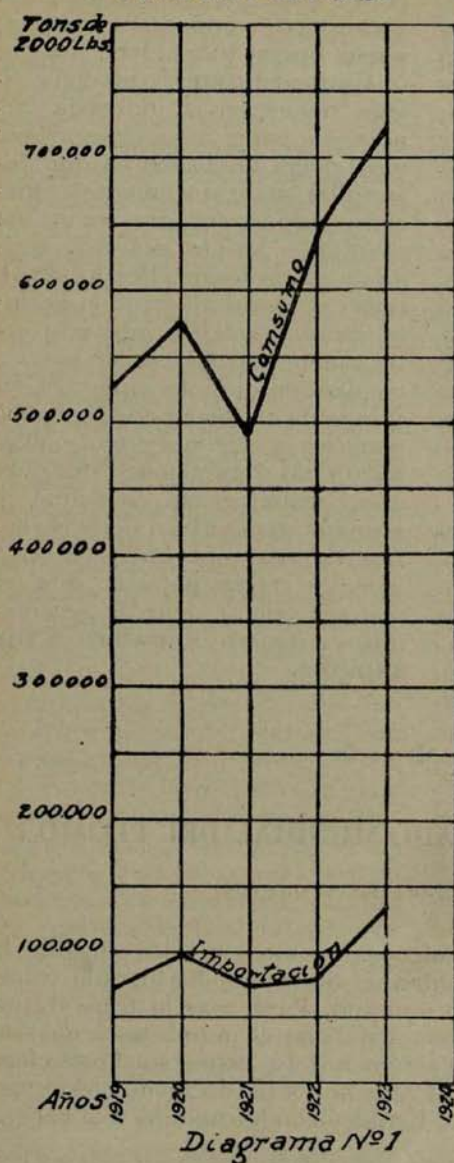
## ESTUDIO SOBRE EL MERCADO MUNDIAL DEL PLOMO (1)

(POR ARMANDO NAVARRO SUIGLETON)

De todos los metales que alcanzaron altos precios durante la guerra, el plomo es, sin duda alguna, el que mejor ha logrado triunfar e imponerse en el mercado mundial. Para usar la frase de un escritor norteamericano, podemos decir que el mundo está ansioso de plomo. ¿A qué se debe este fenómeno? La respuesta fluye clara del examen de las estadísticas del consumo y producción de este metal. En este punto como en todo, Estados Unidos marcha a la cabeza

(1) Este trabajo fué entregado por su autor, el ingeniero Sr. Navarro, a la Redacción pocos días antes de su fallecimiento ocurrido el 16 de Junio. La Redacción le rinde un homenaje póstumo de agradecimiento.

*Diagrama de Consumo e Importaciones en EE.UU. en los años 1919-1923*



de las demás naciones y es justo que empecemos por estudiar lo que pasa en ese gran país con respecto a la materia del presente estudio.

**Estados Unidos.**—El consumo de plomo el año 1921 fué de 490,000 toneladas de 2,000 libras; el año siguiente subió a 643,000 toneladas, o sea, aumentó en 31% sobre el año anterior y en 1923 subió hasta 722,300 toneladas con un aumento de 12% sobre el consumo de 1922 y de 47% sobre el consumo de 1921.

CUADRO QUE DEMUESTRA EL AUMENTO DE CONSUMO POR ESPECIE EN EE. UU. DESDE 1919 A 1923.

Empleo	Aumento en %
Albayalde .....	17
Minio y Litargio .....	44
Acumuladores .....	43
Cubiertas de cables .....	147
Edificios .....	10
Automóviles .....	87
Locomotoras .....	24
Carros de F. C. ....	7
Municiones .....	21
Plomo laminado .....	33
Tipos de imprenta .....	60
Soldaduras .....	100
Aumento del consumo total	38 2%

El diagrama N.º 1, que estudia el consumo y las importaciones en EE. UU. entre los años 1919 y 1923, demuestra esto gráficamente. Ahí vemos también cómo han aumentado las importaciones que en 1923 son cerca de 80% mayores que las de 1922. Las importaciones netas, o sea éstas, descontadas las exportaciones, fueron en 1923 más del doble que el año anterior. Esto es tanto más de notar



cuando se piensa que EE. UU. produce cerca de la mitad del plomo del mundo, y que tiene gravada con un impuesto de 2 y 1/8 cts. oro am. por libra, al lingote de plomo que le llega de México, de donde recibe más del 80% de sus importaciones en este metal.

El siguiente cuadro da una idea de los principales usos del plomo y del aumento que en cada uno de estos usos ha tenido en EE. UU. en los años 1919 a 1923.

Vemos cómo en acumuladores, automóviles, minio y litargirio, plomo laminado y tipos de imprenta, ha aumentado el consumo de un 33 a un 60% en el corto espacio de cinco años; y el aumento en las cubiertas de cables llega a 147%. El aumento total del consumo ha sido en cinco años de 38.2%.

La producción en los años comprendidos entre 1913 y 1923 ha fluctuado entre 396,094 toneladas métricas en el 1.º de los años nombrados, subiendo hasta 540,892 toneladas en 1916, para bajar después a 412,704 en 1919 y volver a subir a 480,816 toneladas en 1923. Tenemos, pues, que mientras el consumo aumentó en 38% de 1919 a 1923, la producción aumentó sólo en 16%, teniendo el déficit que cubrirse con las importaciones.

**México.**—Este es uno de los países grandes productores de plomo y que envía casi la totalidad de su producción a EE. UU. Esta producción de 127,010 toneladas métricas que fué el año 1908, bajó hasta 19,966 toneladas en 1916, y desde entonces ha ido aumentando hasta llegar a 167,144 toneladas en 1923.

**Canadá.**—Este país se ha mantenido con una producción de 15 a 20 mil toneladas, hasta 1920; desde entonces ha aumentado hasta llegar a 48,897 toneladas en 1923.

**Australia.**—Este es otro país buen productor de plomo. Sin embargo sus minas se habían ido debilitando hasta que en los últimos años se han hecho algunos descubrimientos, de los cuales el más importante, es, sin duda alguna, el que a mediados de 1923 se hizo de plomo argentífero, en Queensland, 40 millas al N. O. de Chillagoe. Su producción, que en 1908 había sido de 119,207 toneladas métricas, fué bajando hasta 6,130 toneladas en 1921; pero desde ese año ha vuelto a subir hasta dar en 1923, 124,752 toneladas, o sea, muy poco más de lo que producía 15 años antes.

**Europa.**—De los países europeos se destacan: Alemania, España y Bélgica como productores de plomo; sin embargo, a juzgar por los datos que de esos países nos llegan, el debilitamiento de sus minas es evidente.

Alemania, con la pérdida de la Alta Silesia y los depósitos del Rhur, se ha visto obligada a reabrir las minas de plomo argentífero del distrito de Baden, minas que estaban paralizadas desde la Guerra de Treinta Años (!).

Alemania no exporta, y toda su producción no abastece su consumo local. Esta producción que fué de 164,079 toneladas en 1908, y

que llegó a 198,450 toneladas en 1914, ha ido bajando de un modo continuo hasta 50,861 toneladas en 1923. Sus importaciones en ese año fueron de 34,770 toneladas.

En España hay todavía buenas minas de plomo, entre las cuales pueden nombrarse las de la Compañía La Carolina, en Jaen, que pueden llegar a producir hasta 35,000 toneladas de mineral por año. La Compañía Minera Metalúrgica Los Guindos ha instalado una Fundición de Plomo en Playas de San Andrés, cerca de Málaga. La planta está calculada para tratar 20,000 toneladas de galenas de las minas de la Compañía La Carolina. Otras minas, como las importantes de Linares, están exhaustas.

La producción de España fué de 188,062 toneladas en 1908 y llegó a 232,612 toneladas en 1912. Desde ese año ha ido bajando hasta llegar a ser en 1923 de solo 110,000 toneladas.

Bélgica y sus colonias de Africa han sido también importantes productoras de plomo. El año 1908 su producción era de 35,650 toneladas producción que subió en 1913 a 53,590 toneladas, que ha sido el máximo alcanzado en el período de 15 años que estudiamos. Desde esa fecha la producción cayó hasta el mínimo de 4,225 toneladas en 1919 para volver a crecer hasta 51,100 toneladas en 1923, producción un poco inferior a la que tuvo diez años antes.

De los demás países de Europa siguen en importancia, desde el punto de vista que estudiamos, Francia e Italia. La primera, de 26,112 toneladas que produjo en 1908, subió al máximo de 31,080 toneladas en 1912, y desde esa fecha su producción ha ido cayendo hasta 14,000 toneladas con que figura en las estadísticas de 1922 y 1923. Ahora, exceptuando sus colonias, produce difícilmente algunos minerales de plomo.

Su consumo fué antes de la guerra de cien mil toneladas y en los años posteriores había disminuído algo hasta 1922 a causa sin duda de las dificultades para arreglar el problema de las reparaciones, lo que no había permitido dar todo su desarrollo a las industrias consumidoras del plomo.

De Italia se puede decir que la producción ha ido cayendo de una manera uniforme desde 1916, año que dió 24,362 toneladas. En 1908 había dado 26,000 toneladas y en 1923 su producción sólo fué de 17,132 toneladas métricas.

Inglaterra que tuvo en 1908 y hasta 1910 una producción sobre 30,000 toneladas métricas, ha decaído de una manera notable por el agotamiento de sus minas. En el período desde el año 1917 hasta 1921 dió muy poco más de 11,000 toneladas por año y desde entonces su producción cayó a 6,815 toneladas en 1923.

La necesidad de plomo es tan grande en Inglaterra, que la Weardale Lead Co. Ltd. ha arrendado a la Allendale Lead Mines en el Northumberland sus minas que no eran trabajadas desde hace 50 años. Y últimamente una firma de Sheffield proyecta trabajar una

vena en la vieja mina de Threlkeld, que tiene 100 años de existencia y que ha sido abandonada dos veces por no dejar utilidad. Como la industria inglesa del plomo es importante, sus importaciones de este metal, son considerables y han subido a 181,654 toneladas en 1922 y a 205,153 toneladas en 1923. De 1924 todavía no tenemos datos suficientes, pero todo hace presumir que será aún mayor.

Grecia, productora en menor escala, dió en 1908, 15,892 toneladas y en el período de 1918 adelante, 4,000 a 5,000 toneladas. En 1923 su producción fué de 4,234 toneladas.

Austria tuvo en 1908 una producción de 12,669 toneladas que llegó a 19,993 toneladas en 1912. Esta ha sido su producción máxima. Durante los años de la guerra y posteriores su producción fué nula, reapareciendo en 1920 con 3,973 toneladas y llegando en 1923 a 4,255 toneladas.

Hungría tuvo una producción muy pequeña. El máximo lo alcanzó en 1910 con 2,077 toneladas, y desde 1914 no ha vuelto a producir.

Suecia ha tenido una producción insignificante: de 277 toneladas en 1908 llegó al máximo de 3,174 toneladas en 1917 para caer desde entonces a 200 toneladas en 1923.

Polonia ha tenido una producción importante que llegó a 44,450 toneladas en 1913, bajando desde entonces hasta 14,563 toneladas en 1923. La mayor parte de este producto es exportado a Alemania, Suecia y otros países.

De Yugoslavia no hay más datos, sino que en 1921 produjo 4,828 toneladas, cifra que fué duplicada en 1922. Pero hay que tener presente que para dar esta producción hubo de echar mano de importantes stocks de minerales extraídos antes y no realizados. Parece que en 1923 no dió una producción digna de ser tomada en cuenta. Para completar nuestra revista con los demás países del mundo, diremos que en Japón la producción es pequeña. Habiendo sido de 3,000 toneladas a 4,000 toneladas desde 1908, alcanzó de pronto hasta 11,343 toneladas y 15,807 toneladas en los años 1916 y 17; pero desde entonces fué cayendo rápidamente hasta volver a las cifras de 1908, y su producción de 1923 fué sólo de 3,000 toneladas.

Burma, empezó a figurar entre los países productores de plomo en 1914 con 5,945 toneladas y ha ido en un aumento continuo y fuerte hasta dar en 1923, 46,484 toneladas.

Rhodesia, figura en la estadística de la producción de plomo por primera vez en 1915 con 485 toneladas para subir rápidamente hasta 20,831 toneladas en 1922 y bajar a 11,382 toneladas en 1923.

Algeria y Túnez, producen plomo en muy pequeña escala. La mayor parte de los minerales se funden en la planta de Mégrine, cerca de Túnez, que después de 1914 pasó a poder de la Sociéte de Peñarroya. La producción que antes de la guerra llegó a ser de 18,000 toneladas de minerales, ha ido decreciendo hasta hoy.

Intencionadamente hemos querido dejar Sudamérica para ser estudiada la última. Su producción es tan pequeña, que las estadísticas la han englobado hasta hoy en la producción norteamericana, pues casi todos los minerales de plomo han sido enviados a las fundiciones o refinerías de ese país. Las exportaciones a EE. UU. en los últimos años, han sido en toneladas de 2,000 libras, las siguientes:

1917 .....	2,278 Tons.	1920 .....	981 Tons.
1918 .....	981 »	1921 .....	382 »
1919 .....	2,318 »	1922 .....	1,901 »
		1923 .....	2,650 »

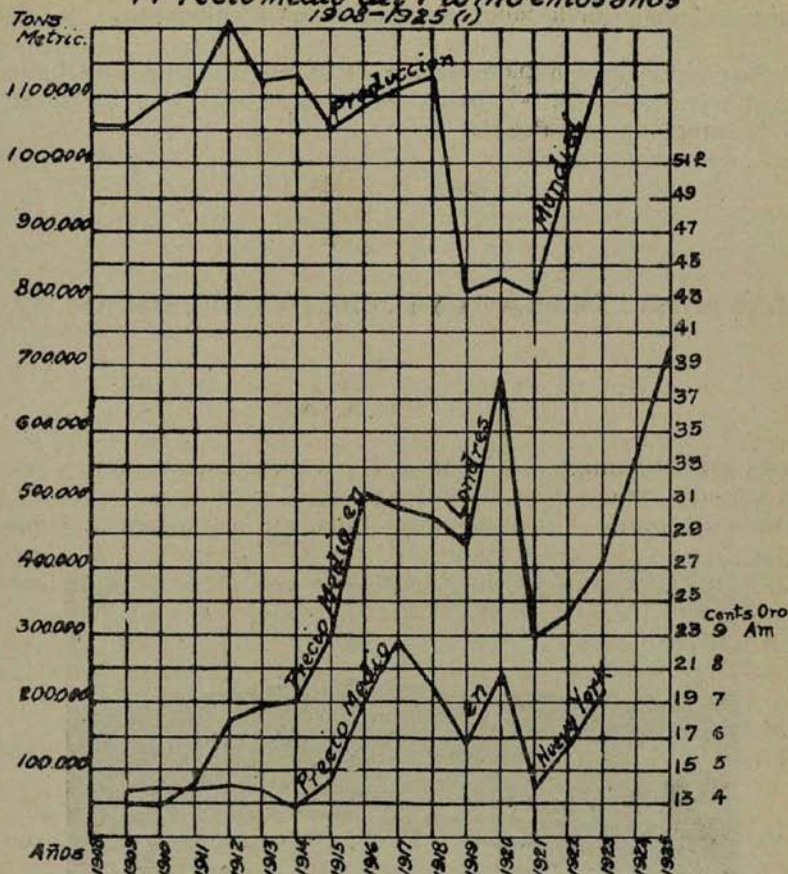
**Conclusiones.**—Ahora que hemos terminado esta revista mundial nos será fácil contestarnos a la pregunta que nos hacíamos al empezar este estudio: el mundo está ansioso de plomo ¿A qué se debe este fenómeno? No se debe a la formación de ningún trust que esté especulando en el mercado, ni a una demanda momentánea para satisfacer necesidades pasajeras, como ocurrió durante la guerra; se debe a que su consumo en el mundo desde hace varios años, está corriendo más ligero que su producción. Es verdad que EE. UU. en este período de tiempo de 15 años, ha casi duplicado su producción, que Canadá ha llegado a ser un país buen productor y que México y Australia entregan al mercado un poco más de lo que producían en 1908 y que aún han aparecido nuevos países productores; pero también es cierto que la Europa que hace diez años produjo 525,174 toneladas en 1913 ha ido cayendo de una manera continua hasta 258,597 toneladas en 1923, pasando de abastecer al 46% del consumo mundial, a la cifra de 22,7% en ese último año. El diagrama N.º 2, muestra muy claramente cómo se puede afirmar que la producción mundial de plomo en 1923, no ha hecho sino recuperar su lugar de diez años antes, de poco más de 1.100,000 toneladas métricas.

En presencia de estas cifras, ¿se puede temer por el porvenir del plomo? Es evidente que después de cierto límite la industria tratará de buscarle reemplazante; pero, aunque la palabra imposible parece haber sido borrada de los modernos diccionarios, todo hace pensar que en ciertas industrias el plomo no será nunca reemplazado. ¿Qué podría usarse en lugar suyo en los acumuladores y envolturas de cables?

Mirando el diagrama N.º 2, se puede apreciar la forma triunfal en que ha subido el precio del plomo, de 13 libras en 1909 a 38 libras en 1920, como precio medio del año, habiendo llegado su precio máximo a más de 50 libras en Febrero de ese año.

La caída del año 21 a 23 libras sólo fué un accidente en el camino, y un accidente tan natural: ese fué un año de crisis mundial para todos los negocios; desde entonces ha vuelto a emprender con firmeza su marcha hacia arriba; y salvo accidentes transitorios, los precios

### Diagrama de la Producción Mundial Y Precio medio del Plomo en los años 1908-1925 (1)



### Diagrama N° 2

(1) EL precio de 1925 corresponde al primer trimestre

altos se mantendrán, pues hay para ello una razón suprema, que es el consumo.

Cuando vemos que en Europa se echa mano de minas paralizadas durante siglos, que reabre minas viejas, abandonadas varias veces por no dejar utilidad; que desde el Asia y el Africa o desde el centro de la América del Sur, desde las altas mesetas del Perú y Bolivia, caminando miles de kilómetros para llegar hasta el mar, los

hombres de esfuerzo se aprestan para explotar sus minas, Chile que relativamente lo tiene todo a la orilla de la costa ¿no aprovechará esta oportunidad? Es posible que en un próximo estudio tratemos de las minas chilenas y de la fácil preparación de sus minerales.

NOTA: La mayor parte de los datos y cifras que aquí figuran, han sido tomadas de «Mineral Industry» (1923) y «Engineering and Mining Journal-Press».

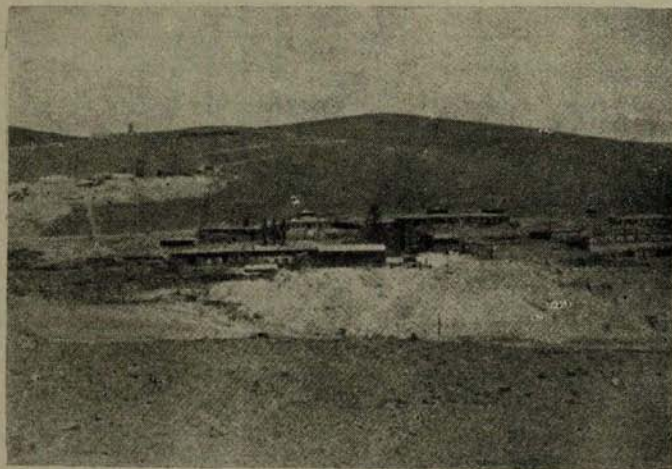


## LAS MINAS DE PLATA Y COBRE DE COLLAHUASI (1)

POR

R. O. PACKARD

El asiento minero de Collahuasi, con sus minas de plata y cobre, está situado como a unas 80 millas en línea recta al este-sud-este del puerto de Iquique, y a unas pocas millas de la frontera de Bolivia.



A 4,300 metros de Altura. Las minas de cobre y plata de Collahuasi.

Este mineral es uno de los tantos que se encuentra en la parte occidental de la cordillera de los Andes que forma una inmensa faja de

(1) Traducido del «Chilean Review» de Londres del número correspondiente al mes de Octubre de 1924.

yacimientos de plata y cobre que se extiende desde el lago Titicaca en Bolivia y el Perú, hasta Rancagua en el sur de Chile, una distancia de 600 millas más o menos y en la que se encuentran las grandes minas de cobre de la Braden Copper Co., Copiapó, Chuquicamata, Tarapacá y Corocoro.

El mineral de Collahuasi tiene una superficie de 20 millas cuadradas, y se encuentra a una altura sobre el nivel del mar de 14,000 pies más o menos, en un distrito muy árido y montañoso en el que el clima es excesivamente frío, seco y donde el viento sopla muy fuerte. El termómetro registra con frecuencia temperaturas de 10° Fahrenheit o 24° Centígrados bajo cero. Las nevadas más importantes caen entre Mayo y Agosto, o mejor dicho en el invierno. Las nevadas del verano son poco copiosas y desaparecen rápidamente. De vez en cuando algunos ventisqueros interrumpen todas las comunicaciones con el resto del mundo.

### Historia de la Minería en la región

A pesar de unas condiciones climatológicas tan adversas, pero debido a la gran riqueza de los minerales, las minas han sido explotadas durante siglos, como lo prueban los trabajos que hicieron los españoles en las minas de oro. En tiempos más recientes el mineral alcanzó a tener más de tres mil habitantes, pero este número se ha reducido considerablemente durante estos últimos años debido al abandono de muchas minas chicas por falta de capital a pesar de que en su superficie daban excelentes indicios de mayor riqueza en hondura. A este resultado también contribuyó el cierre del grupo Grande, uno de los más importantes del distrito.

El mineral está unido por un ramal a Ollagüe, una de las estaciones del ferrocarril de Antofagasta a La Paz, situada en la frontera entre Chile y Bolivia.

La distancia entre las minas y el Puerto de Antofagasta es de 320 millas. El ferrocarril mantiene un tren para pasajeros dos veces por semana que combina con el internacional en la línea principal; y hay un servicio frecuente de trenes entre la mina y Ollagüe. Aunque la trocha es sólo de 2 pies y 6 pulgadas, los carros de mineral tienen capacidad para 20 toneladas y sirven además para llevar las provisiones, leña y madera a las minas.

Hubiera sido mucho mejor construir un ramal de las minas a Iquique, en el Longitudinal, puesto que la distancia y los fletes hubieran sido sólo una tercera parte de lo que son en la actualidad.

### Los minerales de la región

Los minerales de mayor importancia de la región son el cobre, la plata, el azufre y el bórax. Un arbusto silvestre conocido por el

nombre de "yareta" y que se encuentra en las montañas de los alrededores, sirve de combustible en las minas, en gran parte para calcinar el borato y para usos domésticos. Esta clase de combustible se está consumiendo rápidamente, y la mayor parte del que aún existe está bajo el control de la Compañía Poderosa. Las principales minas de cobre del distrito pertenecen a las del Grupo de la Poderosa y Grande, amalgamados recientemente, y que poseen alrededor de 6,000 acres de pertenencias. Entre otros grupos que deben su importancia a su proximidad a los ya mencionados, son el "A. B. C.", Esmeralda, Río Tinto, Cóndor, Esperanza y Porvenir. Los minerales de cobre del distrito tienen leyes apreciables de plata y algo de oro; la ley media en plata es alrededor de 10 onzas por tonelada. Durante muchos años las minas de la Poderosa han producido grandes cantidades de minerales de cobre, con una ley aproximada de 30% de cobre y 12 onzas de plata por tonelada. Las minas del Grupo Grande producían aún en mayor escala minerales de 24% de cobre y alrededor de 8 onzas de plata. Próximo a las minas del Grupo Grande, existe un gran depósito de manganeso con plata, situado en el valle de Chigua. El mineral de estas minas tiene alrededor de 25 onzas de plata y oro que vale alrededor de 18 chelines por tonelada.

