

BOLETIN MINERO

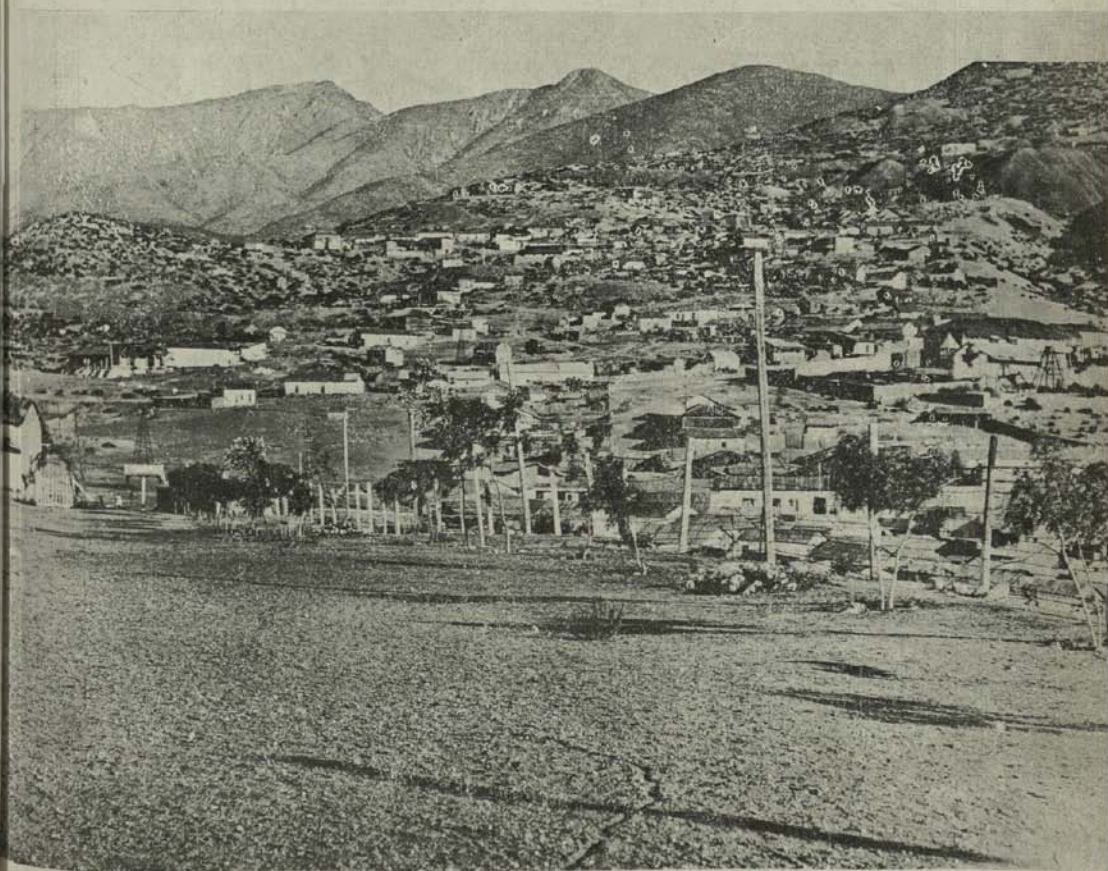


SOCIEDAD NACIONAL DE MINERIA

Año XLIII

Santiago de Chile,
Octubre de 1927

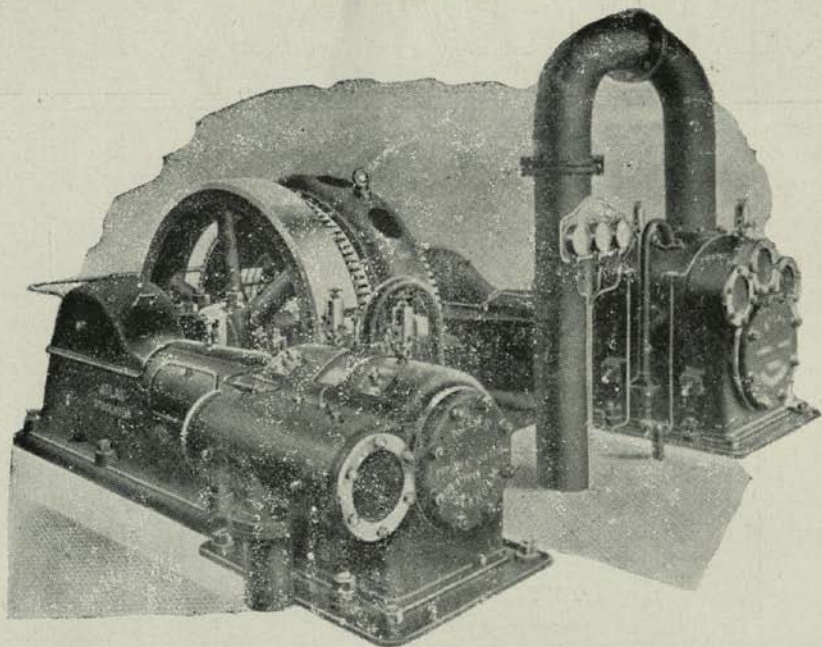
Vol. XXXIX
Núm. 342



Vista General del asiento minero de "LA HIGUERA". Provincia de Coquimbo

ATLAS - DIESEL

SUECIA



Compresora ATLAS en dos unidades directamente acoplada
a motor eléctrico ASEA.

COMPRESORAS DE AIRE
HERRAMIENTAS NEUMATICAS
PERFORADORAS NEUMATICAS
MOTORES DIESEL Y SEMI-DIESEL

UNICOS AGENTES:

Compañía Sud-Americana S. K. F.

ESTADO 50 ::: SANTIAGO ::: CASILLA 207

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

BOLETIN MINERO

DE LA

Sociedad Nacional de Minería

SANTIAGO DE CHILE

Director: Oscar Peña i Lillo

SUMARIO

	Pág.
Don Carlos Barriga	552
El Progreso de la Flotación continua	554
La Cordillera de Quimza Cruz y sus yacimientos estañíferos, por el señor Erwin Kittl (Conclusión)	556
Informaciones Consulares. —Comunicación del Cónsul General de Chile en España, al señor Ministro de Relaciones Exteriores.	581
El Oxígeno Líquido, por don Juan J. Latorre, Ingeniero de la Superintendencia de Salitre y Minas.	581
Cotizaciones	597
Estadística de Metales	602
Informaciones de las Compañías Mineras	605
Mercado de Minerales y Metales	607



DON CARLOS BARRIGA

Fallecido el 3 de Octubre de 1927

DON CARLOS BARRIGA

En pleno ejercicio de su profesión y apenas regresado de la árida pampa salitrera, ha fallecido el distinguido y activo ingeniero don Carlos Barriga, en los precisos momentos en que el Gobierno, iba a necesitar más que nunca de los valiosos consejos de este prestigioso profesional y profundo conocedor de la zona del salitre, para el saneamiento de los títulos de propiedad.

Don Carlos Barriga dedicó casi exclusivamente sus actividades profesionales a los trabajos salitreros y a la minería del cobre.