En la actualidad se están haciendo investigaciones para conseguir un procedimiento económico para poder beneficiar estos inmensos depósitos. Tanto la Compañía Poderosa como la Grande fueron en sus comienzos Compañías chilenas, pero luego pasaron a ser La Poderosa Mining Co. de Londres y la Société Française des Mines de Cuivre, de París. En el año 1923 la Compañía Poderosa absorbió la Compañía francesa. La Poderosa ha trabajado con éxito sus minas desde el año 1908 hasta el presente. Las minas están bien equipadas con winches poderosos, bombas eléctricas y winches auxiliares, además de una planta de concentración por gravedad y flotación de una capacidad de 75 toneladas diarias para beneficiar los minerales de baja ley. El pique principal tiene 700 pies de profundidad, a cuya hondura todavía se explotan minerales con bornita de alta ley y donde hasta ahora no se han encontrado indicios de que se vaya a encontrar la zona piritosa primaria. La zona de la veta principal se extiende a través de una distancia de más de dos millas y los laboreos actuales a una distancia mayor de una milla.

Debido al panizo, que es un pórfido blando con fajas intermedias de una roca más dura, cada pie de avance en corrida u hondura, hay que entibararlo con madera gruesa. La explotación de las partes más anchas de la veta hay que enmaderarlas con marcos cerrados. El mineral que se explota consiste principalmente de bornita, calcita, y algo de pirita de cobre, además de cuprita y silicatos de cobre. El mineral de colpa gruesa se escoge en la mina y además se le da otro repaso en el exterior, para subirlo a una ley de 30% de cobre, el que se envía a Mejillones para su remisión a los Estados Unidos, donde



se funde y refina y para que se le extraigan los metales preciosos. El mineral de baja ley, entre 3 y 12% de cobre se envía a la planta de flotación, donde se produce un concentrado de 30%, que una vez seco y ensacado se envía a los Estados Unidos para su tratamiento.

En la actualidad se está estudiando un procedimiento completo para llevar a cabo la fundición pirítica y la producción de ejes y poder llegar, posiblemente, a la conversión y en el cual hay que dedicar especial cuidado a la fundición pirítica a esa altura debido a la carencia de oxígeno.

Las minas del Grupo Grande se han explotado hasta una profundidad de 600 pies y no se ha llegado todavía a la zona de enriquecimiento secundario. En este grupo las vetas son más potentes y numerosas que en la Poderosa. Se explotan de la misma manera que en la Poderosa, con excepción de que debido a que la roca es más firme, casi no hay necesidad de entibar. Otra de sus características es la sequedad, por lo que no hay necesidad de sacar agua, lo que reduce mucho los gastos comparados con los de la Poderosa. Las grandes posibilidades que se le abren a la Compañía de la Poderosa con la adquisición de las minas del Grupo Grande son suficientes para llevar a cabo una serie de trabajos exploratorios, desde el momento que la fundición de los minerales de la Poderosa y Grande combinados ofrece una solución económica para subsanar las dificultades de un trabajo en mayor escala y para producir un eje de alta ley o barras de cobre fino cuando se puedan evitar los altos fletes que son £ 3 y 10 chelines por tonelada de mineral bruto. Con un precio del cobre un poco mejor que el actual y un precio estable para la plata, el futuro de las minas de Collahuasi debiera estar asegurado.



## TEORIA GENERAL SOBRE METALOGENESIS EN YACI- MIENTOS PRIMITIVOS (1)

POR

JUAN HEREZA Y ORTUÑO,  
Ingeniero de Minas

La génesis de un yacimiento mineral está íntimamente relacionada con los macizos eruptivos existentes en su proximidad, de tal suerte, que allí donde no se vean estos macizos será menester suponerlos en todos aquellos casos en que las mineralizaciones puedan referirse al tipo de mineralizaciones primitivas. Hay todavía escue-

(1) «Ingeniería y Construcción», Madrid Febrero 1925.

las que suponen posible la formación de un yacimiento mineral por el simple juego de agentes, y remociones superficiales sobre las inclusiones minerales contenidas en las rocas, así eruptivas como sedimentarias; pero fácilmente se comprende que este linaje de geología puramente superficial, sin el recurso de enérgicos mineralizadores y temperaturas elevadas, ha de tropezar con grandes dificultades para explicar la génesis de un gran número de yacimientos minerales. Un sencillo ejemplo pondrá de manifiesto ese género de dificultades con elocuencia suma.

Supongamos un enorme yacimiento de piritas como los del tipo Ríotinto, en esta provincia de Huelva. Según esas teorías estos yacimientos podrían haberse formado por la acumulación, en zonas adecuadas, de disoluciones sulfatadas, seguidas de una reducción a sulfuros por la intervención de la materia orgánica. Sobre ser este proceso enrevesado e inverosímil nótese la especial circunstancia sobre la cual vamos a insistir, y es: que la producción de esas disoluciones sulfatadas, férricas y ferrosas, sólo pueden originarse en la naturaleza por la oxidación de piritas de hierro, es decir, por la misma especie química cuya acumulación, en grandes masas, queremos explicar. Por consiguiente, si el punto de partida es, químicamente, de la misma naturaleza que aquel otro a que queremos llegar, ¿por qué no indagar si existe en la naturaleza un medio hábil y verosímil para que esas inclusiones de sulfuro de hierro, originalmente almacenadas en magmas eruptivos, se acumulen en sitios privilegiados cuando esos magmas guardan todavía elevada temperatura y grandes energías y actividades químicas? Es éste, a no dudar, el solo punto de partida racional y lógico, y hoy apenas si existe autor que se ocupe en serio en estas cuestiones y que conceda a esas añejas teorías otro lugar de aquel que les corresponde en la parte histórica de la ciencia. Se conviene por la mayoría de los autores en que la relación entre los yacimientos minerales de naturaleza primitiva y las rocas eruptivas es axiomática, y que la separación de las especies minerales se ha efectuado a raíz de las intrusiones hipogénitas con predominio de procesos neumatolíticos primero e hidrotermales después; todo lo cual es posible, lógico y racional, cuando los magmas conservan todavía esas grandes energías a que antes nos referíamos.

Pero con estar todo esto muy arraigado en las convicciones de la mayoría de los geólogos, no se ha ensayado hasta aquí un intento de síntesis parecido al que nosotros venimos defendiendo en nuestros escritos sobre estas interesantes y sugestivas cuestiones. Como se sabe, el punto de partida para las teorías hidrotermales fueron los estudios de Jouqué y Deville sobre fumarolas volcánicas, y si bien es cierto que es éste un excelente punto de partida, no es menos cierto también que se ha venido viendo en los yacimientos minerales casos ciertamente emparentados con los fenómenos

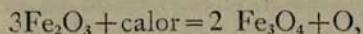
volcánicos, pero sin llegar a estrechar esos lazos de parentesco hasta donde es posible estrecharlos. Sólo así se comprende que en una región como esta de Huelva no se haya señalado de antiguo una relación evidente entre los yacimientos sulfurados de hierro y los carbonatados de manganeso y hierro; pero no una relación de posición, que no tendría explicación plausible, sino una relación genética de tal suerte clara y bien definida que, a nuestro modo de ver, proceden del mismo fenómeno metalogénico. Y esto que acontece aquí, en esta clásica región, es general para todas las regiones metalogénicas, y por ello hemos tenido la pretensión de moldear una teoría general que explique en breve síntesis la génesis de mineralizaciones primitivas.

A nuestro juicio, no se ha llegado antes de ahora al establecimiento de una síntesis tal por haber sido excesiva la asimilación entre los fenómenos volcánicos y los metalogénicos. El fenómeno volcánico puede ser y es un caso especial del fenómeno metalogénico; pero no es ni puede ser todo el fenómeno.

La verdadera asimilación para la génesis del yacimiento debe hacerse con la intrusión hipogénica, colocándonos o tratando de colocarnos de un modo intuitivo en aquellas condiciones de medio ambiente profundo, que no son ni pueden ser nuestras habituales condiciones de medio.

Algunos ejemplos, al par de aclarar los anteriores conceptos, nos llevarán con paso firme y seguro a formular la teoría general:

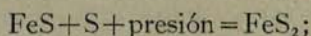
a) La forma estable entre las minas de hierro es el sesquióxido. Sin embargo, la magnetita se da, con profusión y abundancia considerables, en todos los yacimientos primitivos de profundidad. La mayoría de los autores suponen una precipitación primitiva al estado de sesquióxido, seguida de una reducción que ha referido la especie al estado de magnetita. Ello es verosímil, y más todavía dentro de nuestros puntos de vista, los cuales, como luego veremos, consiste en suponer que los hidrocarburos acompañan siempre a las fumerolas volcánicas; pero con todo, nos lleva hacia otra deducción, no ya la hipótesis, sino el hecho de que la forma estable para grandes temperaturas es la magnetita, y así, haciendo un llamamiento a la metalurgia, para que venga en nuestra ayuda, nos encontramos con que de 1,700° a 1,800° se verifica la siguiente reacción:



por la cual el óxido férrico se convierte en hierro magnético; y es que, según sabemos, los resultados de la termoquímica varían continuamente cuando varían temperatura y presión o cuando intervienen otras energías. Para nuestros habituales medios tenemos formado un cuadro donde figuran las formas o especies más estables;

pero ese cuadro está sujeto a variaciones notables cuando varían de igual suerte las condiciones normales;

b) La pirita o bisulfuro de hierro sometida a temperatura en vaso cerrado pierde un equivalente de azufre y pasa o monosulfuro. A primera vista parece como que habrían de ser esas las condiciones dominantes en los medios profundos; pero en ellos impera también la presión en medida, que no es habitual en esa operación metalúrgica de la calcinación en vaso cerrado. Ese predominio de temperatura y presión en medios profundos pudiera explicarnos satisfactoriamente el dominio de la pirita sobre el monosulfuro entre las menas sulfuradas de hierro, de tal suerte, que bien pudiéramos escribir:



c) En profundidad, aparte los silicatos y fosfatos, apenas si existen otras oxisales de metales y metaloides comunes. Ello no es motivado por la solubilidad de la mayoría de las sales metálicas, porque pudiera haber manifestaciones copiosas de la minoría, como inclusiones en rocas hipogénicas, y si la temperatura pudo estorbarlo, en los primeros momentos pudieron yacer al contacto, formadas después por procesos hidrotermales, especies carbonatadas de toda suerte de metales y especies sulfatadas de bario y plomo, por no citar otras igualmente posibles. No se dan, sin embargo, estos casos, y si algunos se dan, en profundidad muy relativa, ello ocurre en las grietas filonianas, que son vías fáciles y expeditas para oxidaciones exógenas por vía centrípeta.

La falta de oxisales en profundidad hay que buscarla, pues, en una razón general que abarque a todas por igual, y ella no puede ser otra que la falta de oxígeno, ya que, por lo visto, todo el que pudo formarse de un modo original en las entrañas de nuestro planeta debió fijarse preferentemente en bases alcalinas y alcalinotérreas y en la combustión de hidruros de metaloides trivalentes y tetravalentes. Por eso las solas inclusiones salinas abundantes, dentro de los silicatos, están constituídas por los fosfatos. La abundancia de hidruros de silicio en las regiones en fusión del planeta, por un lado, y el agotamiento de oxígeno por otro, han debido ser las razones para que la combustión no haya alcanzado en grandes proporciones y de un modo general a los hidrocarburos. Estos compuestos no pueden faltar, en grandes cantidades, en las zonas profundas de nuestro planeta; allí donde ha habido hidrosiliciuros en abundancia ha debido haber, con mayor razón, carburos, ya que estos compuestos son más estables que los siliciuros. Entre ellos hay muchos fuertemente endotérmicos, y ello asegurará una gran estabilidad para esos compuestos en las condiciones habituales y propias de los magmas en fusión en las regiones profundas, y así se comprende que los hi-

drocarburos y los compuestos de nitrógeno, de igual calidad térmica, figuren en los aerolitos, en las colas de los cometas y, en general, en todo medio reductor a temperatura elevada.

### Teoría general de metalogénesis primitiva

Resulta de lo anteriormente expuesto que al establecerse una intrusión hipogénica en zonas de la corteza terrestre, esa intrusión

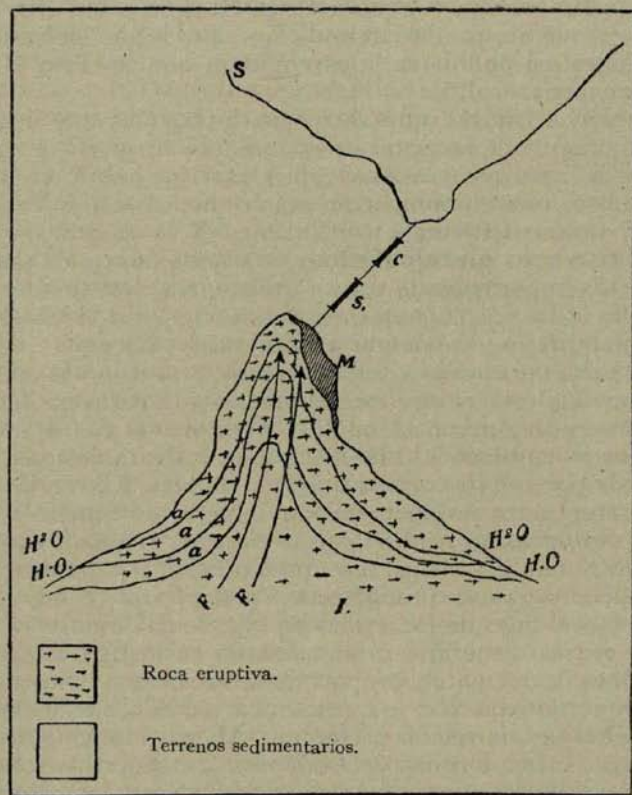


Fig. 1.<sup>a</sup>

contendrá, ante todo y sobre todo, hidrocarburos como compuestos primitivos los más estables. Podrá además contener y contendrá, en la mayoría de los casos, gran suma de compuestos primitivos, en su mayoría volátiles y solubles, de fácil separación ulterior, pero todo ello envuelto en un ambiente hidrocarburado que no debe faltar,

tanto por lógica deducción cuanto por lo que nos dicen los hechos observados. Entre esos compuestos primitivos figuran los clorofluoruros, sulfuros, seleniuros, telururos, nitruros, arseniuros y antimonio: los fosfuros y siliciuros de hidrógeno debiera encontrar, a juzgar por los hechos observados y por sus elevados calores de combustión, el oxígeno necesario para estabilizarse en los correspondientes anhídridos y ulteriormente en sales diversas.

Los compuestos primitivos a que acabamos de referirnos no encuentran estabilidad en el nuevo medio adonde han sido conducidos de un modo brusco, y forzosamente ha de establecerse entre la intrusión y el medio que la circunda un cambio de elementos, con lo cual se logra, en definitiva la estabilidad, que es el fin último en todo fenómeno natural.

Supongamos (fig. 1) una intrusión hipogénica que llega a una determinada región de la corteza terrestre, cuya superficie figuramos en **S**. Entre la intrusión y esa superficie exterior habrá, en la mayoría de los casos, una comunicación más o menos fácil y complicada que nosotros esquematizamos con la línea **X**, a la cual daremos el nombre de **trayecto metalogénico**; y la designamos así porque sobre todas esas superficies de menor resistencia, por donde escapan las fumerolas y las disoluciones, es donde vienen a establecerse los criaderos metalíferos. Volviendo a la intrusión decimos que en ella dominan las altas presiones y temperaturas, y tanto unas como otras van decreciendo desde el interior del macizo a la periferia del mismo. Si toda comunicación con el medio extracortical fuera imposible, no habría otros cambios y diferencias que las establecidas entre la intrusión y la porción de corteza que la circunda. Ello sería suficiente, sin embargo, para producir un movimiento de fumerolas del corazón a la periferia, movimientos que estarían regulados por la ley de Vant'Hoff, relativa a las tensiones osmóticas, y sobre toda la superficie del macizo se producirían los depósitos y segregaciones acarreadas por el flujo de fumerolas en vía esencialmente neumatolítica. Pero el caso general será el señalado en la figura, en el cual, a las tensiones decrecientes, propias de la intrusión, viene a sumarse la depresión originada por esa comunicación **X** con el exterior, y en ese caso habrá una región preferente, **M**, para la concurrencia de fumerolas, produciendo unas veces depósitos neumatolíticos de óxidos, debidos a la descomposición de clorofluoruros, y otros depósitos de sulfuros, directamente precipitados en forma primitiva.

En estos casos las superficies de igual presión, dentro del macizo, serán tangentes a la superficie del mismo a profundidades no muy crecidas a partir de la cresta, y las fumerolas tomarán caminos normales a estas superficies y concurrentes hacia la región preferente **M**, en la cual se establecerá el depósito neumatolítico, de la naturaleza anteriormente apuntada, al contacto con el macizo eruptivo.

En zonas superiores al trayecto metalogénico **X** podrán establecerse formaciones sulfuradas de tipo hidrotermal, **S**, y más arriba

todavía, cuando las influencias oxidantes se dejen sentir, al punto de entrar en combustión los hidrocarburos, podrán establecerse, y se establecerán, formaciones carbonatadas, C, generalmente de hierro y manganeso. Esta combustión de hidrocarburos, que de un modo general acompañan, en nuestras hipótesis, a las fumerolas primitivas exhaladas por los magmas hipogénicos, suministran el mineralizador para las formaciones carbonatadas, y como es éste el punto esencial de las teorías que estamos exponiendo, conviene examinar el hecho un poco detenidamente. El hidrocarburo que, como decimos, acompaña a fumerolas y disoluciones desde los macizos eruptivos hasta las regiones donde entra en combustión, es en profundidad el protector del sulfuro y en realidad sirve de regulador para que las influencias oxidantes no alcancen a los sulfuros. Decíamos anteriormente que una grieta filoniana era una vía fácil para el acceso en la corteza, por vía centrípeta, de toda suerte de acciones e influencias oxidantes, y así, cuando esos fenómenos tienen efecto, entra en combustión una parte del hidrocarburo, carbonatándose los elementos susceptibles de carbonatarse dentro de las disoluciones. De esta suerte las gangas habituales en los yacimientos de sulfuros son: calcita, siderosa, dialogita, barita, cuarzo y rodonita. Por lo que toca al bario, aun cuando el primer impulso mineralogénico fuera el de precipitarse al estado de carbonato, como la estabilidad del sulfato es máxima y el medio es adecuado para el tránsito, la precipitación se efectúa al estado de sulfato. En cuanto al cuarzo y silicato es sabido que la sílice se disuelve con facilidad en aguas con anhídrido carbónico, y después, al perder el exceso, se precipitan sílice y silicatos. Por eso nosotros en este grupo de gangas carbonatadas incluimos la barita, sílice y silicatos, y si se observa bien, y ya tendremos ocasión de poner ejemplos copiosos, siempre en los yacimientos de sulfuros son esas las gangas frecuentes; diríamos mejor que son esas las solas gangas posibles. Según eso, nosotros consideramos que las gangas filonianas no son producto de secreción lateral, tomados en remociones superficiales de aguas cargadas de anhídrido carbónico exógeno, sino que son productos originales de procedencia realmente primitiva; y si el carácter de superficialidad relativa pudo inducir a esa creencia, téngase en cuenta que la combustión de hidrocarburos no puede operarse de un modo general sino en esas regiones donde la oxidación deja sentir su influencia.

De esa misma superficialidad participan también, en todo caso, los grandes yacimientos carbonatados, y ello por la misma razón apuntada. Hemos dicho que esa superficialidad es relativa, porque en las grietas filonianas la sílice y gangas carbonatadas paragenéticas alcanzan a veces grandes profundidades, y desde luego bastante mayores de las que habitualmente alcanzan los grandes yacimientos carbonatados, que son el último término de los fenómenos metalogénicos.

Al tratar de la carbonatación en general hemos de decir mucho acerca del verdadero papel representado por las calizas. Adelantaremos desde ahora que ese papel no es tan activo como se supone en los fenómenos de carbonatación. Hay un elevado coeficiente de confusión dada la semejanza de naturaleza química entre mineralizadores y mineralizantes; y este último es realmente el papel de las calizas en razón de su gran solubilidad. En su día trataremos de demostrarlo; por lo pronto conviene señalar el hecho.

Pero el carácter carbonatado de las gangas filonianas, y sobre todo ese mismo carácter que por todas partes afectan de un modo general las formaciones metalogénicas que señalan el fin de los fenómenos con grandes depósitos de carbonatos, no dicen todavía cuanto puede decirse en favor de la hipótesis de los hidrocarburos. Hay algo que, unido a lo anterior, da a la hipótesis verdadero estado de realidad. Nos referimos a la huella fehaciente del hidrocarburo en los fenómenos metalogénicos.

Se observa en el respaldo sedimentario de las grandes masas de pirita una fuerte impregnación carbonosa en las pizarras que lo constituyen, y ello no puede ser debido a otra cosa sino a la combustión incompleta de hidrocarburos en esa zona, donde han penetrado por difusión y donde hay posibilidad de influencias oxidantes. Lo elevado de las temperaturas a que por regla general se depositan los sulfuros neumatolíticos no permite manifestaciones más expresivas.

Cuando esas temperaturas son más moderadas, sin ser todavía posible la combustión en masa, las condensaciones de hidrocarburos se van posibilitando y poniendo de manifiesto, y así en un gran número de yacimientos de sulfuros en calizas se observa que éstas suelen ser bituminosas, y si bien es cierto que ello pudiera atribuirse a la naturaleza de las calizas, se comprueba con frecuencia que los mismos bancos calizos, cuando se alejan de los yacimientos, no suelen ser bituminosos, y ello da lugar a pensar en la procedencia inorgánica de los hidrocarburos. En los yacimientos de plata y mercurio se acentúa de tal modo la presencia de hidrocarburos que en realidad no hay yacimientos de cinabrio donde falten. Se comprende que así sea, porque siendo estos sulfuros aquellos que se precipitan a temperaturas más bajas, ello da ocasión y posibilita la condensación de los compuestos químicos a que nos venimos refiriendo.

Resulta, pues, que si los hidrocarburos son compuestos estables a grandes temperaturas como es el caso para las regiones infracorticales de nuestro planeta; si la naturaleza de las gangas filonianas y de las grandes formaciones carbonatadas, que señalan el fin de los fenómenos metalogénicos, pueden explicarse perfectamente por una combustión de hidrocarburos; si las huellas de estos elementos acompañan de un modo fehaciente a los yacimientos minerales en forma que no deja lugar a dudas, y si, finalmente, los hidrocarburos



son dominantes en las erupciones submarinas, ¿no es ciertamente verosímil el atribuirles un papel esencial en los fenómenos metalogénicos en el modo y forma que venimos exponiendo? Nosotros te-

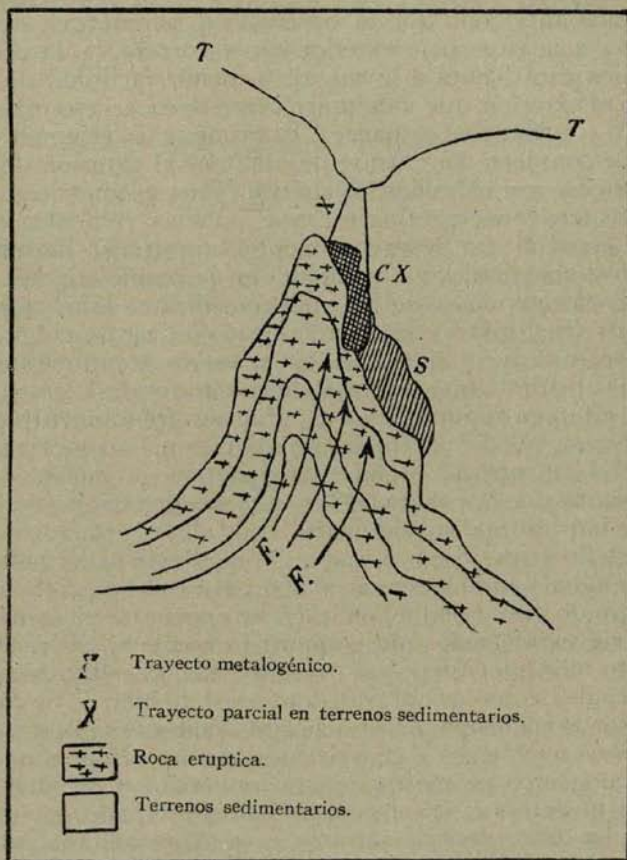


Fig. 2.º

nemos la convicción íntima de que las cosas se desarrollan en la naturaleza del modo expuesto, y habrían de ser muy sólidos y convincentes los argumentos en contra para hacernos desechar las ideas que nos tenemos forjadas.

El trayecto metalogénico más arriba definido no es testigo, en la mayoría de los casos, de formaciones metalogénicas completas. Casi siempre ese trayecto experimenta contracciones, no sólo desde el punto de vista geométrico, sino también, y muy especialmente, desde el punto de vista geoquímico o metalogénico. Entre esos ca-

so que pueden variar al infinito, según la aportación mineralogénica de la intrusión y según la comunicación más o menos fácil con el exterior, hay dos con una facie típica y constante que conviene señalar.

Digamos ante todo que la contracción geométrica depende de la distancia a la superficie exterior de la corteza, y la contracción metalogénica está ligada a la mayor o menor facilidad de comunicación con el exterior, que vale tanto como decir acceso más o menos fácil para las influencias oxidantes. El primer caso es aquel en que la intrusión se convierte en efusión de magmas al exterior de la corteza. En este caso son máximas las contracciones geométricas y metalogénicas. Las tres fases metalogénicas se reúnen y coinciden en la misma región espacial con desprendimiento tumultuoso de fumerolas y producción de cavidades amigdaloides en la región superficial de las magmas. Estas cavidades se rellenan con silicatos hidratados de metamorfismos (teolitos) y con metales nativos, plata, cobre y, excepcionalmente, hierro; y si el caso se examina atentamente se comprende sin dificultad que una metalurgia natural, a gran temperatura y en régimen reductor por el gran desprendimiento de hidrocarburos, no se puede dar otros productos que los ya citados, a los cuales será bien agregar el hierro magnético en inclusiones, en los mismos magmas, y la calcita, relleno de las grietas y cavidades por circulación hidrotermal subsiguiente. Todo ello es armónico con nuestros puntos de vista, toda vez que la combustión del hidrocarburo suministra agua y anhídrido carbónico para rellenos carbonatados.

El segundo caso es aquel en que el trayecto metalogénico queda de tal suerte establecido que empieza la combustión y carbonatación cuando termina el depósito neumatolítico de sulfuros de contacto, en los cuales, como es natural, domina el de hierro. Se caracteriza este tipo por la inclusión, en el depósito neumatolítico, de los subtipos más caracterizados de génesis hidrotermal. Representa un trayecto metalogénico geométricamente moderado o de fácil comunicación con el exterior, en el cual se han anticipado las influencias oxidantes. La gran masa de sulfuros es la expresión acabada de este caso, y en la figura 2, damos el esquema metalogénico. El trayecto metalogénico y parcial X puede ser estéril o pueden continuarse en él las formaciones hidrotermales de tipo carbonatado iniciadas ya en C al contacto de la intrusión. Expuestos los principales rasgos de nuestras teorías metalogénicas no creemos oportuno entrar en mayores desarrollos sin decir algo acerca de los puntos de vista que nos son afectos en geogenia, pues no estaría bien hablar de formaciones metalogénicas sin decir algo sobre el origen probable de los elementos químicos, cuestión obscura, en la cual sólo podemos aventurarnos en las de hipótesis más o menos verosímiles.



## MONOGRAFIA MINERA DE LA PROVINCIA DE COQUIMBO

POR

J. KUNTZ

Ingeniero Consultor del Cuerpo de Ingenieros de Minas.

## INTRODUCCION

**Historia.**—El tiempo de mayor auge de la minería chilena a mediados del siglo pasado, fué también el de la producción más intensa de minerales en la provincia de Coquimbo cuando estaban en su apogeo las famosas minas de Tamaya, La Higuera, Brillador y Chile marchó a la cabeza de los países productores de cobre. La industria minera obtuvo un gran impulso gracias a la introducción del horno reverbero en 1842 cerca de La Serena, por el metalurgista alsaciano Carlos Lambert y el horno de soplete en 1857. Lambert explotó minas cerca de La Serena, especialmente la Brillador y muy pronto se empleó también el horno reverbero en los otros grandes centros mineros.

Así como en aquel tiempo la minería entró a un período de prosperidad por la modernización de los métodos de beneficio, de la misma manera la introducción de métodos modernos en la explotación, en el beneficio y en la administración puede hoy día servir de estímulo para el restablecimiento y apogeo de la industria minera nacional.

El agotamiento de las zonas ricas de oxidación y de los broncees enriquecidos en las minas, la baja del precio del cobre y otras causas hicieron decaer la industria minera en los últimos decenios del siglo pasado. Desde unos 15 años se puede constatar un resurgimiento y Chile se levantó desde el lugar sexto hasta el segundo como productor de cobre.

**Perspectivas.**—Aunque este hecho se debe casi exclusivamente a las dos grandes Empresas norteamericanas de Chuquicamata y El Teniente, la provincia de Coquimbo pronto tomará parte en el aumento de la producción por la reanudación de las faenas en los centros mineros principales de cobre, Tamaya y La Higuera.

En otros minerales de importancia también existen proyectos para centralizar el beneficio de los minerales abundantes de media y baja ley, por medio de establecimientos de concentración como cerca de Rivadavia, en Talcuna, San Antonio, Pajonales, cerca de Ovalle, Combarbalá y Chalinga.

Una característica de esta provincia es el gran número de minas

pequeñas. La región no sólo posee valiosos yacimientos sino también agua y cultivos suficientes para alimentar una población bastante grande, y, como los habitantes son muy mineros, no falta un gran número de dueños de minas pequeñas. El número de pertenencias pedidas en la provincia alcanza a 4,700 con 16,500 hectáreas. Muchas de estas propiedades contienen minerales aprovechables y bajo una dirección adecuada podrían explotarse con ventaja.

**Conducciones locales.**—La provincia de Coquimbo, como también las provincias vecinas hacia el sur tienen la gran ventaja de contar tanto con las minas como con el agua, tan necesaria para el beneficio de los minerales; mientras que las provincias del norte cuentan con minas, pero no con el agua y las del sur disponen de abundancia de agua, pero no tienen minas. Por eso las provincias del centro de Chile como la de Coquimbo están llamadas a introducir los métodos más modernos de beneficiar los minerales abundantes de baja ley por medio del agua y ayudar al fomento de la industria.

Otra ventaja que ofrece la provincia es la baratura de la vida, comparada con las provincias mineras del norte, debido a la fertilidad de los valles que tienen fama por sus frutas abundantes y sus cereales. En consecuencia, también los jornales y los trabajos mineros son comparativamente baratos y no han subido en el mismo grado que ha bajado la moneda chilena. La provincia posee el mejor puerto de Chile, central y septentrional y varias caletas; el ferrocarril longitudinal se extiende por todo el largo de la provincia y tiene varios ramales, uno a lo largo del valle del río Elqui, otro de Ovalle a la costa y a la Cordillera y de Illapel a Salamanca. Los ríos Elqui, Río Grande (Limarí) y Choapa, pertenecen a los más grandes de Chile central.

### Oro, Plata, Hierro, etc.

Aunque el cobre es el metal más importante en la provincia, como en todo Chile, no faltan otros metales. Por sus vetas ricas de oro tuvo fama el mineral de Andacollo que ahora se trabaja como mineral de cobre, después de agotarse las zonas de enriquecimiento secundaria en oro; la mina de Talca todavía se trabaja, como también una mina cerca de Illapel, mientras que las minas de Punitaqui (Altar), Las Palmas, Cerro Llahuin y otras, están de pára. Recientemente se han formado varias empresas de lavaderos en la región al Poniente de Combarbalá.

Hay diversas minas conocidas por sus yacimientos ricos en plata como las de Condoriaco, Quitana, Arqueros, Rodeito, Algodones y Nueva Elqui. Dos de ellas están en explotación, las otras están de pára o ejecutan trabajos de reconocimiento.

Más importantes son las minas de hierro, en primer lugar la

mina Tofo que es la más grande de hierro en Chile, con una producción actual de unas 100,000 toneladas mensuales.

De otros metales se debe mencionar el plomo del cual existe una mina de alguna importancia en la Cordillera, al Oriente de Combarbalá, y el manganeso del cual hay varios mantos importantes en los departamentos de Serena y Coquimbo.

### Producción

Una demostración de la intensa actividad minera en los tiempos pasados la constituyen los numerosos escoriales distribuidos por las regiones mineras de la provincia, indicando los puntos donde se fundieron los metales. Los establecimientos más grandes fueron los de La Serena, Coquimbo (Guayacán), Panulcillo e Illapel. Actualmente todos están de pára, Guayacán desde hace poco tiempo y varios en ruinas.

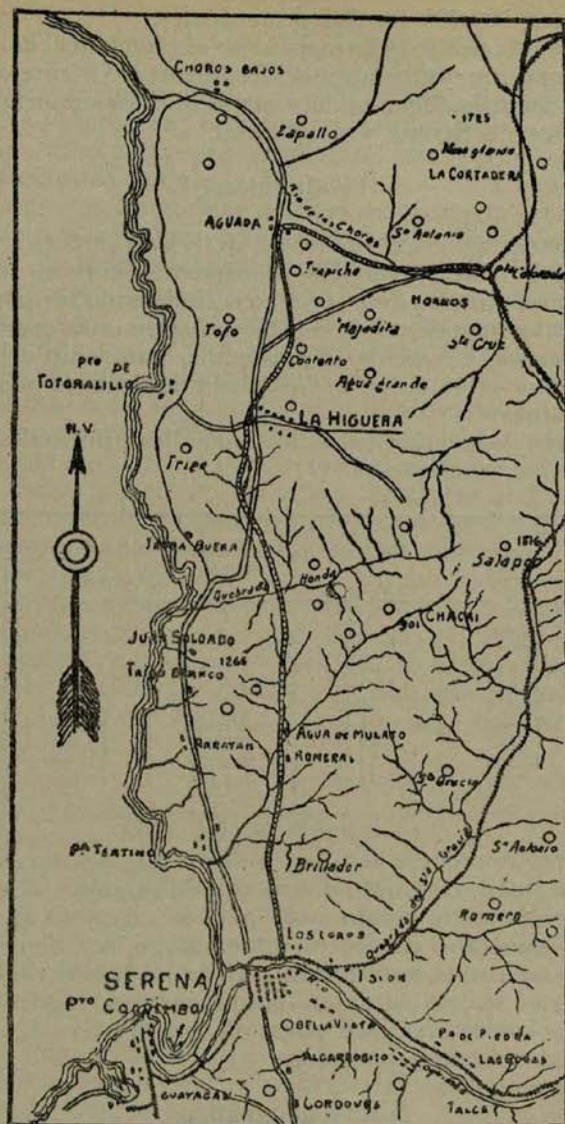
Las cifras de producción de los minerales principales en la provincia, son las siguientes:

Años	Cobre tons.	Minerales ley	Plata extraída gramos	Oro extraído Gramos	
				barra	lavaderos
1914.....	96,500	5,67			
1915.....	74,927	5,39			
1916.....	71,823	4,24			
1917.....	16,912	11,57			
1918.....	35,273	10,53			
1920.....	43,582	6,44	394,430	28,603	11,040
1921.....	10,557	12,28	289,091	52,429	39,708
1922.....	10,500	13,58	945,127	42,768	65,910
1923.....	7,436	11,85	368,384	45,746	17,236

Las cifras referentes al cobre indican que los establecimientos de fundición fueron paulatinamente paralizándose y que, actualmente, se explotan minerales sólo para la exportación. La mayor parte de los minerales existentes, sin embargo, son de una ley inferior a la que admite la exportación y ahora no tienen valor. Esto demuestra la gran necesidad de establecimientos de concentración por medio de los cuales una gran parte de estos minerales de media y baja ley pueden ser aprovechados.

### Notas geográficas

La provincia de Coquimbo está situada entre los grados de latitud 29 y 32 y corresponde, pues, a la más meridional de las provincias del norte. Es muy montañosa en casi todas partes, únicamente entre los ríos Elqui y Limarí cerca de la orilla del mar y a lo largo del río



Mapa de la Provincia de Coquimbo

Limarí hay varios llanos grandes. La Cordillera de la costa alcanza 1,500 metros en el cerro del Toro cerca de Andacollo y la alta Cordillera sube hasta 6,250 metros en el cerro de Olivares.

No existe un valle longitudinal como los hay más al sur, pero el valle en que corren los ríos Pama, Guatulame y una parte del Río Grande, pueden tomarse como un indicio de él; en todo caso, forma la línea divisoria entre la Cordillera de la costa y los contrafuertes de la alta Cordillera en aquella parte. En otras partes la primera pasa sin división a la otra.

Los ríos principales son el río Elqui, formado por sus dos afluentes, río Turbio y río Claro; el río Grande con sus afluentes Guatulame y Hurtado con los cuales forma el río Limarí y el río Choapa en el límite Sur de la provincia con sus afluentes río Illapel y río Chalinga. Todos estos ríos salen de la alta Cordillera y tienen agua para fuerza y para plantas de beneficio durante todo el año.

**Condiciones geológicas.**—Las condiciones geológicas de la provincia son similares a las de las otras provincias centrales; la región costanera la ocupan las rocas eruptivas ácidas, y en partes, las pizarras antiguas del arcaico como ser gneis, esquistos micáceos, hornbléndicos y argiláceos, cuarzitas, areniscas, conglomerados, etc. Las eruptivas corresponden a granitos, granodioritas y dioritas con ramas supra-ácidas y supra-básicas.

En varios puntos de la costa, principalmente en el llano de Coquimbo, se encuentra una formación terciaria de poca extensión que consiste en areniscas de color claro con inclinación suave al O. Arriba de esta y parcialmente cubriéndola descansan capas cuaternarias que corresponden principalmente a acarreos y que se extienden también por la parte inferior del valle de Elqui. Se las encuentran también en los otros valles principales.

Hacia el interior la antigua formación costanera queda cubierta por la formación andina de la edad mesozoica consistiendo en porfiritas, diabasas y otras rocas básicas como capas e intrusiones. Las últimas, en partes, se extienden por la formación costanera hasta el mar. La línea divisoria entre las dos formaciones sigue en el norte de la provincia aproximadamente a la línea férrea longitudinal, en el departamento de Combarbalá está al poniente, en el de Illapel al oriente del ferrocarril. Más al oriente se encuentran intercaladas entre las capas efusivas los sedimentos de la formación: calizas, esquistos, areniscas, etc., los cuales, sin embargo, en esta provincia no tienen tanta extensión como más al norte.

Una señal característica de la provincia de Coquimbo son las grandes intrusiones de granodiorita que atraviesan la formación mesozoica, generalmente en dirección N. S. y que ocupan una gran parte de la cuesta poniente de los Andes. Aparecen en macizos grandes como arriba de Rivadavia y cerca de Tulahuén o como filo-

nes potentes en muchas otras partes, empalmándose y ramificándose. Pertenecen a la edad del mesozoico superior y del terciario inferior.

Más al Oriente, en la alta Cordillera, todas estas rocas están parcialmente cubiertas por las capas efusivas del terciario, andesitas, traquitas, liparitas, etc., que forman las elevaciones más altas, como en otras provincias andinas.

### Los yacimientos metalíferos

Se encuentran distribuidos según sus relaciones con las diferentes rocas eruptivas. Los centros mineros más grandes de cobre, Tamaya, Panulcillo, Brillador e Higuera existen en la formación costanera. Las vetas principales de Tamaya y de Brillador son vetas de contacto y, probablemente, se constatará por una investigación más prolija, que otras vetas importantes también tienen relación con filones de andesita y otras rocas eruptivas del terciario. La mineralización se extiende, en partes, también a la roca encajadora como en Tamaya, Panulcillo, Brillador y otras vetas, pero la forma principal de los yacimientos en esta formación es la de la veta real. La corrida es generalmente larga (en Tamaya, 3 km.) la potencia alcanza, a veces, varios metros, pero puede ser reducida por largos trechos.

Los minerales cupríferos consisten en malaquita, crisocola, azurita, covelina, cuprita, amalgrado, cobre nativo, calcosina, calcopirita y piritita cuprífera; faltan la atacamita y los sulfuros brochantita y calcantita, enargita y raramente aparecen la bornita y la tetrahedrita, mientras la bornita abunda generalmente en las vetas de la formación básica de la Cordillera. Allá los minerales de cobre contienen frecuentemente una ley apreciable de plata mientras los yacimientos de cobre en la formación costanera a menudo contienen oro.

En las porfiritas los yacimientos de cobre en muchos casos tienen la forma de mantos o de zonas de impregnación como en Talcuna, Cañas, Porongo, Las Breas, Uchunní (en areniscas de la misma formación), San Antonio (en calizas), Pajonales, Samo Alto, Paloma, Los Sapos (en cuarcita) y otros más.

En esta formación se encuentran las minas de plata (Quitana, Arqueros, Rodaito, Algodones, etc.), mientras las vetas auríferas aparecen en la formación ácida de la costa (Talca, Punitaqui, Las Palmas), o, como Los Sauces, en las intrusiones de la granodiorita por la formación andina.

En la última se hallan también los depósitos de manganeso, en conexión con calizas (Cañas, Corral Quemado, Miquitaco) y los de plomo; el manganeso en forma de mantos, el plomo como vetas y como capas de toba porfírica mineralizada (Río Torca).

Y, por fin, el hierro se encuentra como depósitos de diferenciación



magmática en la diorita de la formación costanera y a lo largo de contactos. El yacimiento más grande de la provincia es el de El Tofu (actualmente en explotación por la Bethlehem Steel Corp. Ltd.) formando con el de Algarrobo los dos más importantes conocidos en Chile.

## Departamento de La Serena

Este departamento comprende la parte inferior del río Elqui, con sus afluentes del Norte hasta la quebrada Marquesa y, por consiguiente, tiene agua suficiente para los fines de la minería.

En cuanto a la formación geológica ésta consiste principalmente en rocas mesozoicas, en primer lugar capas de porfirita atravesadas en partes por intrusiones de granito y diorita. Sólo la parte noroeste presenta la formación antigua de la costa, que hacia Serena se estrecha. El límite entre las dos formaciones sigue aproximadamente la vía férrea longitudinal a distancias variables por su lado poniente. Hay varias intrusiones potentes de granodiorita que pasan por la formación mesozoica, de las cuales una se puede observar entre las estaciones Altovasal y Rojas, del ferrocarril Serena-Rivadavia. Otras aparecen más al interior como las de Sauces y de Los Morros.

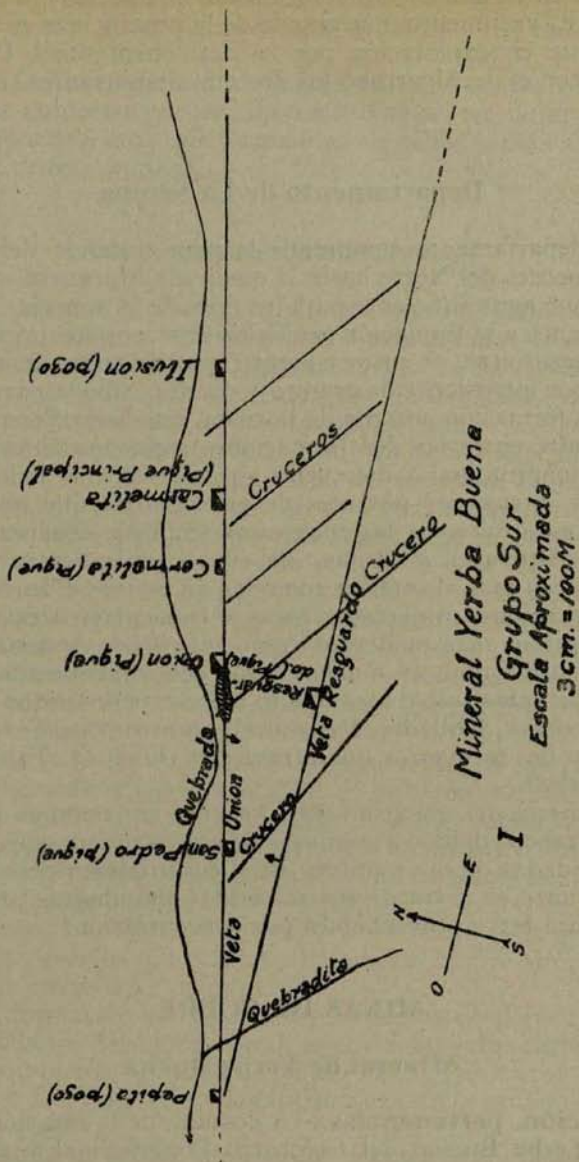
En las regiones mineras las rocas se encuentran atravesadas por filones eruptivos más modernos como ser: los de Andesita, pórfido, porfirita y otros que, en muchos casos, son mineralizados y corresponden a las vetas trabajadas o, a lo menos, tienen éstos en sus salbandas (Tamaya, Brillador, Pajonales); en otros casos causan la mineralización de los mantos que atraviesan (Fortuna, Talcuna, Socorro, Pajonales).

La minería del departamento ha sido en tiempos pasados de gran importancia, debido a la riqueza de sus yacimientos, y hay expectativas fundadas de que también en el futuro desempeñarán un papel importante en vista de sus minerales abundantes de cobre de media y baja ley, aprovechables por concentración.

## MINAS DE COBRE

### Mineral de Yerba Buena

**Situación, pertenencias.**—A dos km. de la estación Incahuasi (antes Yerba Buena) del ferrocarril Longitudinal y a 0,5 hasta 1,5 km. al oriente de este ferrocarril se encuentra un grupo de minas sobre la corrida de dos vetas con rumbo E. O. (Resguardo) y E. N. E. O. S. O. (Unión). Las pertenencias son las siguientes de O. a E.:



Sobre la veta Unión: Pepita . . . . .	2 ha
Unión . . . . .	4 »
Carmelita . . . . .	3 »
Ilusión . . . . .	2 »
Sobre la veta Resguardo . . . . .	2 »
Suma . . . . .	13 ha

Las minas están situadas en una quebradita que sale de la quebrada principal y de acceso fácil. La veta Unión se extiende en la quebrada misma mientras que la veta Resguardo corre a lo largo de la falda parada sur de la quebradita. (Véase croquis).

La región es montañosa, pero contiene poca leña y no hay agua para fines industriales.

**Geología.**—La roca de la cual se forman los cerros es porfírita que se presenta como capas efusivas con rumbo general N. S. y manteo al E., posición que se encuentra muy perturbada por movimientos tectónicos.

En esta parte de la región hay un gran número de filones eruptivos, aparentemente diabasa, que con rumbo N. S. e inclinación parada atraviesan las estratas y que tienen potencias de 0,5 a varios metros. Hay otros sistemas de filones que corren en otra dirección y, al parecer, también las vetas cupríferas corresponden a filones eruptivos mineralizados o, a lo menos, a vetas de contacto. Los filones formaron los caminos para las soluciones cupríferas ascendentes y por eso, se encuentran a menudo bolsones ricos en los cruzamientos de las vetas con ellas.

**Las minas.**—Las minas principales del mineral son La Unión y la Carmelita, ambas en la veta Unión y que en el siglo pasado se trabajaron con éxito.

La mina Unión tiene un pique vertical de 110 m. de profundidad, ahora inaccesible con galerías en 30, 40, 50, 60, 70 y 100 m. Según informaciones del dueño, hay poca explotación hacia el oriente fuera de la zona oxidada, que alcanza hasta 40 m. de hondura. La veta mide en los planes, según dicen, 1,30 m. de ancho y contiene rameos de bronce amarillo. Al lado poniente, donde pasa un crucero, la veta es más rica y allá se encuentran los rajos grandes de explotación que se extienden a unos 50 m. al poniente del pique y hasta 70 metros de hondura.

200 m. al poniente del pique hay otro pique pequeño, **San Pedro** (ahora no accesible). Existen allá, donde pasa otro crucero, algunos rajos superficiales de explotación.