El señor Barriga inició sus estudios de Humanidades en el Colegio de San Ignacio de esta ciudad, para continuarlos en el Instituto Nacional. Recibido de Bachiller, ingresó a la Universidad de Chile en el curso de Ingeniería, al término de cuyos estudios obtuvo el título de Ingeniero Geógrafo y de Minas que el Consejo de Instrucción Pública le confirió en sesión del 18 de Marzo de 1887.

No sólo en el Instituto Nacional el señor Barriga tuvo la oportunidad de destacarse como un alumno sobresaliente por su laboriosidad, contracción y clara inteligencia, sino que también demostró la misma distinción durante el desarrollo de sus estudios universitarios.

Desde el año 1890 hasta 1894, el señor Barriga ocupó el cargo de Ingeniero de la Delegación Fiscal de Salitreras, y en el año de 1893 mientras desempeñaba dicho cargo, fué designado por el Supremo Gobierno para integrar la primera Comisión de Cateo y Avalúo de los

terrenos salitrales que debían rematarse en esa época, compuesta por los señores Gustavo Jullian y Santiago Humberstone. El informe que esta Comisión elevó como conclusión del trabajo efectuado en la pampa salitrera, fué ampliamente elogiado por el Supremo Gobierno.

Posteriormente durante toda la administración del Presidente don Pedro Montt, el señor Barriga ocupó el alto cargo de Ingeniero Consultor de la Caja de Crédito Salitrero y se puede decir, sin temor de exagerar, que el señor Barriga fué un infatigable defensor de los intereses fiscales y según declaraciones de los propios Consejeros de dicha Institución, la acertada intervención del señor Barriga evitó en varias ocasiones la ruina de la Caja, con las consiguientes pérdidas para el Fisco.

En su calidad de Ingeniero Consultor de la Caja de Crédito Salitrero, le cupo informar solicitudes de préstamos presentadas en esa Institución por un valor apróximado a cincuenta millones de libras esterlinas.