A 300 m. de distancia al Poniente del pique San Pedro, se empalman las vetas Unión y Resguardo, punto donde profundizaron un pozo, ahora aterrado en la pertenencia **Pepita**, sin explotación.

Hacia el Oriente colinda con la Unión la mina **Carmelita** que

tiene dos piques de 100 y 200 m. respectivamente de profundidad, actualmente inaccesibles. La explotación no fué muy extensa en la mina y se efectuó principalmente al Poniente del pique hondo. Según un informe antiguo, se extiende hasta 60 m. al Poniente del pique en la región de los bronces, mientras en la zona oxidada la extensión es más grande. El valor del mineral explotado alcanzó a \$ 200,000. Sacaron todo el mineral de 5% arriba y después de escoger vendieron los minerales con 12% a 15% de cobre a la fundición de La Higuera. El espesor de la veta en la mina es de 1 a 2 m., en varios puntos hasta 3 m. En el nivel II (170 m. de profundidad) hay un frontón al Poniente de 100 m. de largo donde la veta con rameos de bronce amarillo, dicen que tiene 1 m. de ancho.

Los bronces comienzan a 60 y 70 m. de hondura (30 m. en la Unión) debido al hecho de que la boca del pique principal se encuentra unos 55 m. más arriba del pique de la Unión. Tres filones eruptivos (llamados allá cruceros) con 3 a 8 m. de espesor, atraviesan la mina y, probablemente, forman la causa del enriquecimiento de la veta.

Más al Oriente sigue la pertenencia **Ilusión**, sobre la misma veta. El pozo de ordenanza se encuentra a 175 m. de distancia del pique principal de la Carmelita, donde la veta tiene 1 m. de ancho, pero aparentemente, es pobre. En algunos cateos más al Oriente la mineralización en el afloramiento es mejor. La veta es vertical, mientras en las minas descritas arriba inclina paradamente al Sur. Al Oriente de la Ilusión y al Poniente de la Pepita la veta se pierde.

Hacia el Sur de la Unión y con el pique 40 m. más arriba que el de dicha mina se encuentra la mina **Resguardo**, en la veta del mismo nombre. Tiene un pique sobre la veta que es casi vertical, de 80 metros de profundidad, desde el cual salen sólo unos pocos frontones cortos. La zona de oxidación que alcanza 70 m. de hondura, parece pobre y, por eso, la explotación es reducida. Según el informe antiguo ya mencionado, el valor de la producción era de \$ 10,000.

Los minerales más arriba de la zona de los bronces consisten en azurita, malaquita, cobre negro y pecas de bronce amarillo, más abajo en los planes el mineral consiste en bronce amarillo mezclado con pirita. El espesor de la veta es de 30 a 80 cms., la ley se puede estimar entre 5 y 15% en cobre.

Aunque la veta sigue varios centenares de metros más al Oriente, no se encuentran trabajos en esta dirección, mientras que hacia el Poniente hay varios trabajos superficiales de explotación.

(Continuará).



## LA LIXIVIACION POR EL AMONIACO DE LOS RELAVES DE CALUMET Y HECLA (1)

POR

C. H. BENEDICT y H. C. KENNY, Lake Linden, Michigan

(Conclusión).

Antes de abandonar la tentativa de recuperar el amoníaco perdido por medio del vapor, se ensayó un procedimiento de vaporización al vacío, que resultó favorable. Según esta idea, se introdujo vapor sobre la superficie de la arena a la presión atmosférica. Por medio de la abertura del fondo se mantuvo un vacío parcial debajo del filtro y a causa de este vacío el vapor fué arrastrado hacia el interior del lecho de arena. El vapor se condensa al principio en contacto con la arena fría aumentando el vacío, y por consiguiente, la circulación del vapor. Al calentarse la masa de arena se volatiliza el amoníaco, el que es arrastrado y recogido en el agua condensada. Cuando el lecho íntegro está caliente, se mantiene la succión y el vapor se saca y se condensa en un condensador de superficie. Cuando el condensado es lo suficientemente pobre en amoníaco, se suspende la inyección de vapor y se vierte agua sobre la arena. Bajo la acción de la bomba de succión, el agua es arrastrada a través de la arena calentándose y vaporizando una parte y de este modo se obtiene un efecto adicional de vapor.

El tratamiento al vacío se mantiene hasta que los líquidos extraídos contengan una proporción pequeña de amoníaco, generalmente 1 gr. por litro. En la práctica se extrae todo el amoníaco que existe en la arena. El efecto de esta vaporización se muestra gráficamente en la Fig. 1. Hay un aumento de la concentración del amoníaco en el condensado y una disminución igualmente rápida, la producción de vapor no redujo, como se anticipaba, el volumen de la solución destilada para la recuperación del cobre, puesto que las cantidades destiladas tenían que ser equivalentes a la dilución, y ésta no disminuyó mucho.

Dadas las nuevas condiciones de trabajo se necesita la siguiente instalación: Una cañería de vapor, cuatro tapas para los estanques, del tipo en uso, provistas de conexiones para la entrada del vapor y válvulas automáticas de escape para el vapor, juntas de expansión en la cañería de descarga, un condensador de superficie, una bomba de vacío, y una para el condensado. La cañería del vapor tiene una llave frente a cada estanque y las tapas se llevan de un estanque a

(1) Boletín Minero N.º 313, Mayo 1925.

otro, según sea necesario. La válvula de control automática regula la presión de vapor a una pulgada sobre o bajo la presión atmosférica, aunque la circulación varía notablemente y la única junta entre estanques y tapa es el cierre hidráulico que impide el escape del amoníaco. La cañería de descarga del lavado lleva aire, solución y vapor al condensador. El aire es separado por la bomba de vacío y se usa en las torres de oxidación, mientras que la solución y el vapor condensado constituyen el nuevo lavado amoniacal.

A pesar de que el uso del lavado a vapor no tuvo por resultado un ahorro apreciable en la cantidad de solución por destilar, nos fué posible reducirla por medio de un cuidadoso estudio de los factores que controlan la disolución. Al lixiviar por percolación descendente, es costumbre usar el método de desplazamiento de pistón de la solución, es decir, una solución al pasar por la carga, desplaza a la solución anterior. En el caso bajo estudio, hubo una dilución considerable al comienzo, cuando el agua contenida en la arena era desplazada por la primera solución lixivante. Esta dilución se producía al mezclarse la solución con el agua, formando un caldo demasiado rico para desperdiciarlo. Ahora, drenando el agua de la arena en lo posible, y echando sobre ella una cierta altura de solución, antes de comenzar con la percolación; la dilución pudo mantenerse a un mínimo.

Las soluciones siguientes, y los lavados sucesivos, se reemplazan del mismo modo. Más tarde se encontró que aquellos estanques que no se cargaban parejos daban mayores molestias de dilución que los otros y también relaves más altos. Todos los estanques se emparejan ahora con cuidado por medio de un rociador de agua antes de admitir las soluciones. Al verter las soluciones en un estanque, debe cuidarse de que no se formen depresiones, porque se produce percolación desigual en ese caso.

El ciclo de lixiviación usado en 1917 comprendía dos soluciones lixivantes llamadas 1.ª y 2.ª La idea era tener una solución de menor fuerza para obrar sobre arena fresca, a la que seguiría una de mayor poder disolvente para recuperar el residuo de cobre. Pero una mejor comprensión de la química del procedimiento demostró que había muy poca, casi ninguna diferencia en la actividad de las dos soluciones, de modo que para simplificar el proceso las dos soluciones se llevaron gradualmente a casi la misma concentración. Más o menos cuando se adoptó el lavado de vapor las dos soluciones se juntaron en una y en la actualidad se emplea sólo una solución. Este es el método correcto, puesto que es el cobre cúprico el que disuelve el cobre y un exceso de amoníaco sobre la debida proporción no proporciona ninguna ventaja. Una solución de la concentración necesaria llega a saturarse completamente al atravesar una nueva carga de arena, de modo que nada se gana con dos lavados. El lavado amoniacal se usa todavía y se obtiene del condensador durante el lavado al vapor. Este lavado es relativamente rico en amoníaco y pobre en

cobre, la razón usual es de 3:1 en peso. El lavado al vapor va precedido y seguido de lavados de agua. Debe usarse agua suficiente para remover todo el cobre disuelto, antes que la arena se caliente con el vapor, pues de otro modo el cobre se precipita en la arena. El lavado amoniacal debe ser bastante rico en amoníaco y pobre en cobre, pues de lo contrario, el cobre de la solución se hidroliza al diluirse y se precipita.

Al principio la solución destinada a la extracción del cobre se tomaba de aquella más rica en cobre, a la que se agregaba una cantidad apropiada de solución débil para formar un volumen igual al agua introducida al ciclo, y de este modo mantener los volúmenes constantes. Pero, con este sistema, se llevaba a los alambiques una cantidad considerable de cobre cúprico, y era difícil impedir la formación de carbonato básico en la destilación. De este modo se empobrecía la solución por la pérdida de  $\text{CO}_2$ , se reducía la ley de los concentrados y se formaba en el alambique una costra dura que era difícil de arrancar. Según la práctica actual, la primera parte de la solución efluente se lleva a la destilación. Esta solución, que acaba de actuar sobre una carga nueva, está casi toda al estado cuproso; el volumen destilado es tal, que se extrae la cantidad justa de cobre y al mismo tiempo la cantidad de solución se mantiene casi constante. El óxido precipitado es en su mayor parte cuproso y no forma costras como el cúprico. Generalmente algunos metros cúbicos de esta primera solución, se envían al lavado amoniacal, pero esto se hace sólo por conveniencia y para impedir la precipitación de carbonato cálcico en las cañerías largas de los caldos ricos. Las cañerías de lavado son generalmente más cortas y están calientes, de modo que el carbonato de calcio tiende a quedar en solución. Los inconvenientes de las costras de carbonato cálcico se discutirán más adelante. Después de separar la cantidad necesaria de solución rica para la destilación, el resto de la solución, antes de la inyección del vapor, va a constituirse la nueva solución lixivante. Atraviesa las torres de oxidación en su trayecto a los estanques de almacenamiento y es reforzada con cantidades de solución concentrada de carbonato de amonio antes de pasar nuevamente a la lixiviación. El carbonato proviene, o de la destilación, o de carros estanques de los que se obtienen en forma de licor nuevo. Los estanques de arena se drenan completamente antes de pasar el vapor y el líquido efluente que sigue constituye el nuevo lavado amoniacal.

Para indicar el ciclo empleado en la actualidad, se ha representado un estanque en el esquema 1, y la marcha del proceso puede seguirse en el gráfico de la Fig. 2. Este estanque, tomado al azar, es típico, pero nunca dos estanques trabajan exactamente iguales. El tiempo de carguío, es de 6 horas, como se indica, lo que es demasiado largo. En la Fig. 2, se indican las direcciones de las diversas soluciones.

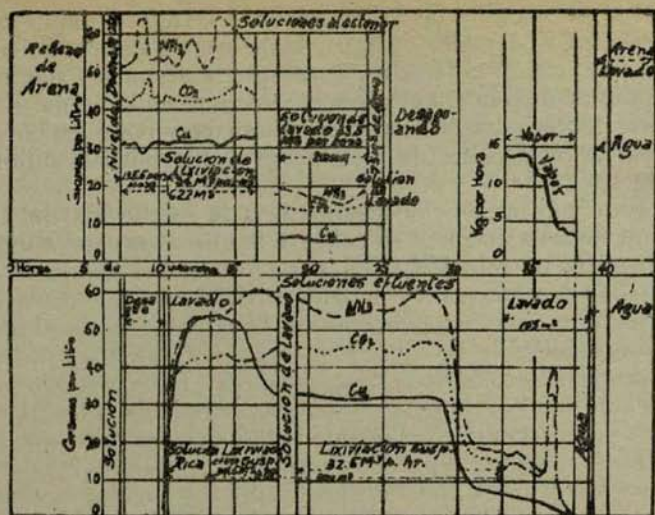


Fig. 1. Ciclo de Lixiviación Típico.

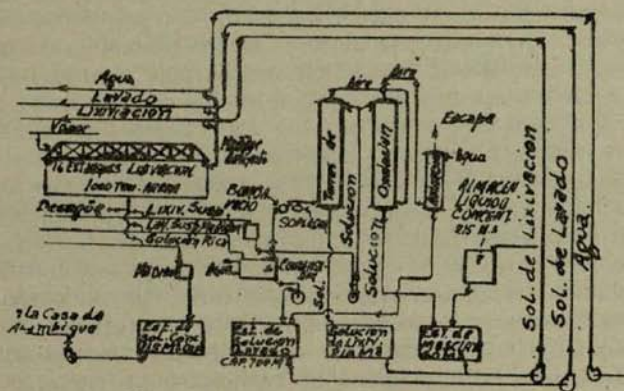


FIG 2 ESQUEMA DE LA LIXIVIACION.

La dificultad de mantener las soluciones al máximo de su eficiencia, puede apreciarse del estudio de los siguientes factores que deben tenerse en cuenta.

**Concentraciones.**—El cobre en la solución (30 gms. por litro), se regula retirando de la circulación una cantidad de cobre equivalente a la extraída de la arena por la solución de cada ciclo. Cuando es necesario se agrega líquido concentrado.

Anhidrido carbónico en la solución (40 grs. por litro). Las canti-



dades nuevas de carbonato deben prepararse según los requisitos de la operación; sólo es posible hacer ajustes paulatinos.

Razón de amoníaco a cobre en el lavado (3 de  $\text{NH}_3$ :1 de Cu); se regula por la cantidad de agua usada en el lavado que precede a la inyección de vapor.

**Volúmenes.**—El volumen de la solución debe mantenerse dentro de la capacidad de los estanques de almacenamiento y en cantidades suficientes para satisfacer cualquiera demanda extraordinaria. Si hay exceso, debe destilarse y si defecto, debe suplirse con solución nueva y lavados. El volumen de las aguas de lavado se regula por la cantidad de agua empleada antes de la vaporización, y por la cantidad separada al fin del ciclo. El volumen del licor concentrado se regula según las cantidades en existencia.

### Oxidación de las soluciones lixiviantes

Se mantienen a 90%.

Los ensayos de la alimentación y de los relaves, para el estanque indicado en la figura 1, son los siguientes y son típicos de la práctica sobre arenas más bien ricas:

	%arena	% Cu. en la alimentación	% Cu. en relaves	% de recuperación
+ 28 mallas .....	2.1	0,731	0,354	51.6
+ 48 > .....	17.7	0,547	0,180	67.1
+100 > .....	59.5	0,550	0,111	79.8
+200 > .....	15.8	0,579	0,092	84.1
-200 > .....	13.9	1,171	0,107	90.9
TÉRMINO MEDIO .....		0,648	0,123	81.0

### Destilación

El proceso de la destilación, en sus términos más simples, consiste en expulsar el amoníaco y el  $\text{CO}_2$  por medio de vapor vivo, recogiendo estos gases para condensarlos y concentrarlos y recoger el compuesto cuproso y cúprico precipitado, principalmente constituido por óxidos. La operación sería sencilla si sólo se formara óxido de cobre en la destilación; pero también se forman los productos intermedios, hidrato de cobre y carbonato de cobre; los que al precipitarse tienden a formar una costra dura. Al principio de los trabajos se encontró que una solución de cobre cúprico producía más carbonato que la solución cuprosa y daba más incrustaciones, pero sólo últimamente se ha descubierto que una incrustación de hidrato puede ser tan molesta como la del carbonato y que la deshidratación del hidróxido de cobre no es tan sencilla como sería de esperar. Con un hervido

continuado, se llega con la deshidratación a un punto tal, que sólo se produce poca incrustación, por cuya razón, en un alambique de simple efecto el óxido es generalmente blando si se ha hecho un cocimiento prolongado. En un alambique continuo, sin embargo, hay siempre un punto donde el hidrato se precipita y aquí se forma la incrustación. Por otra parte el alambique de efecto continuo tiene muchas ventajas en cuanto a economía y capacidad. El tipo ordinario de alambique continuo para amoníaco se obstruye con una costra dura y es difícil de limpiar, de modo que hubo de perfeccionarse la combinación de alambiques primarios y finales.

El alambique primario se encarga de la solución mientras se precipita el hidrato de cobre y el alambique final, que es un alambique de amoníaco de alta eficiencia, recibe del primario un caldo débil con algún óxido deshidratado, el que ocasiona muy pocos contratiempos. Los primarios van provistos de puertas para limpiarlos y están divididos verticalmente. Una vez por semana se abren las puertas y se retira en lo posible la incrustación y una vez cada seis semanas, se abren verticalmente para practicar un aseo completo. Los rastrillos, mecanismo motor, tuberías, etc., están fijos a la parte inmóvil del alambique de modo que no necesitan ser removidos. Hay una efervescencia marcada y todas las cañerías de solución o de vapor se cubren de una capa de incrustación y deben ser limpiadas con frecuencia.

Hay cuatro unidades compuestas de dos alambiques primarios y un final, un condensador de reflujo, un condensador de amoníaco y los accesorios necesarios. El licor de alimentación y la solución rica proveniente de la planta de lixiviación entra por la parte superior de los alambiques primarios, circula por ellos, para llegar al alambique final. La mayor parte del óxido precipitado se separa en una trampa, la que se descarga periódicamente, y está colocada en la parte inferior del alambique primario. El líquido descargado del alambique final se conduce por bombas a filtros Sweetland, para separar el óxido suspendido y el líquido estéril se bota en seguida. El vapor entra por el fondo del alambique final circulando por él y por los primarios, en contracorriente con el líquido. De la parte superior del alambique primario, el vapor que arrastra consigo los gases amoniacales y el anhídrido carbónico pasa al condensador de reflujo, donde se enfría un poco. Con el enfriamiento se produce una cierta condensación, y como el condensado es pobre en amoníaco, el vapor que resulta es más rico en amoníaco. El condensado del condensador de reflujo se devuelve al alambique final, y el vapor se enfría más y se condensa finalmente en el condensador de amoníaco, de donde va a los estanques de almacenamiento de amoníaco. La temperatura del vapor de escape del condensador de reflujo es la que regula su contenido en  $NH_3$  y debe mantenerse constante. El esquema de la operación se indica en la Fig. 3.

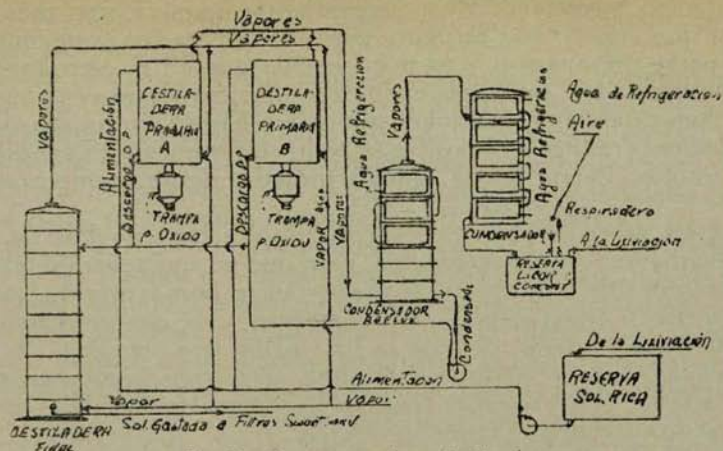


FIG 3.—Esquema de la Destilación

La solución que se destila en la actualidad contiene alrededor de 35 gms. por litro de cobre, 35 grs. por litro de amoníaco y 30 gms. por litro de anhídrido carbónico. El licor concentrado no contiene cobre, unos 150 gms. por litro de amoníaco y 150 gramos por litro de  $\text{CO}_2$ . La solución efluente del alambique primario contiene dos o tres gramos por litro de amoníaco y los desperdicios del alambique final como 0.05 gramos por litro.

El consumo de vapor, incluyendo todos los escapes, es aproximadamente de 500 kilogramos por cada metro cúbico de solución, que se evapora. El amoníaco se recupera casi en su totalidad en esta operación, siendo escasa la pérdida en peso, y los escapes son fáciles de descubrir.

A pesar de que el tipo usual de alambique de columna parece inconveniente para el primer cocimiento de los caldos, el hecho de tener una mayor eficiencia que los alambiques primarios indujo a experimentar con un tipo modificado de éstos. Este es prácticamente un alambique continuo de amoníaco del tipo corriente, con solo las aberturas algo más anchas. Por un control cuidadoso de las concentraciones puede evitarse la formación de carbonato de cobre y por el control de las presiones y temperaturas se llega a facilitar la deshidratación de los hidróxidos de cobre. Se presentaron muchos otros factores inesperados que hubo que tomarlos en cuenta. Una unidad compuesta de un alambique de columna, una columna de reflujo y un condensador opera en la actualidad con mucho éxito. Hay necesidad de una regulación muy cuidadosa, pero la capacidad es más elevada que la del tipo antiguo de unidad y el consumo de vapor es mucho menor. En ésta el óxido se mantiene en suspensión por la agitación interna y sale del alambique junto con el líquido descartado para

ir a un filtro Sweetland. Hay necesidad de limpiarlo con más frecuencia que con el tipo antiguo, pero esta operación está limitada a una parte del aparato y es más sencilla que en el caso anterior. En la actualidad se están haciendo experimentos y una vez que sean mejor conocidas las condiciones que gobiernan la formación de las incrustaciones tal vez será posible impedir su formación en cantidades considerables. Este tipo de unidad probablemente reemplazará al anterior.

En un procedimiento de esta naturaleza hay muchos factores casuales que merecen mencionarse, pero que no son generales al proceso. Las dos dificultades que se presentan en la mayoría de los procedimientos de lixiviación, son la corrosión y la contaminación de las soluciones a pesar de que la lixiviación por amoníaco no está obstaculizada en este sentido como una lixiviación ácida, hay necesidad de tener cuidado en la elección de los materiales de construcción y en los detalles de la manipulación.

A causa de la corrosión no puede usarse el zinc, el bronce ni el cobre, en sitios donde existe el contacto con el amoníaco. La solución empleada tiene muy poca, más bien ninguna acción corrosiva sobre el hierro, pero el moho de hierro parece ablandarse con ella. Los estanques de lixiviación y de almacenamiento, si son de acero, no sufren siempre que al armarlos se haya cuidado de tener buenas juntas y remachaduras. Las juntas oxidadas no deben permitirse. Se ha empleado principalmente cañería de fierro fundido con flanges, los que tienen la ventaja de no poseer uniones de hilo que generalmente fallan.

El licor concentrado de carbonato de amonio es bien corrosivo, especialmente si está caliente o si lleva algo de cobre en solución. No puede usarse material de acero para líquidos concentrados, por lo que hay que emplear fierro fundido, tanto para la conducción como para el almacenamiento. Este material parece más resistente que el acero y es bastante más pesado. Donde hay necesidad de cañería delgada, como en los condensadores, se emplea el aluminio, que resiste la acción de las soluciones con bastante éxito. Las bombas no pueden usarse con licores fuertes, de modo que se prefiere hacer los estanques bastantes fuertes para resistir presiones, removiendo las soluciones por este medio (montejus) (1).

Aunque se atribuye a las soluciones amoniacaes de cobre la propiedad de disolver la celulosa, el empleo de telas de filtro y de coco no presenta dificultades por este capítulo. El carbonato de cobre y amonio no parece tener acción de esta naturaleza y la concentración es tal, que no hay presencia de hidrato de cobre y de amonio. Este último, sin duda, disolvería las telas.

No había necesidad de tomar en cuenta una posible contamina-

(1) Un aparato para elevar los líquidos por la presión del aire o del vapor, en un resevoir que contiene el líquido, y en el que se utiliza el principio de la botella de lavar del lavaratorio.

ción por la concentración de las impurezas, pues el disolvente se regenera por destilación.

No se esperaba contaminación de ninguna clase, pero durante el invierno de 1917-18, la eficiencia de la planta comenzó a decaer sin motivo aparente. El contenido de cobre de los relaves subió de 0.100% en Agosto de 1917 a 0.164% en Diciembre y esto iba acompañado de irregularidades en la velocidad de percolación, lo que indicaba que no toda la carga se lixiviaba uniformemente. La práctica corriente en ese tiempo era de no vaciar completamente los relaves del estanque, sino de dejar algunos centímetros como protección a la tela de filtro que quedaba debajo. La desventaja de este procedimiento no se notó al principio y no se sabía el estado de la tela de filtro. Al darse cuenta de un desperfecto en la marcha, se quitó la capa de arena y se notó que la tela de filtro estaba impregnada de una capa casi impermeable de carbonato cálcico. A pesar de haberse notado carbonato de calcio en las cañerías, éste nunca había dado inconvenientes serios. Se trató con ácido clorhídrico diluído para disolver el carbonato y, después de recorrer todos los estanques de esta manera, el funcionamiento de la planta se hizo normal otra vez; pero el tratamiento hubo de repetirse dentro de tres meses. Más tarde, cuando se alteró el ciclo por otros motivos, se encontró que las cañerías que conducían la primera parte de la solución efluyente de un estanque de lixiviación, se cubrían y finalmente se obstruían con la misma deposición y que los inconvenientes de esta fuente eran mucho más molestos en invierno que en verano.

Se descubrió que las sales cálcicas, entraban al circuito por vía del agua del tiempo, que contenían cantidades considerables de sulfatos y cloruros de calcio. Durante el desplazamiento del agua existente en la carga de arena por la solución de carbonato de amonio, era inevitable una mezcla, que traía por consecuencia la formación de carbonato de calcio, la sal más insoluble de este metal. Según los manuales de química, la solubilidad del carbonato de calcio es de 0.0018% a 15° C., y 0.088% a 100° C., lo que explica la razón de los mayores contratiempos por esta causa durante el invierno.

Se idearon varios métodos para destruir estas incrustaciones. Para quitarles de las telas de filtro se emplea todavía el ácido clorhídrico. Cada estanque recibe un término medio de tres tratamientos por año, dos en invierno y uno en verano. La acción del HCL sobre el material de la tela es destructiva; pero la vida de ellas es aproximadamente de un año, que es el máximo que se puede esperar, debido al tratamiento rudo que reciben. Para quitar las incrustaciones de las bombas y piezas pequeñas, se usa el mismo método. El mejor preventivo es el uso de soluciones tibias y el empleo de un lavado de agua tibia antes de la lixiviación es ventajoso. En presencia de un exceso de carbonato de amonio la incrustación parece bien soluble y en ciertos casos puede impedirse la formación por una combinación

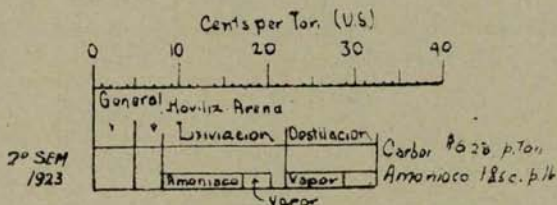
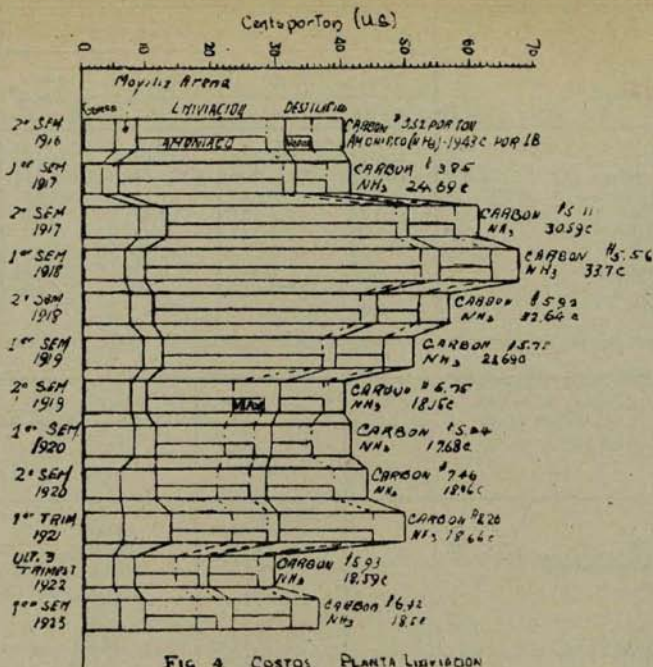
acertada de las soluciones efluientes. La anterior es la única causa de contaminación de las soluciones y no se debe al procedimiento mismo, sino que depende de la naturaleza del agua local.

A excepción de los alambiques primarios, no se necesita maquinaria accesoria alguna. Para la circulación de los líquidos se emplean en todos los casos las bombas centrífugas directamente acopladas. Donde haya peligro de obstrucciones debido a las precipitaciones, el tipo de la bomba de arena con pasos más anchos, es el más apropiado. En cualquier caso se emplea material de fierro para las bombas. La energía necesaria para las bombas es un ítem tan pequeño del costo total, que se ha hecho usual la especificación de capacidades y alturas de impulsión mayores que las necesarias, para así tener margen para afrontar el desgaste, etc., de las bombas. Las variaciones del gasto también tienen así menos efecto sobre las alturas de impulsión. Estas bombas exigen poca atención, siempre que las empaquetaduras y descansos se mantengan en buen estado. Anteriormente, si se deseaba una altura uniforme, como en el caso de la alimentación de los alambiques de destilación o para llevar soluciones a los estanques de lixiviación, se empleaban estanques reguladores; pero éstos se han suprimido totalmente ahora y se han adoptado bombas centrífugas, las que trabajan a entera satisfacción.

También se han usado con éxito las bombas centrífugas, en el movimiento de las arenas. Las reparaciones y reemplazos de partes gastadas, son frecuentes, pero fáciles de ejecutar.

Para todas las tabulaciones se emplea el sistema métrico.

En el trabajo experimental se empleó el sistema inglés. Pero los Ingenieros de la Compañía Semet-Solvay aconsejaron el uso de sistema métrico en la instalación industrial. La simplificación resultante no puede apreciarse si no se está al corriente de los dos sistemas. Las soluciones se miden en metros cúbicos, y los ensayos se dan en gramos por litro. Un gramo por litro equivale así a un kilogramo por metro cúbico. De este modo todas las operaciones sobre cobre amoniacal, anhídrido carbónico, etc., se expresan en kilogramos y al dar los resultados finales es fácil por medio de factores, hacer la conversión al sistema inglés. Recomendamos el uso del sistema métrico para esta clase de trabajos: es fácilmente asimilable por los operarios que se necesitan en una planta de esta naturaleza.



## RESULTADOS

El siguiente es un resumen del trabajo de la planta, desde el comienzo hasta el 1.º de Julio de 1923, junto con dos gráficos (figs. 4 y 5) que muestran la distribución de los costos.

	1916	1917		1918	
	2.º Semestre	1.er Semestre	2.º Semestre	1.er Semestre	2.º Semestre
Tons. Tratadas.....	118,650	298,150	345,761	434,734	570,281
Libs. cobre producido.....	834,290	2,506,742	2,743,589	3,895,242	4,139,914
Costo por ton. arena.....	40.54	41.57	61.43	67.72	57.06
Costo por lb. Cu. cvs.....	5.77	4.94	7.74	7.56	7.86
Recuperación lbs/tons.....	7.03	8.41	7.93	8.96	7.26
Ley del óxido.....	81.88	82.09	80.99	75.51	72.46
Ley de la alimentación.....	0.620	0.606	0.540	0.593	0.491
Ley del relave.....	0.187	0.172	0.128	0.135	0.130
% de extracción.....	69.8	71.6	76.3	77.2	76.0

	1919		1920		1921
	1.er Semestre	2.º Semestre	1.er Semestre	2.º Semestre	1.er Semestre
Tons. tratadas .....	466,160	604,140	612,010	721,770	349,070
Lbs. Cobre produc.....	3,697,927	3,821,590	5,776,568	5,104,372	3,698,136
Costo p. ton. arena .....	51,13	40,68	41,76	43,89	50,16
Costo p. lb. Cu.....	6,45	6,43	4,42	6,21	4,74
Recuperación lbs/ton.....	7,93	6,33	9,44	7,07	10,59
Ley del óxido.....	70,63	78,25	82,50	81,45	81,73
Ley de la alimentación .....	0,541	0,447	0,592	0,453	0,624
Ley del relave .....	0,130	0,113	0,124	0,106	0,125
% de extracción .....	76,0	74,3	79,1	76,6	80,0

	1922	1923	
	Ult. Tres Trimestres	1.er Semestre	2.º Semestre
Tons. trat.....	1,353,654	741,000	923,130
Libras Cu prod.....	10,455,000	6,171,000	7,454,000
Costo por tonelada arena .....	29,83	36,73	32,25
Costo por libra Cu.....	3,86	4,41	3,99
Recup. lbs. ton.....	7,72	8,33	8,07
Ley del óxido.....	82,33	82,05	82,55
Ley de alimentación .....	0,488	0,521	0,507
Ley del relave.....	0,108	0,108	0,103
% de extracción .....	77,9	79,3	79,7





## LAS VETAS DE CHAÑARCILLO (1)

POR W. L. WHITEHEAD

## (Conclusión)

## OXIDACION

CARÁCTER	PRIMERA ETAPA	PROCESO
Halógenos de plata.	Cerargirita. Yodobromita. Bromirita. Embolita. Yodirita.	Reemplazamiento de todos los minerales anteriores de plata y de la calcita. Relleno de oquedades.
SEGUNDA ETAPA		
Enriquecimiento local debido a la inversión de las reacciones de oxidación.	Plata Nativa Argentita	Reemplazamiento de los halógenos.

## ANÁLISIS DE LA VETA Y DE LA ROCA ENCAJANTE (Moesta) ZONA OXIDADA, CHAÑARCILLO.

I		II	
SiO <sub>2</sub> .....	47.97	SiO <sub>2</sub> .....	22.82
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> .....	6.22	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> +Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> .....	3.53
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> .....	3.90	MgO .....	11.46
MgO .....	16.71	CaO .....	29.73
CaO .....	9.65	CO <sub>2</sub> .....	31.09
Na <sub>2</sub> O .....	11.64	K <sub>2</sub> O+Na <sub>2</sub> O .....	1.69
K <sub>2</sub> O+Na <sub>2</sub> O .....	1.27	C .....	0.93
AgCl .....	1.55		
	98.91		101.25

I.—Roca alterada de la veta con mineral (manto).

II.—Roca encajante sin alteración.

La roca alterada muestra un aumento apreciable en SiO<sub>2</sub>, Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, y MgO (BaO) pérdidas de CaO y CO<sub>2</sub>, y aumento de AgCl.

## ANÁLISIS DE LOS HALÓGENOS DE PLATA (Moesta)

Ag .....	75.3	.....	46.0
Cl .....	24.7	.....	54.0
I .....		.....	
	100.0		100.0

I y II son, por lo tanto, cerargirita.

VII. es yodirita.

Las razones de Cl, Br e I del resto de los análisis, tomando a la Ag = 1, son como sigue:

	III	IV	V	VI.
Ag .....	1	1	1	1
Cl .....	0.6415	0.5132	0.4101	0.3904
Br .....	0.3599	0.4864	0.5902	0.5871
I .....	...	...	...	0.0233
	1.0014	0.9996	1.0003	1.0008

Estas razones indican claramente la existencia de isomorfismo entre la cerargirita, bromirita y iodirita y como los halógenos complejos de la plata son del todo homogéneos bajo el microscopio, aun con la magnificación más potente, se cree que este isomorfismo está bien probado.

ANÁLISIS DE LOS HALÓGENOS DE LA PLATA (Moesta) ZONA DE OXIDACION. CHAÑARCILLO.

	I	II	III	IV	V	VI	VII
Ag .....	75.58	74.76	67.68	64.07	61.40	62.89	45.02
Cl .....	24.42	24.68	14.25	11.12	8.81	8.08	
Br .....			18.04	23.07	26.85	27.35	
I .....					ind.	1.73	54.25
Hg .....	1.31	0.07		1.78	2.99	ind.	
	99.31	99.51	99.97	100.04	100.05	100.04	99.27

Substrayendo el Hg. como cloruro.

	I	II	III	IV	V	VI	VII
Ag .....	74.73	74.82	67.68	65.42	63.65	62.89	45.02
Cl .....	24.56	24.68	14.25	11.04	8.58	8.07	
Br .....			18.04	23.57	27.83	27.35	
I .....						1.73	54.25
	99.29	99.50	99.97	100.03	100.06	100.04	99.27

LA SECUENCIA DE LOS MINERALES DE LAS VETAS DE CHAÑARCILLO

Vetas de Plata

Primarios.	Cuarzo	Calcopirita	OXIDACIÓN.
Calcita.	Pearcita.	(Galena).	Cerargirita.
(Siderita)	Proustita.	Arsenopirita.	Yodobromita.
Barita.	Tetrahedrita.	Tetrahedrita.	Embolita.
(Cuarzo).	(Freibergita).	VETAS DE PLATA	Bromirita.
Pirita.	Polibasita.	Enriquecimiento.	Plata Nativa
Blenda.	Pirargirita.	Estefenia.	Argentita.
(Proustita).	VETAS DE COBRE.	(Pearcita).	VETAS DE COBRE.
Calcopirita.	Primarios.	(Polibasita).	Enriquecimiento.
(Proustita).	Calcita	(Estromeyerita)	Calcocita.
Galena.	Siderita.	Argentita.	(Estromeyerita).
(Proustita).	Barita.	Diserasita.	
Arsenopirita.	(Cuarzo).	Plata Nativa.	OXIDACIÓN.
(Proustita).	Pirita.	Amalgama de plata.	Cobre Nativo.
	Blenda.		Plata Nativa.
			Cuprita.

## La química de los procesos de las vetas

La química de la mineralización primaria sólo se puede deducir en sus generalidades. A las soluciones que contenían carbonatos de cal y hierro siguieron las que llevaban sulfato de bario y pequeñas cantidades de sílice. Luego los sulfuros de los metales brutos, sulfuros de arsénico y hierro, cuarzo, sulfo-arseniuros de plata y luego antimoniuos de plata y cobre, se depositaron en el orden dado de soluciones de composición desconocida. Es dudoso que la última secuencia se haya precipitado de soluciones alcalinas calientes conteniendo sulfuros. Los sulfuros complejos de la plata no son estables en tales soluciones. (IX p. 375). Las series más tempranas en las que se incluye la arsenopirita se formaron sin duda alguna bajo la existencia de condiciones mineralizadoras intensas. La presión tenía que ser alta y la temperatura entre 150° C y 300 °C. La secuencia de la deposición de la plata parece que probablemente tuvo su origen bajo una presión y temperatura más baja.

Sin embargo, los procesos supergenios admiten interpretaciones más precisas. La temperatura y la presión son, sin duda, las que existen en las minas hoy día. ( $P = \text{atmosférica}$ ,  $T = 20^{\circ} \pm$ ). Como se han llevado a cabo trabajos exactos de investigación con respecto a las reacciones de la oxidación y enriquecimiento de la plata, se puede deducir el carácter químico de las soluciones activas con cierto grado de certeza. Las dificultades de esta clase de investigaciones químicas no son en verdad insuperables; y aunque muchos de los problemas deben permanecer para ser resueltos en el porvenir, la secuencia de las vetas de Chañarcillo ofrece excelentes oportunidades para atacarlos.

Las soluciones que se formaron durante la oxidación de las vetas han sido determinadas en su composición por los sulfuros estériles. La pirita que es un mineral tan importante en relación con este proceso no se le puede clasificar como de común ocurrencia en las vetas de Chañarcillo. Sin embargo, la arsenopirita es prevalente, y se cree que este mineral, al oxidarse, puede suplir al ácido sulfúrico y al sulfato férrico que se cree sean esenciales para el enriquecimiento de las vetas de plata. Mezclado con el ácido sulfúrico y el sulfato férrico en los afloramientos de las vetas se encuentra el cloruro de sodio, el yodo y el bromo, los cuales han sido quizás llevados por el viento desde el mar.

En la zona de oxidación se ha removido algo del sulfato férrico en parte por su reemplazamiento de la calcita como óxido de fierro, y en parte por hidrólisis debido a la neutralización del ácido sulfúrico por carbonato de calcio. Sin duda alguna, todavía queda algo de sulfato férrico y esta sal y los halógenos de la soda constituyen los componentes más importantes de las soluciones que fueron hacia el in-

terior de las minas. De la plata nativa y de la argentita provenientes de la última secuencia, se formaron los halógenos de la plata en la zona alta de oxidación, bajo condiciones que todavía no se han dilucidado. Son solubles en sulfato férrico (X., p., 13) y añaden sulfato de plata a las soluciones. Si la solución contiene cantidades apreciables de Na Cl. (más de 34,3 gm. por litro (X., p., 19) la plata puede existir en parte en la solución como cloruro de plata. Sin embargo, la mayor parte de los halógenos de la plata han sido removidos despacio de la zona de oxidación según avanzaba la erosión al convertirse al principio en plata nativa y por la solución de esta plata en sulfato férrico.

En la zona de oxidación más profunda las soluciones de sulfato férrico y de cloruro de sodio se encontraron con plata nativa y discrasita que persistían de la zona de enriquecimiento. El sulfato férrico disuelve la plata; pero como probablemente la plata que queda es abundante, mucha de esta será precipitada por el Na Cl. Na Br, o NaI y es la causa del frecuente reemplazamiento de la plata nativa o discrasita por los halógenos de la plata. El equilibrio de los halógenos y de las soluciones de sulfatos de plata todavía permanece obscuro; pero probablemente la solubilidad del Ag Cl será poco afectado por el sulfato férrico.

Como los radicales de los halógenos están fijos en este horizonte, el sulfato de plata, derivado de las soluciones de plata por el sulfato férrico, es transportado hacia abajo, hasta la zona de enriquecimiento. Algo de esta plata se precipita al verificarse la reducción del sulfato férrico a sulfato ferroso (X., p., 26). El relleno de las oquedades por la plata se debe, sin duda, a esta causa. La calcita actúa como agente precipitador de la plata nativa en soluciones donde la plata esté en altas concentraciones (IX., p. 372). La rareza de los reemplazamientos de la calcita por la plata se explican así fácilmente en las vetas de Chañarcillo. El hidrógeno sulfuroso y los sulfuros alcalinos tienen una dudosa eficiencia como agentes precipitadores en la zona de enriquecimiento; pero con seguridad los sulfuros metálicos fueron activos no sólo en la deposición de la argentita y de los sulfuros más complejos de la plata, sino también de la plata nativa proveniente de soluciones de sales de plata, probablemente sulfatos. Tales reacciones se mencionan en las discusiones de la química del enriquecimiento de la plata (IX., p. 38; X., p. 24); pero la naturaleza precisa de los reemplazamientos que se han observado en las vetas de Chañarcillo, no se conoce en la actualidad. Una elucidación más completa ofrece un campo de investigación muy atractivo para el futuro.

## La importancia económica de los procesos supógenos

La explotación de las vetas de Chañarcillo ha sido afectada en gran manera por los resultados de la oxidación y el enriquecimiento. Los métodos que se emplearon para extraer el metal, la falta de planteles para la concentración de los minerales y las dificultades de transporte que existían para llevar el metal a las concentradoras de Pabellón y Copiapó, se combinaron para limitar la explotación al mineral de alta ley. La ausencia de los ricos clavos de metal de origen supógeno habrían, por lo tanto, impedido la explotación de este mineral y habrían con certeza reducido las extraordinarias ganancias que se obtuvieron de las bonanzas de mineral cerca de la superficie.

En Chañarcillo se ha cubicado o explotado muy poco mineral primario. Esto se ha debido, en parte, a las grandes irrupciones de agua que se encontraron en las exploraciones en honduras y en parte a la baja ley de los minerales hipógenos, hecho reconocido hoy día universalmente, los que bajo las anticuadas condiciones de explotación, no podrían ser extraídos con ganancias.

El contraste entre estos clavos de mineral (los de origen primario) y los de la zona de enriquecimiento es, sin embargo, bien marcado. Los últimos, aunque en muchos sitios eran angostos y de poca extensión vertical, con frecuencia se explotaron con pingües ganancias. A través de las bien mineralizadas vetas del mineral se encuentran rajos en la zona de enriquecimiento. El que estos clavos de mineral se prestaran para la explotación, fué debido al reemplazamiento de los sulfuros primarios más abundantes, pearcita, prustita y pirargirita por la argentita, discrasita y plata nativa. Aunque los clavos de mineral no cambiaron en su tamaño ni forma primitivas, la ley en plata de los minerales en éstos aumentó por reemplazamiento de 25 a 80%. El relleno de oquedades por minerales secundarios ha sido la causa de que estos valores hayan aumentado más todavía. Debido a esta causa leyes de 2,000 a 5,000 gramos por tonelada métrica (60 a 150 oz por tonelada) de las vetas primarias se convirtieron en mineral de valor comercial con una ley de 3,500 a 8,000 gramos por tonelada.

Sin embargo, hubo empobrecimiento cuando los reemplazamientos en la zona de oxidación afectaron a los minerales de generaciones más tempranas; pues a no mediar otros factores se habrían verificado pérdidas de un 20 a un 35% en el contenido de la plata. Al reemplazamiento de la calcita por minerales oxidados de plata, se unió un apreciable relleno de cavidades por estos minerales oxidados, no sólo para ensanchar las vetas y aumentar la continuidad vertical y horizontal de los clavos de mineral, sino para elevar la ley del metal. Las vetas se ensancharon de 1 a 3 metros y algunas veces hasta 10 y 20 metros. Clavos de mineral se consolidaron hasta formar masas

que se extendían decenas de metros en sentido vertical y 100 y 200 metros horizontalmente. Minerales con ley de 3,000 a 5,000 gramos por tonelada llegaron a arrojar ensayos en que el contenido de plata figuraba en tantos por ciento. De esta manera la zona de oxidación se convirtió en el horizonte de bonanza de Chañarcillo.

### El futuro de la minería en el distrito

Los riquísimos clavos de mineral de las porciones superficiales de las vetas y los clavos de mineral de alta ley que se descubrieron en la zona de enriquecimiento hace tiempo que se explotaron en el mineral de Chañarcillo. Las probabilidades de encontrar más mineral de leyes tan extraordinarias por medio de exploraciones, son pequeñas. El minero chileno es muy persistente y tenaz. Sus niveles y cortadas torcidas siguen todas las fracturas y venitas y una vez que el minero ha terminado su trabajo poco se puede hacer para encontrar más mineral.

Los trabajos que se llevan a cabo en la actualidad, están limitados a buscar mineral primario en las minas más hondas. Se ha dicho que en la mina Delirio se encontró mineral que contenía de 1,500 a 2,000 gramos de plata por tonelada en el nivel de 600 metros; pero los niveles inferiores de esta mina están ahora bajo agua y por lo tanto, inaccesibles. En la mina Bolaco Viejo a una profundidad mucho menor (180 metros), se encontró un pequeño clavo de mineral primario de alta ley. Sin embargo muy pocas de las minas han explotado las partes de mayor hondura de sus vetas y sólo se puede hacer la afirmación de que se sabe que existe mineral en ciertas minas y en horizontes que no se han explorado de una manera sistemática a través de todo el distrito.

En Chile parece que existen algunas esperanzas de que con exploraciones hondas Chañarcillo pueda volver a su antiguo auge de riquezas. Basándose en consideraciones geológicas esta esperanza no tiene base. Debido a causas económicas, su realización tendrá que demorarse mucho tiempo. La instalación de bombas costosas, la profundización de piques hondos, el alto costo de explotación a honduras de 600 a 800 metros y la dificultad de hacer funcionar una planta de concentración en el distrito, se han combinado para defraudar el intento de explotar minerales de baja ley cuya extensión no se conoce. Sin embargo, existe la posibilidad de que con la consolidación de todos los intereses mineros y con una administración que dirija las exploraciones de una manera económica, se puedan descubrir clavos de mineral que puedan servir de base sólida para una empresa minera.