Entre los negocios de mayor importancia informados por el señor Barriga, recordamos los siguientes:

Informe sobre la importancia y valorización de los terrenos de la Compañía Boratera de Chilcaya. Informe sobre las minas de la Compañía Minera de Tocopilla. Informe sobre las minas de la Compañía Minera Domeyko de Combarbalá. Informe sobre las minas de la Compañía Minera Agustina de Copiapó, etcétera.

Desde el año 1917 hasta su falle-

cimiento, el señor Barriga desempeñó el cargo de Gerente de la Compañía Minera "Agustina" que explota la mina de ese nombre ubicada en Punta del Cobre del Departamento de Copiapó.

Con motivo de la dictación de la Ley de Auxilio Salitrero destinada a salvar las dificultades producidas a la industria por la Guerra Mundial, fué designado por el Supremo Gobierno para estudiar las relaciones entre el Fisco y los productores de salitre.

En el año 1917 fué nombrado también por el Supremo Gobierno para revisar los trabajos de cateos efectuados en los terrenos salitrales de la pampa "Lealtad del Toco", te-

rrenos cuyo remate debía efectuarse en ese mismo año.

Finalmente en Enero de 1926 fué nombrado Ingeniero Jefe de la Comisión de Cateos Salitrales, que hizo, bajo su dirección, el estudio y la valorización de los terrenos salitrales que salieron a remate en Diciembre del año próximo pasado.

La Sociedad Nacional de Minería lo contó entre sus miembros más distinguidos y su palabra en el seno del Directorio fué siempre considerada con la autoridad que le daban su experiencia y honradez acrisolada.

El Directorio, por intermedio de estas columnas, le rinde su postrer homenaje de respeto y gratitud.



EL PROGRESO DE LA FLOTACION CONTINUA

La Dirección del "Boletín Minero", en su deseo de mantener al corriente a sus lectores, de los progresos que día a día se efectúan en forma asombrosa en la técnica de la flotación, se ha permitido transcribir el interesante editorial del "Engineering and Mining Journal" del 3 del mes próximo pasado, que contiene no sólo un resumen del desarrollo que este procedimiento ha alcanzado durante los últimos cinco años, sino que deja también de manifiesto el éxito metalúrgico más completo obtenido en el tratamiento de minerales de bajísima ley, como lo es el caso de la Utah Copper Co., que en el tratamiento de minerales con sólo 0,97% de cobre, ha llegado a obtener rendimientos de 90%, batiendo el récord en los costos de producción de cobre entre las Compañías norteamericanas. El costo de producción alcan-

zado por la Utah Copper Co., es de 7,4 centavos americanos por libra de cobre.

El editorial mencionado dice así:

Los notables progresos en la técnica de la flotación continúan día a día. Se puede decir que fuera de los resultados obtenidos hace quince años en la planta de Butte & Superior, la práctica de la concentración de minerales por flotación se desconocía casi por completo en los Estados Unidos, pues la mayor parte de la literatura concerniente al desarrollo de este procedimiento, provenía de Australia, especialmente de las plantas de Broken Hill.

La gran aceptación que este procedimiento tuvo en Norte América, hizo creer cinco años después, cuando algunas plantas alcanzaron recupe-

raciones hasta del 90%, que se le considerara ampliamente desarrollado. En realidad, algunos metalurgistas estimaron que quizás la flotación se estaba aplicando en exceso y que se le había concedido al desarrollo de este procedimiento una atención desproporcionada en comparación de los trabajos de investigaciones en otras direcciones. Sin embargo, en 1922 fué tal el desarrollo que alcanzaba este procedimiento sobre todo en el distrito de Tri-State, donde las menas de zinc-plomo son muy abundantes, que no sólo se le empleaba cada día en mayor escala en la concentración de otros minerales distintos del cobre, plomo y zinc, sino que también se le estaba empezando a aplicar con éxito en la separación selectiva de los sulfuros de cobre de los de hierro (pirita), en la separación de los sulfuros de plomo (galenas) de los sulfuros de zinc (blendas), etc.

La tiocarbonalida y la ortotoluidina se empezaron a usar, al mismo tiempo que en algunas parte se puso en evidencia el ventajoso empleo del cianuro, del sulfato de cobre y del ácido cresílico.

Este desarrollo trajo como consecuencia que aparecieran en el mercado numerosos dispositivos de nuevas máquinas de flotación, muchas de las cuales se han ido poco a poco descartando para darle mayor atención al perfeccionamiento de aquellos tipos considerados como standard.