## BIBLIOGRAFÍA

- I. A. O. CORTÉS.—La Industria del Oro en Chile. Memoria escrita por encargo de la Sociedad Nacional de Minería. Santiago de Chile, 1890.
- II. Estadística Minera de Chile en 1903. Tomo I., Sociedad Nacional de Minería. Santiago 1905.
- III. Estadística minera de Chile en 1904 y 1905. Tomo II., Sociedad Nacional de Minería. Santiago 1907.
- IV. N. ECHEGARAY.—El Mineral de Chañarillo. Boletín de la Sociedad Nacional de Minería N.º 106 Santiago de Chile, Dic. 31, 1905.
- V. EL MINERAL DE CHAÑARCILLO.—Boletín de la Inspección de Geografía y Minas. Primer Trimestre de 1905. Ministerio de Industria y Obras Públicas. Santiago.
- VI. DR. F. A. MOESTA UBER DAS VORKOMMEN DER CHLOR.—Brom und Jodverbindungen des Silber in Natur. Marburg, 1870.
- VII. G. STEINMANN.—Reisenotizen aus Chile. Neues Jahrbuch für Min., Geol. u, Pal., 1884, pp. 198-203.
- VIII. ED. SUSS.—La Face de la Terre. Armand Colin et Cie. 1897.
- IX. L. C. RAVICZ.—Experiments in the Enrichment of Silver Ores. Journal of Geology, Vol. 21, 1915, p. 368.
- X. H. C. COOKE.—The Secondary Enrichment of Silver Ores Journal of Geology, Vol. 21, 1913, p. 1.
- XI. C. PALMER.—Precipitating Agents of Silver. Economic Geology, Vol. IX., 1914, p. 663.
- XII. C. PALMER AND E. S. BASTIN.—Metallic Minerals as Precipitants of Silver. Economic Geology, Vol. VIII., 1913, pp. 140-170.
- XIII. F. F. GROUT.—Acid Sulphate Solutions, etc. Economic Geology, Vol. VIII., 1913 pp. 407-432.
- XIV. F. SANDBERGER.—Untersuchungen ueber Erzgaenge. Vol. 1. Wiesbaden, 1882, p. 293.



**SECCION SALITRERA**

**INVESTIGACIONES SOBRE EL NITROGENO**

POR

H. FOSTER BAIN Y H. S. MULLIKEN

(Continuación)

**Elaboración y rendimiento**

Los problemas que comprende la elaboración del salitre y los principios generales que permiten la extracción del salitre, han sido tan bien establecidos por Bertrand que no podemos hacer nada mejor que copiarlos directamente (1):

Teóricamente, cuando se trata de soluciones que contienen

---

(1) The Chilean Nitrate Industry, Technology and Economics, By Alejandro Bertrand, Paris 1920.

todas las sales solubles existentes en el caliche, se necesita tener presente los factores siguientes:

1. El poder disolvente o «capacidad disolvente» del líquido solvente para cada una de las sales en los sucesivos grados de temperaturas hasta el punto de ebullición y en presencia de cualquiera combinación de las otras sales;

2. La cantidad de calor absorbido por la unidad de cada sal al disolverse y el calor específico de la respectiva solución; y

3. El peso específico original de cada sal, su coeficiente de dilatación según la temperatura y la disminución de volumen que se verifica en el proceso de disolución.

Todos estos factores, si se determinan apropiadamente, llenarían volúmenes con cifras, de las cuales solamente unas pocas son realmente conocidas experimentalmente. Además, estas cifras sólo poseerían por sí mismas un interés teórico, como otros factores, ya sea independientes de las sales solubles u originando, con reacciones químicas complejas, sobre las cuales nos referiremos posteriormente, interferencias que complican la cuestión.

Dejando aparte, por el momento, tal complejidad, permítase-nos reducir al menor número de cifras los hechos que es necesario tener constantemente presentes cuando se trabaja prácticamente con soluciones de salitre.

Despreciando las sales existentes en pequeñas cantidades, sólo se consideran el nitrato y el cloruro de sodio.

El nitrato de sodio es altamente soluble en el agua, y la capacidad solvente de ésta aumenta muy rápidamente con la temperatura. Un litro de agua en el punto de congelación (0°C) puede disolver hasta 730 gramos de nitrato de sodio; a 20°C (temperatura ambiente media de la pampa) 880 gramos; en el punto de ebullición (121°C) 2,240 gramos, siendo el aumento variable entre 10 a 24 gramos de nitrato por cada grado de aumento en la temperatura y por un litro de agua. Esta sal tiene un calor de disolución negativo de tal magnitud que 1 kilo absorbe cerca de 40 calorías al disolverse (1 caloría es equivalente a poco menos de 4 B. T. U.).

El cloruro de sodio es mucho menos soluble que el nitrato, y la capacidad solvente del agua **aumenta** lentamente con la temperatura. Un litro de agua a 0°C disuelve 360 gramos; a 20°C, 367 gramos; a 120°C, 405 gramos, siendo el aumento según una escala uniforme de 0.4 gramos de cloruro por 1°C en 1 litro de agua. El calor absorbido en la disolución de 1 kilo de esta sal es de cerca de un tercio del que corresponde al nitrato.

Las cifras anteriores se refieren a soluciones en las cuales solamente existe una de las dos sales, nitrato o cloruro de sodio. Cuando, como en el caso de soluciones procedentes de la lixiviación del caliche, ambas sales están presentes en exceso sobre la cantidad correspondiente a la saturación, se verifica un fenómeno muy notable por



la diferencia del poder disolventor del líquido respecto a cada una de las sales. Lo que puede llamarse la "avidez" del solvente por el nitrato es mucho más fuerte que para el cloruro, y aumenta más cuando sube la temperatura, que la capacidad del líquido para disolver el cloruro, la que sólo aumenta muy poco con la temperatura cuando no hay otra sal presente. En realidad disminuye con la elevación de la temperatura cuando **existe un exceso de salitre**.

En efecto, 1 litro de agua a 20°C tiene una capacidad solvente combinada de 570 gramos de salitre y 260 gramos de cloruro, mientras que a 120°C la capacidad combinada aumenta a 2,200 gramos de nitrato y disminuye a 150 gramos de cloruro. Es decir, el poder disolventor del líquido para el nitrato aumenta en una escala variable entre 9 y 36 gramos por 1°C en 1 litro de agua, y su poder solvente para el cloruro disminuye en una escala variable entre 1 y ½ gramo por 1°C en un litro de agua.

Es en este fenómeno termo-físico, que se acaba de describir, en lo que está basada la separación del nitrato del cloruro que existen juntos, primero en el caliche y después en la solución proveniente de él, la que se supone estar libre de insolubles y de otras sales.

En efecto, 1 litro de agua saturada según lo anteriormente establecido, con ambas sales a la temperatura ambiente, contendrá 570 gramos de nitrato y 260 gramos de cloruro. Cuando se le calienta en presencia de un **exceso de nitrato**, hasta su punto de ebullición (120°C) este litro de agua disolverá 1,630 gramos más de nitrato, y para poder hacer esto, precipitará 110 gramos de cloruro. Entonces si se decanta y se le deja enfriar hasta 20°C o menos, el líquido perderá gradualmente su capacidad solvente para el nitrato y precipitará esta sal. Es preciso, observar, sin embargo, que los 1,630 gramos por litro que fueron disueltos cuando la temperatura subió de 20° a 120° no serán todos precipitados, pues una parte serán retenidos por la porción de líquido cuya capacidad solvente estaba aplicada a los 110 gramos de cloruro que se han precipitado de la solución y separado por decantación. Sin embargo, el resultado es que el nitrato de sodio precipitará y cristalizará en una proporción de cerca de 590 gramos por litro del líquido y que el agua madre que queda aún después de un mayor enfriamiento, por ejemplo a 10°C, retiene alrededor de 426 gramos de nitrato por litro en disolución. Obsérvese que el cloruro no puede precipitar, pues esta agua madre retiene una capacidad solvente para el cloruro que alcanza a cerca de 140 gramos por litro de líquido.

Por lo tanto, para aislar el nitrato de sodio del cloruro de sodio, supuestos existentes juntos en una mezcla sólida se hace necesario un proceso de lo menos tres fases.

1.<sup>a</sup> Una fase de disolución; 2.<sup>a</sup> una fase de saturación y 3.<sup>a</sup> una fase de precipitación.

El proceso de disolución no envuelve en sí mismo ningún gasto

imperativo de calor, ya que ambos cuerpos, nitrato y cloruro de sodio, son solubles en agua fría siempre que se emplee la cantidad necesaria de ésta. La cuestión importante es: ¿cuánto calor se necesita para obtener una solución saturada de nitrato al más alto punto obtenible, esto es, en el punto de ebullición? Teóricamente, si sólo tomamos en cuenta el calor necesario para elevar al punto de ebullición al líquido solvente y a las sales, (cloruro y nitrato) disueltos en él, encontramos que los gastos necesarios de energía calorífica no excederían de 200 calorías por kilo de nitrato obtenido en la subsecuente cristalización, y esto supuesto que ninguna porción de estas calorías sean recuperadas en este último proceso.

Sin embargo, para realizar en la práctica la fase de disolución, el operador se encuentra frente a un dilema que parece no tener otra salida que el incurrir en un gasto adicional de energía calorífica que, aunque teóricamente innecesario, se presenta en la práctica como inevitable.

Porque, en el hecho, el cloruro y el nitrato de sodio (sin referirnos en absoluto a las otras sales, por el momento) no existen solas en una mezcla sólida, sino embebidas entre medio de materiales insolubles. El dilema consiste en decidir si se ha de apartar en estos insolubles antes o después de recurrir a la energía calorífica. Si se le elimina primero, es preciso emplear una cantidad de solvente que sea adecuada para llegar a saturarse en frío con el nitrato existente, esto es, tres veces a lo menos lo que sería suficiente en el punto de ebullición, y el problema económico es **eliminar los dos tercios del solvente con un minimum de gastos.**

Si se les elimina después, aun suponiendo que se haya aplicado estrictamente la cantidad de solvente necesario para saturarse, con el salitre existente, en el punto de ebullición, el problema es **eliminar los insolubles.** Y en ambos casos el problema es no sólo eliminarlos, sino cómo realizar esto con los menores gastos adicionales de calor.

En el caso de la disolución en frío, se presenta, además, una dificultad secundaria respecto a la cantidad de agua que debe usarse, ya sea que se considere más conveniente procurar obtener una solución saturada con el salitre existente, aún cuando queden en suspensión y sin disolverse el cloruro de sodio y las demás sales, o bien que se crea preferible perseguir la total disolución entre los solubles y los insolubles. Desde el punto de vista del consumo de calor, la primera solución parece más económica; sin embargo, en la práctica, aun sin tomar en cuenta las dificultades materiales, esto implica inevitablemente pérdidas de salitre. En cualquiera de los dos casos, hay una gran cantidad de líquido solvente que precisa eliminar para alcanzar el grado de concentración correspondiente a la saturación en el punto de ebullición, lo cual significa, como ya se ha dicho, un considerable gasto adicional de calor.

Por otra parte, si se ha decidido usar solamente la cantidad de agua correspondiente a la solución saturada, se presentan dos serias dificultades, tanto más serias cuanto menor sea el contenido de salitre en la materia prima. La primera dificultad es que, siendo muy grande la avidez del agua por el nitrato, una gran proporción de ella es embebida por el material estéril insoluble, del cual es imposible separarla mediante la sola gravedad. La segunda dificultad es que al elevar la temperatura del solvente hasta el punto de ebullición, es también necesario elevar la de la gran porción de insolubles, es decir, se incurre en un gasto adicional de calor, tanto mayor cuanto menor sea la ley del caliche.

Estas explicaciones sucintas y tal vez excepcionalmente compendiadas, nos han parecido necesarias como clave para la mejor comprensión, tanto de la evolución en el pasado del actual procedimiento de elaboración, como de las dificultades actuales y de las tendencias hacia su modificación y mejora.

Además precisa hacer aquí otra anotación sucinta referente a las precauciones que deben tomarse constantemente cuando se opera con líquidos que contienen en solución al mismo tiempo el cloruro y el nitrato de sodio, con el objeto de evitar pérdidas de salitre sea porque permanezca en estado sólido o por su precipitación prematura, o porque se produzca mezclado con cloruro por una tardía precipitación de una parte de este último. Para evitar estas pérdidas se debe tener mucho cuidado. En primer lugar, debe procurarse que en la fase de disolución haya más bien un exceso que una deficiencia de líquido solvente; de otra manera una parte del salitre queda expuesto a permanecer sin disolverse y a ser descargado en el ripio. En segundo lugar, debe procurarse que en la fase de saturación en el punto de ebullición o cerca de él, la precipitación del cloruro proveniente de la solución, y que permanece en suspensión, se produzca antes que pueda ocurrir ningún descenso de temperatura capaz de causar una sobre-saturación de salitre, en cuyo caso una parte de éste quedaría expuesto a precipitar con el cloruro. En tercer lugar debe procurarse que la fase de decantación y de translación del líquido a los estanques cristalizadores no principie antes que el líquido esté completamente saturado de nitrato a la temperatura existente o hasta que la temperatura baje al punto en que el líquido se sature con el contenido de salitre, de modo que no permanezca en disolución ningún exceso de cloruro con respecto al nitrato; de otra manera este exceso puede ser suficiente para producir una momentánea sobre-saturación con el cloruro cuando el líquido se enfríe después de la decantación y una parte del cloruro puede precipitar antes que la precipitación del nitrato haya empezado y aparece después mezclado con él, constituyendo una impureza respecto a la ley comercial.

Con excepción de una planta, todas las de la región salitrera

que trabajan regularmente, están construídas según el sistema Shanks. En la oficina Delaware, de la Du Pont Nitrate Co., ha estado en uso satisfactorio durante más de un año una modificación de este sistema, ideada por Mr. A. W. Allen, conocida con el nombre de procedimiento Allen. En la Cecilia, la firma Guggenheim Bros tiene una planta experimental que trata el caliche, en ensayos, mediante un procedimiento completamente nuevo. En la Oficina Paposos se han efectuado muchos trabajos de experimentación, en casi todas las oficinas de la Pampa se ha ensayado o se ensaya actualmente alguna modificación del sistema Shanks, original. A pesar del gran número de invenciones que se ha ensayado en los últimos años y de las considerables sumas de dinero que se ha invertido en tentativas para encontrar un nuevo procedimiento o para mejorar el actualmente en uso, lo cierto es que hoy día el salitre se obtiene mediante el procedimiento Shanks alterado sólo en los detalles de la forma en que fué introducido por Mr. J. T. Humberstone hace 40 años.

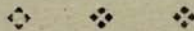
En su esencia el procedimiento Shanks consiste en el tratamiento del material triturado grueso, por lixiviación en contra corriente, siendo la solución acuosa llevada en densidad y en temperatura hasta el punto de ebullición, y en seguida decantada, enfriada y vuelta a usar de nuevo.

El caliche contiene cierto número de sales solubles en agua, de las cuales el nitrato y el cloruro de sodio son las más importantes. Sucede que la solubilidad del nitrato de sodio aumenta con la elevación de la temperatura con mucho mayor rapidez que lo que aumenta el cloruro. En realidad, a la alta temperatura de tratamiento, la solución en presencia del caliche precipita cloruro de sodio y toma en disolución el nitrato. La solución rica en salitre es entonces extraída, clarificada y enfriada. A medida que la temperatura disminuye, el nitrato cristaliza, siendo las otras sales retenidas en la solución. El exceso de ésta escurre, se drena el salitre o se le pasa por centrifugas y el líquido es devuelto para ser usado nuevamente. Estos son los puntos esenciales del procedimiento; pero hay varias complicaciones menores y procesos secundarios, como los que determinan la fabricación de salitre potásico, o salitre refinado de 96% o de 98%, además de la extracción del yodo como subproducto, la cristalización rápida, la recuperación de calor y otras cuestiones semejantes. Sin embargo, en general, las plantas se trabajan de manera que produzcan el salitre standard de 95% con un minimum de pérdidas en el ripio y con la mayor velocidad de tratamiento, para asegurar la capacidad de producción compatible con un rendimiento aceptable.

Las partes esenciales de la planta o máquina, como es la denominación local, son los trituradores, los estanques de disolución, los clarificadores, los enfriaderos, la cancha de almacenamiento. Algunas Compañías agregan a esto evaporadores y centrifugas.

El caliche se tritura grueso, a 7 o 10 centímetros solamente. Los estanques disolvedores son rectangulares, hechos de acero, y rara vez aislados. Contienen cada uno 80 a 90 toneladas de caliche; se calientan mediante serpentina interna de vapor de baja presión generado directamente para este objeto o reducido en su presión por el paso a través de la planta motriz, y son vaciados a mano. La solución se mueve del uno al otro por gravedad y con ayuda de bombas o elevadores neumáticos. Los estanques clarificadores y cristalizadores son bateas anchas de acero de fondo plano, colocadas en alto para facilitar la circulación del aire por debajo, encima y a su alrededor, y las plataformas de almacenamiento, o "canchas" son simples terrazas de tierra sobre las cuales es vaciado el salitre desde carros o cintas transportadoras.

(Continuará).



## BIBLIOGRAFIA

### ANÁLISIS Y QUÍMICA

**Análisis de minerales.**— Titulaciones electrométricas con referencia especial al uso del cloruro titanífero en los análisis de minerales.—A. Mac Millan and W. C. Ferguson, *Journal Society of Chemical Industry*, London, Vol. 44, Transactions March 27, 1925 págs. 141-2.

**La plata en el precipitado de plata.**—*Chemical Trade Journal*, London, Vol. LXXVI, Abril 17, 1925, pág. 483.

**Oxígeno.**—El oxígeno industrial: su producción y usos más importantes. (Sistemas de producción químicos, electrolíticos y liquefacción del aire; su purificación y embotellamiento; fuerza motriz consumida; usos, para soldar, en el sistema respiratorio, en la fundición y como explosivo).—J. H. Dobson *Journal*, South African Institutions, Vol. XXIII Abril 1925, pág. 483.

### CARBÓN

**Antracita.**—La preparación de la antracita para el mercado. (Tamaños americanos y del país de Gales; la chancadora; preparación húmeda y seca).—J. F. Spring.—

*Colliery Engineering*, Londres, Vol. 2, Abril de 1925. Págs. 154/6.

**Briquetas.**—La aplicación industrial de la amalgama de la flotación. (El empleo de los combustibles pulverizados; los combustibles domésticos y el objeto de la destilación; la amalgama de Trent).—*Colliery Engineering*, London, Vol 2, Abril de 1925. Págs. 154/6.

**Clasificación.**—Una contribución a la clasificación de los carbones, (con referencia especial al poder cokificador; aparatos para las pruebas; cuadro).—S. Quarfot.—*Fuel London*, Vol. IV, Abril 1925, Págs. 154/60.

**Correlación.**—De los mantos de carbón. Con referencia especial a Gales del Sur. (Evidencia litológica y paleontológica). J. H. Davis.—*Transactions of Institutions of Mining Engineers*, London, Vol. XIX, Marzo 1925. Págs. 1/18.

**Explosiones.**—La física elemental de las explosiones del polvo de carbón.—D. W. R. Rees, *Colliery Guardian*, London, Vol. CXXXIX, Abril 17 de 1925. Págs. 946/7.

**El uso de la roca en polvo en las minas de carbón betuminosas.**—(Especificacio-

- nes y pruebas, Costos y mano de obra).—T. G. Fear.—Proceedings Engineers Society of Western Pennsylvania, Pittsburg. Vol. 41. Febrero 1925. N.º 1, págs. 15-31.
- El empleo del polvo de la roca.**—La práctica Standard y recomendada en el empleo del polvo de roca para impedir las explosiones del polvo del carbón en las minas.—Mining and Metallurgy Nueva York. Volumen 6. Abril de 1925. Págs. 1921.
- El lavado del carbón fino en Kingsbury Colliery.**—Iron and Coal Trades Review. London. Vol. CX. Abril 3 de 1925. págs. 551.
- Manipuleo del carbón.**—En la superficie de las minas de carbón.—(Notas sobre la práctica alemana; minas con uno y dos piques).—K. Hälzer.—Iron and Coal Trades Review. London Vol. CX. Abril 17 1925. Págs. 621/2.
- Pruebas de carbonización.**—Pruebas sobre el carbón y el coque con el objeto de producir un coque de características dadas.—(Humedad; ceniza y azufre; capacidad de la cokificación; sistemas de cokificación; la selección del carbón para los hornos de cokificar; peso específico y porosidad; determinación de la reactividad).—Iron and Coal Trades Review, London Vol. CX. Abril 17 de 1925. Págs. 615-6.
- Recuperación del amoníaco.**—Los esfuerzos en Europa para aumentar la recuperación del amoníaco.—C. H. S. Thupolme.—Chemical and Metallurgical Engineering.—Nueva York. Vol. 32. Marzo 1925. Págs. 360.
- Sistema de explotación y su eficiencia.**—¿Qué le pasa a la industria del carbón?—(Costo de la mano de obra y el valor del carbón en las minas betuminosas; la importancia del ingeniero; sistema de explotación; maquinaria para cargar y su uso para reducir los costos de la explotación; sistemas de transportadores).—W. M. Duke.—Mining and Metallurgy.—Nueva York. Vol 6, Abril 1925. Págs. 1921.
- Transportadores.**—Transportadores de carbón en los frentes (Sistemas Jigger y de correas sin fin; compuertas finales y cargadoras).—A. V. Reis, Cassier's Industrial Management, London. Vol. XII. Abril 1925. Págs. 247/53.
- COBRE**
- Arizona.—Geología de la mina Verde Central.—J. L. Fearing y P. C. Benedict Engineering and Mining Journal-Press—New York. Vol. 119. Abril 11 de 1925. Págs. 609/11.
- Lixiviación.**—Algunos principios de la práctica moderna de la lixiviación del cobre.—J. B. Van Arsdale.—Mining and Metallurgy Nueva York. Vol. 6. Abril 1925. Págs. 174-7.
- Tacoma.**—La fundición y la refinera. (Sistema de pesar el mineral y de transportarlo; sistema de descargar los vapores; horno; la refina electrolítica del cobre; el equipo para moldear las barras).—G. J. Young.—Engineering and Mining Journal-Press, Nueva York. Vol. 119. Abril 4 de 1925. Págs. 557/62.
- Yacimientos superficiales de cobre.**—(Conglomerados con cobre, su naturaleza y su valor).—W. H. Weed.—Engineering and Mining Journal-Press.—Nueva York. Vol. 119. Abril 11, 1925, Págs. 605.
- POLITICA ECONOMICA DE LA MINERÍA Y METALURGIA**
- Combustible.**—El costo de los combustibles en la industria. (Cuadro comparativo de los diversos combustibles.—D. J. Demorest.—Chemical and Metallurgical Engineering).—Nueva York. Vol 32. Marzo de 1925. Págs. 381/2.
- La compensación.**—Revista de las leyes de accidentes del trabajo. (Historia; leyes británicas; francesas y alemanas.—Cómo se distribuye el pago de los accidentes.—L. Frost.—Paper, East of Scotland Mining Students Association. Colliery, Guardian London). Vol. CXXXIX. Abril 9. Págs. 947/8.
- Tarifas.**—La tarifa al cobre que se propone.—E. E. Ager y A. Nottman, Mining and Metallurgy. Nueva York. Vol. 6. Marzo 1925. Págs. 128/32.
- GEOLOGÍA**
- Colorado.**—La veta dique compuesta de Camp-Bird. (Geología, forma y distribución de los clavos de mineral. La etapa de la galena, blenda y pirita; origen de la veta compuesta).—J. E. Spurr Economic. Geology. Lancaster Pa. Vol. X. Marzo Abril 1925. Págs. 115-52.
- Transvaal.**—La geología de los yacimientos de platino del Transvaal.—J. E. Mills Davies.—South African Mining and Engineering Journal. Johannesburg. Vol. XXXVI Marzo 21 de 1925.
- ORO**
- La distribución geológica del oro.**—T. A. Rickard.—Engineering and Mining Journal Press. Nueva York. Vol. 119. Marzo 21, 1925. Págs. 486/7.

## HIERRO y ACERO

**Alto horno eléctrico.**—La usina eléctrica de Cogne-Girod. Aosta. (Descripción y plano de la planta y de los laminadores). F. Giolitti.—Iron and Coal Trades Review, London. Vol. CX. Abril 24 de 1925. —Págs. 663/5.