Los progresos en los últimos cinco años han sido más marcados en métodos de operación, en reactivos y en tipo de máquinas. La flotación selectiva se ha generalizado. No sólo es posible hacer una separación comercial de dos o más sulfuros de valor comercial sino que se pueden separar en alto grado los sulfuros de hierro de los de

cobre, plomo o zinc, flotándolos separadamente para producir un mineral de hierro, como el Tennessee, o botándolos como estéril.

La introducción del xantato en un circuito alcalino sorprendió al mundo entero, trayendo mayores recuperaciones, concentrados de mejores leyes, menos gasto de mantenimiento del equipo y más facilidad para manipular el producto final. Recientemente otros reactivos han mejorado todavía más los resultados donde las condiciones han sido favorables para su empleo. Las grandes mejoras en los resultados de las plantas de la Utah Copper C.^o son especialmente notables al respecto: en 1926 la recuperación media del cobre empleando xantato y aceite de pino, era 87% con un mineral de 1.01%; en los últimos meses, empleando un reactivo hecho especialmente «reconstruyendo» ácido cresílico con pentasulfuro de fósforo, reactivo inventado incidentalmente por el personal de la Compañía, la recuperación ha aumentado a más de 90%, con una mena que sólo contiene 0.97% de cobre. A la ventaja de una gran mejora en la recuperación metalúrgica debe añadirse el empleo de un reactivo de menor costo.

Durante los últimos cinco años se ha logrado mucho progreso en la maquinaria, especialmente en el tipo de máquina de flotación conocida por el nombre de neumática. En este terreno no se ha llegado todavía a la standardización y los excelentes tipos que se pueden obtener ahora son todavía más numerosos que hace algunos años.

¿Cómo será la práctica de 1932? Hemos avanzado mucho en la reducción de los costos y en aumentar las recuperaciones metalúrgicas y es obvio que existe un límite para es os

dos factores. Todavía queda mucho que hacer en el esfuerzo para producir concentrados de mayor ley y quizás el progreso más importante que pueda hacerse ahora es en esta dirección. El concentrado de hierro puede llegar a ser de más valor cada vez y ¿quién podrá decir si no será posible encontrar algún empleo de mayor provecho para los relaves que el de rellenar labores?

Ahora se le dedica mucho menos atención a la teoría de la flotación que hace quince años, aunque muchas de las razones para los métodos actuales y los reactivos no se conocen del todo, ya que el progreso se ha hecho en gran parte más bien por medio de pruebas empíricas que por investigaciones fundamentales. Quizás

dentro de cinco años se sabrá algo más del por qué suceden algunas cosas y se podrá de una manera mejor, prescribir el tratamiento más adecuado para un mineral de un análisis químico y físico dado. Será interesante observar también donde se encuentra la línea divisoria entre la flotación y la lixiviación para los minerales semi-oxidados. ¿Se flotarán en el futuro los minerales que contengan una buena proporción de minerales oxidados mediante el empleo de agentes sulfatizadores o por otros medios, o la tendencia que predominará irá a la lixiviación de esos minerales sin concentrarlos, tal como se hace actualmente en la Inspiration Copper Company?



LA CORDILLERA DE QUIMZA CRUZ Y SUS YACIMIENTOS ESTAÑIFEROS (1)

POR

ERWIN KITTL (ORURO)

(Conclusión)

IV. LOS YACIMIENTOS ESTAÑIFEROS.

Los yacimientos estañíferos de la Cordillera de Quimza Cruz pueden dividirse generalmente en dos grupos como ya mencioné:

a) Los yacimientos en la monzonita.

b) Los yacimientos en los esquistos cristalinos.

Esta división además de otros factores tiene en cuenta a la sierra madre. Existen diferencias en la mine-

ralización aunque sean pequeñas, originadas por la diferencia entre las rocas que durante la formación influyeron en el rellenamiento de las grietas. Naturalmente no tuvo lugar una metasomatosis completa pero siempre hay que tener en cuenta el papel que desempeña la roca, LINDGREN llamó a esta influencia metasomatosis interna y podemos observarla en escala variable en la mayoría de los filones que se formaron por procesos bajo altas temperaturas ya sean estos procesos pneumatóliticos o hidrotermales.

A esta influencia de la sierra madre (monzonita o pizarras) re u co las diferencias de la mineralización.

(1) Este interesante artículo ha sido tomado de la Revista Minera de Bolivia que el propio señor Erwin Kittl publica en Oruro.—Año 2, núms. 3, 4 y 7 de 1927.