**La manufactura del lingote electrolítico en Suecia.**—(Descripción de varias usinas; propiedades de los minerales que se emplean y de los agentes reductores; composición del lingote; gases de los hornos y sus usos; temperatura de la operación; costo de la producción en el horno eléctrico.—J. A. Leffler.—Iron and Coal Trades Review, London. Vol. CX. Marzo 27 de 1925. Págs. 510/11.

## METALURGIA

**Cianuración.**—La construcción de los lagos para los relaves. (Sistema empleado en la planta de Hamilton, Beauchamp y Woodworth, cerca de Jackson, California).—Engineering and Mining Journal-Press. Nueva York. Vol. 119. Abril 4 de 1925. Págs. 565/9.

## MINERÍA

**La extracción.**—Equipo y sistema de trabajo en el pique de la mina Inspiración Arizona. (La distribución de la planta de la superficie; equipo de jabas y carguío automático; el equipo para la extracción; tolvas para mineral. (G. H. Booth. Engineering and Mining Journal-Press). Nueva York Vol. 119. Marzo 21 de 1925. Págs. 477-85.

**Sistema de explotación en el distrito de Harbridge, Nevada.**—Las condiciones que afectan los sistemas; galerías, emaderación; sistemas "Shrinkage"; fuerza motriz).—J. F. Park. Transactions, American Institute of Mining and Metallurgical Engineers abstract in Mining and Metallurgy, Nueva York. Vol. 6. Marzo 1925. Págs. 154/5.

## Metales

**Molibdeno.**—Un yacimiento de Molibdeno cerca de New Ross, Nueva Escocia.—C. W. Cook.—Economic Geology, Lancaster.—Pa. Vol. XX. Marzo, Abril de 1925. pp. 185/8.

**Radio.**—Un método de prueba para los minerales de radio. (El empleo del espintariscopio y del sulfuro de zinc luminoso).—H. H. Taft.—Engineering and Mining Journal Press.—Nueva York. Vol. 119. Abril 4 de 1925. Págs. 567.

## MINERALES NO METÁLICOS

**Asbesto.**—Los yacimientos de asbestos de Anfibola de Holliwood, Georgia: Su explotación y tratamiento.—L. B. Reissneider.—Engineering and Mining Journal-Press Nueva York. Vol. 119. Abril 4 de 1925 Págs. 567.

**Azufre.**—El azufre una necesidad industrial (Producción mundial; el estímulo a la producción; la producción de ácido sulfúrico; usos del ácido sulfúrico; gráficos del consumo del azufre en varias industrias).—H. C. Lint.—Chemical and Metallurgical Engineering.—Nueva York.—Vol. 32. Marzo 1925. pp. 365-9.

**Materiales de construcción.**—Los recursos del Canadá en materiales de construcción. (La selección y los factores que tienen influencia en la producción; la producción en 1922; recursos, el costo de la caliza, de la arenisca y del granito).—W. A. Parks Boletín N.º 156.—Canadian Institute of Mining and Metallurgy. Montreal. Abril 1925. pp. 367-86.

## FUERZA MOTRIZ

**Plantas hidro-eléctricas.**—Pequeñas unidades hidro-eléctricas. (La turbina Francis; plantas para pequeñas caídas de agua, ruedas Pelton. Engineering London, Vol. cxix. 1925). Marzo 6. Págs. 279-81. Marzo 20. Págs. 339-41, Abril 3, Págs. 407-9 y Abril 24, Págs. 502-4.



## ESTADISTICA DE METALES

### Precio medio mensual de los metales:

#### PLATA

	Nueva York		Londres	
	1924	1925	1924	1925
Enero.....	63.447	68.447	33.549	32.197
Febrero.....	64.359	68.472	33.565	32.245
Marzo.....	63.957	67.808	33.483	31.935
Abril.....	64.139	66.899	33.065	31.372
Mayo.....	65.524	67.580	33.870	31.276
Junio.....	66.690	..	34.758	..
Julio.....	67.159	..	34.509	..
Agosto.....	68.519	..	34.213	..
Septiembre.....	69.350	..	34.832	..
Octubre.....	70.827	..	35.387	..
Noviembre.....	69.299	..	33.775	..
Diciembre.....	68.096	..	32.620	..
Año término medio.....	66.781	..	33.969	..

Cotizaciones de Nueva York: centavos por onza troy: fineza de 999, plata extranjera. Londres: peniques por onza, plata esterlina: fineza de 925.

#### COBRE:

	Nueva York Electrolítico		Standard		Londres Electrolítico	
	1924	1925	1924	1925	1924	1925
Enero.....	12.401	14.709	61.273	66.065	67.193	70.607
Febrero.....	12.708	14.463	63.113	64.713	68.167	69.525
Marzo.....	13.515	14.004	66.137	62.892	72.087	67.739
Abril.....	13.206	13.252	64.338	60.575	70.150	64.194
Mayo.....	12.772	13.347	62.006	60.131	67.648	63.560
Junio.....	12.327	..	61.375	..	66.313	..
Julio.....	12.390	..	61.652	..	65.815	..
Agosto.....	13.221	..	63.481	..	67.800	..
Septiembre.....	12.917	..	62.750	..	67.125	..
Octubre.....	12.933	..	62.641	..	66.620	..
Noviembre.....	13.635	..	63.731	..	68.063	..
Diciembre.....	14.260	..	65.295	..	69.762	..
Año.....	13.024	..	63.149	..	68.062	..

Cotización de Nueva York, centavos por lb.—Londres £ por ton. de 2,240 lbs.



## PLOMO:

	Nueva York		Londres	
	1924	1925	1924	1925
Enero.....	5.972	10.169	31.528	41.443
Febrero.....	8.554	9.428	34.589	37.944
Marzo.....	9.013	8.914	37.161	36.804
Abril.....	8.263	8.005	32.819	32.791
Mayo.....	7.269	7.985	29.426	32.283
Junio.....	7.020	..	32.138	..
Julio.....	7.117	..	32.916	..
Agosto.....	7.827	..	32.728	..
Septiembre.....	8.000	..	33.023	..
Octubre.....	8.235	..	35.715	..
Noviembre.....	8.689	..	39.425	..
Diciembre.....	9.207	..	41.583	..
Año.....	8.097	..	34.421	..

Cotización de Nueva York, centavos por lb.—Londres £ por ton. de 2,240 lbs.

## ESTAÑO:

	Nueva York		Straits		Londres	
	99% 1924	1925	1924	1925	1924	1925
Enero.....	48.250	57.692	48.750	58.250	246.790	265.560
Febrero.....	52.772	56.517	53.272	57.068	272.399	262.181
Marzo.....	54.370	53.038	54.870	53.733	277.429	245.682
Abril.....	49.457	51.380	49.957	52.135	250.863	237.006
Mayo.....	43.611	53.675	44.111	54.620	218.511	245.476
Junio.....	42.265	..	42.765	..	219.219	..
Julio.....	45.750	..	46.250	..	233.332	..
Agosto.....	51.409	..	51.901	..	254.638	..
Septiembre.....	48.595	..	49.095	..	243.511	..
Octubre.....	50.038	..	50.538	..	248.543	..
Noviembre.....	53.848	..	54.348	..	257.738	..
Diciembre.....	55.721	..	56.245	..	261.875	..
Año.....	49.674	..	50.176	..	248.737	..

Cotización de Nueva York, centavos por lb.—Londres £ por ton. de 2,240 lbs.

## ZINC:

	St. Louis		Londres	
	1924	1925	1924	1925
Enero.....	6.426	7.738	34.761	37.917
Febrero.....	6.756	7.480	36.518	36.528
Marzo.....	6.488	7.319	35.298	35.741
Abril.....	6.121	6.985	32.588	34.644
Mayo.....	5.793	6.951	30.648	34.223
Junio.....	5.792	..	31.788	..
Julio.....	5.898	..	32.193	..
Agosto.....	6.175	..	32.544	..
Septiembre.....	6.181	..	32.926	..
Octubre.....	6.324	..	33.514	..
Noviembre.....	6.796	..	35.022	..
Diciembre.....	7.374	..	36.932	..
Año.....	6.344	..	33.728	..

Cotización de San Louis, cents. por lb.—Londres, £ por ton. de 2,240 lbs.

## Producción mensual de cobre crudo: Lbs.

## ESTADOS UNIDOS

	1925			
	Enero	Febrero	Marzo	Abril
Alaska.....	2,565,375	6,855,097	11,177,011	7,329,681
Calumet & Arizona.....	3,788,000	3,068,000	3,416,000	5,196,000
Miami.....	4,800,000	4,317,000	4,428,000	4,388,000
New Cornelia.....	6,906,512	6,063,428	6,489,000	6,335,821
Old Dominion.....	2,921,000	3,377,000	3,152,000	2,550,000
Phelps Dodge.....	13,414,000	13,036,000	13,786,000	13,797,000
United Verde Extension.....	3,739,542	3,631,638	3,368,904	3,810,358
A. S. & R. & Tenn. Copper.....	16,700,000	12,500,000	15,500,000	14,700,000
Importaciones de minerales, concentrados y ejes.....	11,229,750	16,662,339	8,496,693	18,022,747
EN PARTE DE:				
Chile.....	1,309,814	3,463,647	1,497,403	6,289,233
Cuba.....		2,625,886		8,379,977
Canadá.....	4,942,710	5,016,488	4,341,377	559,123
México.....	3,519,950	2,255,980	2,235,000	1,962,210
Importaciones de cobre negro, sin refinar.....	15,858,070	35,002,977	27,513,110	40,255,461
EN PARTE DE:				
Chile.....	3,934,732	6,518,562	5,602,705	12,982,578
Perú.....	3,282,903	6,261,118	2,431,252	1,473,674
África.....		2,464,764	9,492,731	17,612,136
México.....	3,681,048	8,772,922	5,962,311	5,833,128
Imp. de cobre refinado y viejo..	5,652,229	8,561,246	9,044,000	8,508,750
EXTRANJERA:				
Bolea, México.....	1,530,270	1,389,150	1,551,769	110,250
Falcon Mines, Rhodesia.....	420,000		438,000	
Furukawa, Japón.....	2,476,376	2,703,682	2,930,286	
Cons. M. & S., Canadá.....				
Granby Cons., Canadá.....	3,282,570	2,761,468	2,938,903	3,316,290
Katanga, África.....	15,886,025	12,857,510	15,922,305	15,435,000
Mount Morgan, Aust.....	298,000	202,000	544,000	
Mount Lyell, Aust.....	800,000	800,000	800,000	
Phelps Dodge, Mexican.....	3,134,000	3,518,000	3,983,000	3,283,000
Sumitomo, Japón.....	2,136,864	2,124,442	1,888,021	2,445,236

## Producción comparada de las minas de los Estados Unidos: Lbs.

	1922	1923	1924	1925
Enero.....	32,010,292	112,267,000	133,356,000	148,716,000
Febrero.....	45,957,530	102,725,000	128,260,000	137,578,000
Marzo.....	55,708,760	121,562,000	129,816,000	149,802,000
Abril.....	76,601,000	118,157,000	131,928,000	149,864,000
Mayo.....	88,714,000	125,438,000	130,644,000	
Junio.....	93,740,000	125,479,000	127,506,000	
Julio.....	91,000,000	125,249,000	129,574,000	
Agosto.....	101,188,000	131,088,000	133,512,000	
Septiembre.....	96,408,000	124,523,000	126,346,000	
Octubre.....	103,273,000	132,481,000	137,924,000	
Noviembre.....	102,845,000	127,963,000	136,626,000	
Diciembre.....	103,003,000	129,354,000	136,244,000	



## COTIZACIONES

### PRECIOS DE MATERIALES PARA MINAS

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

#### Explosivos

##### ARGLONITA:

El cajón, marca "San Bernardo", puesto en la estación de Nos. . . . . \$ 105.— m/cte

##### GELIGNITA DE 51%:

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

##### GELIGNITA DE 34%:

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

"Cheddite", explosivos de seguridad de 80%, el cajón de 25 kilos netos,  
en Batuco. .... \$ 40.— oro.

##### DINAMITA DE 40%:

El cajón de 50 libras netas, marca "Tronador", puesto en Valparaíso... \$ 130.— m/cte.

El cajón de 50 libras netas, marca "Novel", puesto en Valparaíso..... £ 3-0-7

El cajón de 50 libras netas, marca "Tronador", puesto en Valparaíso... > 3-0-7

##### DINAMITA DE 60%:

El cajón de 50 libras netas, marca "Tronador", puesto en Valparaíso... \$ 153.— m/cte.

El cajón de 50 libras netas, marca "Novel", puesto en Valparaíso..... £ 3-8-3

El cajón de 50 libras netas, marca "Tronador", puesto en Valparaíso... > 3-8-3

##### FULMINANTES N.º 3:

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

##### FULMINANTES N.º 6:

Los mil fulminantes, marca "Tronador", en Valparaíso..... \$ 135.— m/cte.

Los mil fulminantes, marca "Novel", en Valparaíso. .... £ 3-2-2

Los mil fulminantes, marca "Tronador", en Valparaíso. .... > 3-2-2

Los mil fulminantes, en Valparaíso..... £ 3-9-0

El ciento en Nos..... \$ 17.— m/cte.

##### FULMINANTES N.º 8:

El mil, puesto en Batuco. .... \$ 40.— oro

##### FULMINANTES ELÉCTRICOS N.º 6:

El mil en Valparaíso, marca "Tronador"..... \$ 688.— m/cte.

El mil en Valparaíso, marca "Novel"..... £ 15-19-11

El mil en Valparaíso, marca "Tronador"..... > 15-19-11

El mil en Valparaíso..... > 16-15-0

## FULMINANTES ELÉCTRICOS N.º 8:

El mil, en Batuco, guía de 1 metro.....	\$	150.— oro
El mil en Batuco, guía de 1.50 metro.....	\$	165.— oro

## FULMINANTES ELÉCTRICOS; (ALAMBRES PARA)

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

## GELIGNITA DE 42%:

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

## GELIGNITA DE 62%:

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

## GUÍAS ORDINARIAS:

Los mil pies, marca "Negra", en Valparaíso.....	\$	40.— m/cte.
Los mil pies, marca "Novel", en Valparaíso.....	£	0-18-0
Los mil pies, marca "Negras comunes", en Valparaíso..... >		0-18-0
Los 15 pies, rollo en Valparaíso.....	\$	0.19 oro
Los 50 pies, rollo en Nos.....	\$	4.— m/cte.

## GUÍAS PARA AGUA:

Los mil pies, marca "W. C. G. P.", en Valparaíso.....	\$	60.— m/cte.
Los mil pies, marca "Double Wove", en Valparaíso.....	£	1-5-3
Los 10 metros, rollo gutta-percha, impermeable, en Batuco.....	\$	0.70 oro
Los 10 metros, rollo, alquitranada, triple tejido en Batuco.....	\$	0.50 oro.
Los 50 pies rollo, en Valparaíso.....	\$	0.90 oro
Máquinas explotadoras eléctricas para 3-5 tiros, cada una, Batuco..	\$	45.— oro
Máquinas explotadoras eléctricas, para 15-20 minas, en Batuco....	\$	70.— oro

## PÓLVORA NEGRA:

El quintal, marca "San Bernardo", puesto en la estación de Nos.....	\$	50.— m/cte.
El quintal, marca "San Bernardo", puesto en Santiago..... >		50.— m/cte.
El quintal en Nos (según cantidad).....	\$	46 a \$ 50 m/cte.

## Lubricantes

## ACEITE PARA MÁQUINA DE VAPOR:

El cajón, en Santiago.....	\$	69.— m/cte.
El galón, marca "Standard Oil", en Santiago.....	\$	1.90 oro.
El galón, marca "Buffalo", en Santiago, en tambor de 51 galones.... >		2.50 oro.

## ACEITE PARA MOTORES DIESEL (Descansos y cilindro):

Las dos latas de 5 galones cada una, marca "Internaco", en Santiago..	\$	124.60 m/cte.
El galón, marca "Standard Oil", en Valparaíso..... >		1.70 oro.
El galón, marca "Buffalo", en Santiago, en tambor de 51 galones.... >		2.75 oro.

## ACEITE PARA MOTORES ELÉCTRICOS Y DINAMOS:

El cajón de 10 galones, marca "Buffalo", en Santiago.....	\$	25.— oro.
Las dos latas de 4 galones, cada una, marca "Internaco", en Santiago. >		111.20 m/cte.
El galón en Santiago, marca "Standard Oil"..... >		1.90 oro.
El cajón, en Santiago.....	\$	72.— m/cte.

## ACEITE NEGRO:

El galón, marca "Buffalo", en Santiago, en tambor de 51 galones.....	\$	1.30 oro.
El galón, marca "Standard Oil", en Valparaíso.....	>	1.30 oro.

## ACEITE DE ESPERMA:

El cajón, en Santiago.....	\$	78.— m/cte.
El litro, en Santiago.....	>	1.75 m/cte.
Aceite mineral "Colza", Standard Oil, el cajón.....	\$	17.— oro

## GRASA CONSISTENTE:

El kilogramo, marca "Buffalo", en Santiago, en tambores de 200 kilos	\$	0.84 oro.
El kilogramo, marca "Standard Oil", en Santiago.....	>	0.85 oro.
El kilogramo, en Santiago.....	\$	3.40 oro

## GRASA DE PINO:

El tarro de 37 kilos netos, marca "Buffalo", en Santiago.....	\$	12.75 oro.
El barril, marca "Standard Oil", en Valparaíso.....	>	16.00 oro.
El barril, de 40 kilos, en Santiago.....	\$	56.— m/cte.

## Pinturas

## ACEITE DE LINAZA COCIDO:

El tarro de 6 galones, marca "Cóndor", en Santiago.....	\$	93.— m/cte.
El tarro de 6 galones, marca "Genuino Inglés", en Santiago.....	>	27.75 oro
Tambor de 22 kilos en Santiago, nacional, garantido.....	\$	90.— m/cte.
El tarro de 6 galones, marca "Rayo", en Valparaíso.....	\$	30.— oro

## AGUARRAS:

El cajón de 10 galones, marca "Arbolito", en Valparaíso.....	\$	45.— oro.
El cajón de 10 galones, en Santiago.....	>	43.— oro.
El cajón, en Santiago, marca "Arbolito".....	\$	170.— m/cte.
Substituto de aguarrás, el cajón en Santiago.....	\$	110.— m/cte.

## AZARCÓN:

El kilo, en Santiago, puro alemán.....	\$	2.50 m/cte.
El quintal en Valparaíso, importado marca "Sohoen", de primera clase.....	\$	40.— oro

## PINTURA BLANCA DE PLOMO

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

## PINTURA BLANCA DE ZINC:

El quintal, marca "Tulipán", en Valparaíso.....	\$	40.— oro.
El quintal, marca "Acocagua", AAAA en Santiago.....	>	37.— oro.
Tarro de 10½ kilogramos, en Santiago, importado y garantido.....	\$	35 y \$ 42.50 m/cte.

## Maderas

## ÁLAMO EN BRUTO:

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

## LUMA:

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

## PINO OREGÓN:

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

## PINO ARAUCARIA:

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

## ROBLE:

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

## Productos Químicos

## ÁCIDO CLORHÍDRICO PURO, DE 22° Bé.

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

## ÁCIDO NÍTRICO PURO, DE 45° Bé.

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

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

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

## ALQUITRÁN MINERAL:

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

## AMONIACO HIDRATADO:

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

## AMONIACO HIDRATADO:

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

## CREOSOTA:

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

## CARBURO DE CALCIO:

El tambor en Valparaíso.....	\$	29.— oro
El tambor, en Santiago, de 100 kilos Suizo y alemán.....	\$	97.— m/cte.

## SODA CÁUSTICA:

El kilo, en Santiago..... \$ 0.36 oro

## Varios

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

El quintal, en Valparaíso de 46 kilos.....	\$	36.— oro.
Acero para barreno, de 7/8 y 1" el kilo, en Santiago.....	\$	2.20 m/cte.
Acero exagonal para brocas, de 7/8" sólido y hueco en Santiago...	\$	2.20 m/cte.
Cable de acero de 3/4", el metro, en Santiago.....	\$	2.00 m/cte.
Cable de acero de 3/8".....	\$	3.20 m/cte.
Cable de acero de 1/2".....	\$	4.50 m/cte.
Cable de Acero de 5/8".....	\$	5.80 m/cte.
Cable de acero de 3/4".....	\$	7.80 m/cte.
Cable de acero de 1".....	\$	9.60 m/cte.
Cable de manila de		
—1/4"—		
—3/8"—		
—1/2"—El quintal de 46 kilos, en Valparaíso	\$	77.— oro
—5/8"—		
—3/4"—		
—1"—		

## CAÑERÍA PARA AGUA, DE FIERRO GALVANIZADO:

El metro, en Valparaíso, de 1/2".....	\$	0.56 oro
El metro, en Valparaíso, de 3/4".....	\$	0.85 oro
El metro, en Valparaíso, de 1".....	\$	1.14 oro
El metro, en Valparaíso, de 1 1/2".....	\$	2.10 oro
El metro, en Valparaíso, de 2".....	\$	2.90 oro
El metro, en Valparaíso, de 2 1/2".....	\$	4.40 oro
El metro, en Valparaíso, de 3".....	\$	5.30 oro

## CAÑERÍA PARA AGUA, DE FIERRO GALVANIZADO:

El metro, en Santiago, de 1/2".....	\$	2.— m/cte.
El metro, en Santiago, de 3/4".....	\$	2.60 m/cte.
El metro, en Santiago, de 1".....	\$	3.50 m/cte.
El metro, en Santiago, de 1 1/2".....	\$	6.30 m/cte.
El metro, en Santiago, de 2".....	\$	8.30 m/cte.
El metro, en Santiago, de 2 1/2".....	\$	13.30 m/cte.
El metro, en Santiago, de 3".....	\$	15.20 m/cte.
Carros mineros, cada uno.....	\$	250.— oro

## CEMENTO NACIONAL:

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

## CEMENTO EXTRANJERO:

El barril, en Valparaíso..... \$ 11.25

## CLAVOS DE ALAMBRE, VARIAS DIMENSIONES:

El cajón, en Valparaíso..... \$ 49.— m/cte.

## CLAVOS RIELEROS IMPORTADOS:

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

CORREA BALATA de 2"×3 pliegues, el metro, en Santiago.....	\$	5.40 m/cte.
> > > 3"×3 > el metro, en Santiago.....	\$	8.— m/cte.
> > > 4"×4 > el metro, en Santiago.....	\$	14.60 m/cte.
> > > 6"×5 > el metro, en Santiago.....	\$	28.90 m/cte.

CORREA BALATA DE 2" El metro, en Santiago, marca "Rublata"...	\$	6.65 m/cte.
"    "    " 3" El metro, en Santiago, marca "Rublata"...	\$	9.80 m/cte.
"    "    " 4" El metro, en Santiago, marca "Rublata"...	\$	13.35 m/cte.

CORREA BALATA DE 6"	El metro, en Santiago, marca "Rublata"...	\$ 26.70	m/cte.
" " " 8"	El metro, en Santiago, marca "Rublata"...	\$ 40.95	m/cte.
" " " 10"	El metro, en Santiago, marca "Rublata"...	\$ 55.15	m/cte.
CORREA DE CUERO DE 2"	El metro, en Santiago, marca "Sun".....	\$ 6.—	m/cte.
" " " 3"	El metro, en Santiago, marca "Sun".....	\$ 9.—	m/cte.
" " " 4"	El metro, en Santiago, marca "Sun".....	\$ 13.20	m/cte.
" " " 6"	El metro, en Santiago, marca "Sun".....	\$ 21.60	m/cte.
" " " 8"	El metro, en Santiago, marca "Sun".....	\$ 28.80	m/cte.
" " " 10"	El metro, en Santiago, marca "Sun".....	\$ 36.—	m/cte.
" " " 12"	El metro, en Santiago, marca "Sun".....	\$ 43.20	m/cte.
CORREA DE CUERO DE 2".—	El metro, en Santiago, marca "Schieren"...	\$ 9.80	m/cte.
Id. marca "Duxbak".....		\$ 14.25	m/cte.
Correa de cuero de 3".—	El metro en Santiago, marca "Schieren".....	\$ 14.70	m/cte.
Id. marca "Duxbak".....		\$ 21.35	m/cte.
Correa de cuero de 4".—	El metro, en Santiago, marca "Schieren".....	\$ 19.60	m/cte.
Id. marca "Duxbak".....		\$ 28.50	m/cte.
Correa de cuero de 6".—	El metro, en Santiago, marca "Schieren".....	\$ 29.40	m/cte.
Id. marca "Duxbak".....		\$ 42.70	m/cte.
Correa de cuero de 8".—	El metro, en Santiago, marca "Duxbak".....	\$ 56.95	m/cte.
CORREA DE CUERO DE 2"	El metro, en Santiago.....	\$ 6.60	m/cte.
" " " 3"	El metro en Santiago.....	\$ 9.90	m/cte.
" " " 4"	El metro, en Santiago.....	\$ 13.20	m/cte.
" " " 6"	El metro, en Santiago.....	\$ 21.80	m/cte.
" " " 8"	El metro, en Santiago.....	\$ 32.40	m/cte.
CORREAS SUELA "CONDOR", DE 2".	El metro en Valparaíso o Santiago.	\$ 3.20	oro
Correa de suela "Cóndor", de 3".	El metro, en Valparaíso o Santiago.	\$ 4.80	oro
Correa de suela, "Cóndor", de 4".	El metro en Valparaíso o Santiago.	\$ 6.40	oro
Correa de suela, "Cóndor", de 6".	El metro, en Valparaíso o Santiago.	\$ 9.60	oro
Correa de suela, "Cóndor", de 8".	El metro, en Valparaíso o Santiago.	\$ 12.80	oro
Hierro galvanizado para techos, nacional, el quintal de 46 kilos, en Valparaíso.		\$ 21.—	oro
Hierro galvanizado para techo, extranjero, el quintal de 46 kilos, en Valparaíso.		\$ 22.—	oro
Hierro en planchas, el kilo, en Santiago.		\$ 0.70 a \$ 0.90	m/cte.
Hierro redondo, el kilo, en Valparaíso.		\$ 0.17	oro.
Hierro redondo, el kilo, en Santiago, según dimensiones y cantidad.		\$ 0.55 a \$ 0.75	m/cte.
HILACHAS DE ALGODÓN:			
El kilo, en Santiago, según calidad.		\$ 4 a \$ 6.—	m/cte.
El quintal, importadas, blancas, en Valparaíso.		\$ 70.—	oro
El paquete, nacionales, de color, en Santiago.		\$ 2.90	m/cte.
Lámparas patentadas de seguridad para minas, cada una, en Batuco.		\$ 6.50	oro
Mangueras reforzadas para aire de 3/4, el metro, en Santiago.		\$ 5.—	oro
Mangueras reforzadas para aire, de 1", el metro en Santiago.		\$ 6.60	oro
Palas con mango, marca "Excelsior", punta huevo, docena, en Valparaíso.		\$ 65.—	oro
Palas sin mango, marca "Mono", legítimas, por docenas, en Valparaíso.		\$ 45.—	oro
Pernos para eclisas, según dimensiones y cantidades. El ciento, puesto a bordo, en Valparaíso.		\$ 9.—	oro
Rieles de 4½ kilos, el metro, en Valparaíso.		\$ 0.90	oro
Rieles de 5 y 5½.		\$ 1.—	oro
Rieles de 7.		\$ 1.50	oro



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

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

- Aluminio.**—99%, \$ 0.28 la libra; 98%, 0.27.—Londres, 98% £ 118 tonelada de 2,240 libras.
- Antimonio.**—Standard en polvo a 200 mallas, \$ 0.11½ a 0.13 la libra.
- Blenda.**—Precio medio \$ 46.44 por tonelada de 2,000 libras.
- Bismuto.**—\$ 2.00 la libra en lotes mayores de 1 tonelada.—Londres 7/6 d. la libra.
- Cobalto.**—\$ 2.50 a 3 la libra.
- Mineral de plomo.**—Precio medio sobre la base de 80% de plomo \$ 110.
- Magnesio.**—99.9%, \$ 0.90 a \$ 1 por libra.
- Molibdeno.**—99%, \$ 25 por kilo.
- Mercurio.**—\$ 79, por frasco de 75 libras.—Londres £ 12|5|0.
- Nickel.**—Electrolítico \$ 0.38 con 99.75% de ley.—Londres £ 170 a 175 por tonelada de 2,240 libras.
- Platino.**—Refinado, \$ 120 por onza; crudo \$ 115.—Londres £ 24½ por onza.
- Radio.**—\$ 70 por mg. de radio contenido.
- Selenio.**—Negro en polvo, amorfo, 99.5%, \$ 2.20 por libra.
- Tungsteno.**—En polvo, 97% a 98%, \$ 1 por libra de tungsteno contenido.

## MINERALES METALICOS

- Cristales de galena para radio.**—De la mejor calidad \$ 0.50 por libra, en lotes de 500 libras f. o. b. en Philadelphia.
- Mineral de cromo.**—Por tonelada, c. i. f. en puertos del Atlántico, de Rhodesia \$ 22; de Nueva Caledonia \$ 24.
- Mineral de manganeso.**—\$ 0.45 por unidad en la tonelada de 2,240 libras en los puertos, más el derecho de importación. Para productos químicos, en polvo, grueso o fino de 82% a 87% de MnO<sup>2</sup>, Brasileiro o Cubano \$ 70 a \$ 80 por tonelada en carros.
- Molibdeno.**—\$ 0.65 a \$ 0.70 por libra de MoS<sup>2</sup>, de 85% concentrado de MoS<sup>2</sup>.
- Mineral de tungsteno.**—Por unidad, en Nueva York, wolframita, de alta ley \$ 11. Shelita, \$ 11.50, de alta ley.
- Vanadio.**—Mínimo 18% B<sup>2</sup>O<sup>3</sup>, \$ 1 a \$ 1.25 por libra.

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

## MINERALES NO METÁLICOS

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

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

- Asbesto.**—Crudo N° 1, \$ 375 a \$ 450. Crudo N° 2, \$ 225 a \$ 300, en fibras \$ 100 a \$ 200. Planchas de fibras de magnesia comprimidas \$ 65 a \$ 115. Stock para techos \$ 50 a \$ 70. Stock para papel \$ 35 a \$ 40. Stock para cemento de \$ 15 a \$ 25. Desperdicios \$ 9 a \$ 12. Arena, \$ 6 a \$ 8.—Todos estos precios son por tonelada corta f. o. b. Quebec, el impuesto y los sacos están incluidos.
- Azufre.**—\$ 16 a \$ 18 por tonelada, para azufre doméstico, f. o. b. Texas y Louisiana; \$ 18 a \$ 20 para exportación f. a. s. Nueva York.
- Barita.**—Cruda, \$ 7 a \$ 8 por tonelada gruesa f. o. b.; molida, sin color, \$ 14 la tonelada. Blanca, descolorada, \$ 17.
- Bauxita.**—Americana, f. o. b. por tonelada gruesa, molida y seca \$ 5.50 a \$ 8.50. Pulverizada y seca, \$ 14. Calcinada y chancada \$ 19 a \$ 20.
- Bórax.**—Granulado o en polvo y en sacos \$ 0.04 $\frac{3}{4}$  por libra. Entregado cristales \$ 0.05 mercado normal.
- Cal para flujo.**—Depende de su origen; f. o. b. en los puertos de embarque, por tonelada, chancada a media pulgada y a menos \$ 1.10 a \$ 1.70; chancada a tres pulgadas y más \$ 0.90 a \$ 1.50. Para usos agrícolas, \$ 1.50 a \$ 5.
- Cuarzo en cristales.**—Sin color y claro en pedazos de  $\frac{1}{4}$  a  $\frac{1}{2}$  libra, \$ 0.30 por libra en lotes de más de 1 tonelada. Para usos ópticos y con las mismas condiciones: \$ 0.60 por libra.
- Feldespato.**—Por tonelada de 2,240 libras f. o. b., en carro de Nueva York, N° 1 crudo \$ 8; N° 1 para porcelanas, a 140 mallas, \$ 23. Para esmalte, 80 a 100 mallas, \$ 13.50 a \$ 15. Para vidrio 30 a 100 mallas, \$ 19. (Virginia).
- Fosfatos.**—Por tonelada larga de 2,240 libras f. o. b. Florida, 75% \$ 5.25, 70% \$ 3.50.
- Flouspato.**—En colpa, con no menos de 85% de  $\text{CaF}_2$  y no más de 5% de  $\text{SiO}_2$  \$ 19.
- Grafito.**—De Ceylan de primera calidad, por libra, en colpa, \$ 0.06 $\frac{1}{2}$  a 7. En polvo \$ 3 $\frac{1}{2}$  a 5. Amorfo, crudo, \$ 15 a \$ 35 por tonelada, en hojas N° 1 y 2 de \$ 0.12 a 0.30.
- Kaolina.**—f. o. b. Virginia, por tonelada corta, cruda N° 1, \$ 7. Cruda N° 2, \$ 5.50. Lavada, \$ 8. Pulverizada, \$ 10 a \$ 20. In-

glesa importada f. o. b. en los puertos americanos, en colpa \$ 12 a \$ 20. Pulverizada \$ 45 a \$ 50.

**Magnesita.**—Por tonelada, f. o. b. California, calcinada en colpa, 85% MgO \$ 35. Calcinada y molida a 200 mallas \$ 42.50.

**Mica.**—Precios de Carolina del Norte, despojos de \$ 17 a \$ 20 por tonelada neta; en plancha, por libra calidad N° 1, clara 1¼" \$ 0.07.—1½"×2", \$ 0.18.—2"×2", \$ 0.50.—2"×3", \$ 1.00.—3"×3", \$ 2.00.—3"×4", \$ 2.40.—3"×5", \$ 2.75.—4"×6", \$ 3.50.—6"×8", \$ 6.00. Molida a 60 mallas, \$ 65 por tonelada. A 140 mallas, \$ 125. En seco para techo, \$ 30. En seco para techo, a 160 mallas, \$ 70.

**Monacita.**—Mínimo de 6% de ThO<sub>2</sub>, \$ 120 por tonelada.

**Potasa.**—Cloruro de potasa de 80 a 85% sobre base de 80% en sacos, \$ 34.55. Sulfato de potasa de 90 a 95% sobre base de 90%, \$ 45.85. Sulfato de potasa y magnesia, 48 a 53%, sobre base de 48% \$ 26.35. Para abono de 30%, \$ 19.03. Para abono de 20% \$ 12.55.

**Piritas.**—Española, por tonelada de 2,240 libras c. i. f., en los puertos de los Estados Unidos, tamaño para los hornos, \$ 0.13. En colpa, \$ 0.12.

**Sílice.**—Molida en agua y flotada, por tonelada f. o. b. Illinois a 400 mallas, \$ 31; a 325 mallas, \$ 26; a 250 mallas, \$ 22; a 200 mallas, \$ 20; a 100 mallas, \$ 8.

**Cuarzita.**—En el Canadá de 99% SiO<sub>2</sub>, \$ 3 por tonelada neta; Arena para fabricar vidrios, \$ 2 a \$ 2.25 por tonelada; para ladrillo y moldear, \$ 2 a \$ 2.25.

**Talco.**—Por tonelada, en sacos de papel de 50 libras, molido a 200 mallas, extra blanco, \$ 11 a \$ 12, más el saco. A 180 mallas medio blanco, \$ 10.50 a \$ 11.50, más el saco.

**Tiza.**—f. o. b. Nueva York, por libra, inglesa, muy liviana \$ 0.05. Doméstica, liviana \$ 0.04¼ a \$ 0.04½. Por tonelada en cantidades \$ 5 a 5½.

**Yeso.**—Por tonelada, según su origen, chancado \$ 2.75 a \$ 3; molido a \$ 6; para abono de \$ 6 a \$ 7, calcinado, \$ 8 a \$ 16.

**Zirconio.**—99%, \$ 0.06 por libra, f. o. b. Florida; pulverizado, \$ 0.07, por libra, f. o. b. Florida.

#### OTROS PRODUCTOS

**Nitrato de soda.**—\$ 2.67 por cada 100 libras. En los puertos del Atlántico.

**Oxido de arsénico.**—(Arsénico blanco) \$ 0.05, por libra, entregado.

**Oxido de zinc.**—Por libra, en sacos y libre de plomo: \$ 0.07¾ Francés, sello blanco, \$ 0.12.

**Sulfato de cobre.**—0.0465 por libra.

**Sulfato de sodio.**—\$ 19 a \$ 22 por tonelada en Nueva York.

## LADRILLOS REFRACTARIOS

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

## PLATA

DÍAS	Londres 2 meses onza standard peniques	Valparaíso kilo fino \$ m/cte.
10.....	31 <sup>1</sup> / <sub>8</sub>	182.26
25.....	32 <sup>2</sup> / <sub>8</sub>	185.65

## COBRE

## QUINCENAL EN CHILE

DÍAS	A bordo \$ m/c. por qq. m.		
	Barras	Ejes 50 %	Minerales 10 %
10.....	224.31	97.37 Escala 224 cents.	11.79 <sup>1</sup> / <sub>2</sub> Escala 128 cents.
25.....	223.68	97.19 <sup>1</sup> / <sub>2</sub> Escala 223 cents.	11.76 <sup>1</sup> / <sub>2</sub> Escala 127 <sup>1</sup> / <sub>2</sub> cents.

## SEMANAL EN NUEVA YORK

DÍAS	Centavos por libra	DÍAS	Centavos por libra
4.....	13 <sup>3</sup> / <sub>8</sub>	18.....	13 <sup>3</sup> / <sub>8</sub>
11.....	13 <sup>1</sup> / <sub>2</sub>	25.....	13 <sup>3</sup> / <sub>8</sub> —13 <sup>1</sup> / <sub>2</sub>

## DIARIA EN LONDRES

DÍAS	£ por tonelada		DÍAS	£ por tonelada	
	Contado	3 meses		Contado	3 meses
2.....	60. 2.6	61. 2.6	15.....	60. 5.0	61. 5.0
3.....	60. 0.0	61. 0.0	16.....	60.10.0	61. 7.6
4.....	59.17.6	60.17.6	17.....	60. 5.0	61. 5.0
5.....	59.17.6	60.17.6	18.....	60. 7.6	61. 7.6
8.....	59.15.0	60.12.6	19.....	60.10.0	61. 7.6
9.....	59. 5.0	60. 5.0	22.....	60. 0.0	61. 0.0
11.....	59. 5.0	60. 5.0	23.....	59.17.6	60.17.6
12.....	59.10.0	60.10.0	24.....	60. 0.0	60.17.6

## CAMBIO Y RECARGO DEL ORO

DÍAS	\$ m/c. por £	£ por oro 18d.	Recargo del oro %	DÍAS	\$ m/c. por £	£ por oro 18 d.	Recargo del oro %
1	42.20	12.40	235.50	12	41.80	12.70	230.20
2	42.20	12.50	234.30	15	42.00	12.70	229.50
3	42.20	12.60	234.70	16	42.20	12.70	230.30
4	42.60	12.60	236.50	17	42.20	12.70	229.50
5	42.40	12.70	233.00	18	42.00	12.70	227.50
6	42.20	12.70	230.50	19	42.00	12.80	225.50
8	42.00	12.70	229.20	20	42.00	12.80	225.00
9	41.80	12.70	230.30	22	41.80	12.90	223.00
10	42.10	12.70	230.00	25	41.80	12.90	221.00

## SALITRE

10 Junio.

En la reunión del Directorio de la Asociación que tuvo lugar el 30 de Mayo, después de haber recibido la negativa del Gobierno para bajar los derechos de exportación del salitre, se decidió al fin, fijar los precios para Junio de 1925 a Mayo de 1926 y algunos lotes para ofrecer en venta el 9 de Junio. Los precios y cantidades fueron como sigue:

Junio 1925.....	19/3	por	qqt. mét.
Julio 1925.....	19/4	"	" " "
Primera quincena de Agosto de 1925.....	19/5	"	" " " 100,000 toneladas
Segunda quincena de Agosto de 1925.....	19/7	"	" " " 100,000 "

Primera quincena de Setiembre de 1925.....	19/9	por qqt. métr.	100,000	toneladas
Segunda quincena de Setiembre de 1925.....	19/11	" "	100,000	" "
Primera quincena de Octubre de 1925.....	20/1	" "	100,000	" "
Segunda quincena de Octubre de 1925.....	20/3	" "	100,000	" "
Primera quincena de Noviembre de 1925.....	20/4½	" "	125,000	" "
Segunda quincena de Noviembre de 1925.....	20/6	" "	125,000	" "
Primera quincena de Diciembre de 1925.....	20/7	" "	125,000	" "
Segunda quincena de Diciembre de 1925.....	20/8	" "	125,000	" "
1.º de Enero al 31 de Mayo de 1926.....	20/9	" "	sin límite.	

También se acordó de no vender más salitre para entrega Junio/Julio, excepto pequeñas cantidades para completar el embarque de algunos vapores. Habrá un "fall clause" para cualquier salitre, que no se venda y que esté a bordo o en playa en cualquier puerto de destino.

El mercado salitrero ha continuado tranquilo durante la quincena y las ventas hechas por la Asociación de Productores han sido solamente de 5,200 toneladas para entrega Mayo/Junio y 540 toneladas para el consumo en la costa.

Las ofertas del día 9 del presente, por salitre, fueron mucho más bajas que las del año anterior, pues solamente la cantidad ofrecida para la primera quincena de Agosto fué llenada y el total vendido fué de 287,500 toneladas para entregas Agosto/Diciembre. Las ventas hechas incluyendo la cantidad vendida el 10 del presente fueron como sigue:

Agosto 1/15.....	1,000,000	quintales métricos
Agosto 16/30.....	639,918	" "
Setiembre 1/15.....	995,100	" "
Setiembre 16/30.....	422,656	" "
Octubre 1/15.....	167,640	" "
Octubre 16/31.....	116,840	" "
Noviembre 1/15.....	25,400	" "
Diciembre 1/15.....	5,080	" "

El mercado europeo ha subido y hay buenas expectativas de que

la demanda continúe hasta mediados de Julio. Pequeñas ventas por lotes llegados se han efectuado a £ 11.18.6 c. i. f.

Lo exportado durante el mes de Mayo fué de 600,990 qtls. méts., lo que demuestra una baja de 146,898 qtls. méts. comparado con el mismo mes de 1924.

La producción de Mayo fué de 1.914,425 qtls. méts. con 86 oficinas trabajando y durante el mismo mes el año pasado con 91 oficinas trabajando produjeron 1.989,785 qtls. méts.

La comparación de la producción y exportación de los primeros 5 meses durante los últimos 4 años se compara como sigue:

1922	Producción	3,536,995	qts. méts.	Exportación	2,509,298	qtls. m.
1923	„	6,996,851	„ „	„	9,301,951	„ „
1924	„	9,747,194	„ „	„	8,719,488	„ „
1925	„	9,783,014	„ „	„	9,840,213	„ „

El mercado de fletes ha continuado de baja durante la pasada quincena. Espacio para Junio por Cías. de la carrera para Havre/Hamburgo, han sido contratado a 20/- y se dice que se está ofreciendo más en Europa para la misma posición a menos precio. Para Julio la cotización nominal es de 22/6 y de Agosto a Diciembre 25/- Para puertos del Atlántico, Norte de España, espacio Julio, se cotiza a 25/6 y a 27/6 para posiciones más adelante. Para el Mediterráneo Málaga/Génova e intermedios, espacio para Junio, por Cías. de la carrera se han hecho a 25/-. Para Julio el tipo es de 27/6 y para Agosto a Febrero 31/- con igual interés de parte de los exportadores a más o menos 2/- más bajo.

Para Estados Unidos, Galveston/Boston, hay rumores que un vapor de ocasión embarque Julio se ha fijado a 4- dollars para descargar en dos puertos con 25 centavos extra para un tercero. Para New York por Cías. de la carrera para Junio se ofreció a 4.25 dollars sin llegar a negocio para adelante y hasta Diciembre la cotización nominal es de 4.50 dollars. Para la costa Occidental los fletes no han variado.

25 Junio.

El mercado salitrero ha estado algo más activo durante la pasada quincena y las ventas por intermedio de la Asociación han subido a 92,500 toneladas más o menos para entrega Julio/Octubre y para el consumo en la costa 1,000 toneladas. Un lote reventa entrega Junio se vendió a 19/8 por qtls. méts. para los compradores.

El mercado europeo ha continuado paralizado y las transacciones se registran a £ 11.15.0 por tonelada.

El total visible al 31 de Mayo se estima en 300,000 toneladas en Europa, Egipto, Estados Unidos y otros países.

Lo exportado durante la primera quincena de Junio fué de 756,268 qtls. méts. contra 119,960 qtls. méts. en 1924.

Las ventas hechas desde nuestra última revista han sido las siguientes:

Entrega Julio. ....	1,100 toneladas
" Agosto. ....	33,500     "
" Septiembre. ....	55,500     "
" Octubre. ....	2,300     "
	92,400 toneladas

El mercado de fletes ha continuado muy tranquilo y ha sufrido una nueva baja para posiciones cercanas. Un pequeño lote se fletó a 17/7 para puertos holandeses y alemanes y 2 a 3,000 toneladas para Havre/Hamburgo, para embarque fines de Junio se tomó a 18/6. Para la segunda quincena de Julio un vapor de ocasión se fletó para Reino Unido o Continente a 22/-. Espacio por vapores de carrera para Reino Unido o Cont. se cotizan aún a 25/- y 26/6 según destino. Para puertos del Atlántico, Norte de España, el tipo nominal para embarque Julio es de 25/- y para posiciones más adelante 27/6. Para el Mediterráneo, Málaga/Génova se puede conseguir espacio a 24/- para Julio y a 28/- para Agosto adelante.

Para Estados Unidos, Galveston/Boston vapor de ocasión Julio se registran a 4- y a 3.75 dollars con 2 puertos de descarga y se acaba de fletar un vapor para cinco meses con opción de 8 meses al antedicho tipo de flete que equivale a m/m 4- dollars. Vapores de carrera embarque pronto para New York se han hecho a 4- dollars y se dice de haberse cerrado lotes mensuales Agosto a Diciembre en los Estados Unidos a este mismo precio. Para la costa Oriental la cotización de 3.75 dollars para San Francisco y de 4- dollars para Puget Sound queda sin cambio.

## CARBÓN

10 Junio.

El mercado continúa en las mismas condiciones, en calma, pero con algunas pequeñas ventas hechas durante la pasada quincena de poca importancia.

Carbón australiano está a cierto límite que impide pueda competir con otra clase de carbón debido a los precios de los fletes. Un cargamento por vapor salida Julio se ofreció a 39/-, pidiendo una contra oferta por menos para tratar, negocio, pero los consumidores no demuestran interés.



Americano Pocahontas o New River se cotiza nuevamente a 33/- por vapor para cualquier embarque.

Un cargamento completo con descarga gruesa se podría obtener a 32/- y talvez a algo menos que estos números.

Cardiff Admiralty List para Julio/Agosto se cotiza a 45/- por vapor, pero los importadores podrían aceptar menos. West Hartley queda sin cambio a 35/- para puertos salitreros hasta fin de año. A este precio se han hecho varias ventas.

Nacional, las mejores clases quedan sin cambio.

25 Junio.

Se puede decir que no ha habido cambio en el mercado de carbón el cual continúa paralizado.

Australiano, las mejores marcas, la cotización nominal es de 39/- para cualquier posición por vapor o velero.

Americano Pocahontas o New River para casi cualquier salida se puede obtener de 32/- a 33/- según puertos de descarga y condiciones.

Cardiff Admiralty List para embarque Julio/Agosto o Sept./

Oct. por vapor se cotiza a 45/- y posiblemente se podría obtener a 44/- West Hartley hasta fin del año, se ofrece a 35/- para puertos salitreros.

Nacional, las mejores marcas quedan sin cambio.