Otro factor que debemos tener en cuenta es el momento tectónico que determinó las distintas condiciones de los yacimientos y que probablemente fué la causa fundamental de las diferencias observadas entre esas dos clases de yacimiento. F. AHLFFLD (1) observó esa misma diferencia entre la posición de los yacimientos estañíferos de la Cordillera Real, es decir que en la parte occidental se encuentran en las pizarras y en la parte oriental en los granitos.

La formación de esas dos clases tuvo lugar indudablemente en la misma época y los mismos procesos formaron los yacimientos—pero en distintas rocas y bajo otras condiciones químicas originadas por la diferencia de las rocas y naturalmente bajo distintas condiciones físicas.

Desde este punto de vista las minas más conocidas y más importantes de la Cordillera de Quimza Cruz pertenecen a los siguientes grupos:

a) Al grupo de los filones en monzonita: la mayoría de las minas de Caracoles (Caracoles Tin Company), como Argentina, San Enrique, San Pedro, Carmen Rosa, Huanchaca, Pacuni, etc. Estos yacimientos están formados por numerosas vetas de distintas dimensiones cuyo contenido en estaño es variable. Hay que observar que nunca alcanzan tan grande extensión como sucede por ejemplo con la veta principal de Vilo loco, pero en su totalidad son importantes como demuestra el ejemplo de la Caracoles Tin Company.

b) El otro grupo está formado por los yacimientos en esquistos cristalinos que constituyen el pendiente de la roca intrusiva, forman la mayor

parte de los yacimientos en Bolivia y esto también sucede en la Cordillera de Quimza Cruz. A esta clase pertenecen:

Araca, con varias vetas, pero una veta principal.

Malla Chuma.

Laramcota, con varias vetas importantes.

Chojñacota, con varias vetas, pero una veta principal.

Pata de Gallo, perteneciente a Chojñacota.

Monte Blanco, con varias vetas y roca impregnada.

Bajadería y Carolina, con varias vetas, pero de un carácter algo distinto por parte con impregnaciones.

Todos estos yacimientos se han formado en las grietas de los esquistos y no se puede observar la continuación hasta la monzonita.

1. Caracoles

W. LINDGREN (1) publicó datos sobre los yacimientos estañíferos de Caracoles y los caracteriza como vetas estañíferas formadas bajo altas temperaturas. Puesto que estas vetas aparecen completamente en la roca intrusiva, queda planteada la cuestión de si el magma que ha traído al estaño es este magma monzonítico o no. Como ya dije antes, en los granitos de los yacimientos de los otros países, se pudo comprobar a veces al estaño como componente del magma aunque en cantidades muy reducidas. En la monzonita no podemos comprobar la existencia de la casiterita como componente primario, y si LINDGREN es de opinión que muchos componentes de la monzonita se encuentran en forma concentrada en los filones, hay que decir que tam-

(1) Pegmatitas estañíferas de la Cordillera Real de Bolivia. Metall und Erz, 1926, Pág. 420; Bol. Minero, Santiago, N.º 331, Pág. 1443.

(1) loco cit.

bién muchos componentes de los yacimientos faltan en la roca intrusiva. Este autor habla de una concentración del estaño en la profundidad debido a los gases, y que el extracto fué depositado en las partes ya solidificadas del cuerpo intrusivo, es decir, en las partes superiores; también de opinión, que los yacimientos son verdaderos filones formados posteriormente (epigenéticamente) y no una inyección de un magma metalífero. Esta forma de vetas hace necesario recordar la formación de "greisen" que se ha observado en Europa y en Argentina. El greisen típico es un granito impregnado de casiterita y otros minerales de alta temperatura como ser el topacio, ciertas micas, etc., pero casi siempre se observó una grieta a lo largo de la cual tuvo lugar este proceso. Estas impregnaciones generalmente no tienen salbandas, y se diferencian de la sierra madre por su distinto color, etc., pero no son filones bien marcados. La forma de las vetas de Caracoles no coincide con la forma típica de greisen, en estas vetas también aparecen a veces impregnaciones, pero siempre como primera formación: es decir, que si encontramos una impregnación, ésta constituye el primer proceso de formación, después tuvieron lugar depósitos de minerales que formaron un rellenamiento regular de grietas y que se presentan con salbandas bien desarrolladas.

Las minas principales de la Caracoles Tin Company son las siguientes: Pacuni, Huanchaca, Argentina, Antofagasta, Pepita, Carmen Rosa, San Pedro, San Enrique. Estas minas se encuentran escalonadas sobre distancia de unos 8 kilómetros. Además pertenecen a esta Compañía las minas Bengala y Bonaparte, que ya quedan más alejadas de las otras.

La forma de los yacimientos es la de vetas. El rumbo general de las vetas es N 30° E o N 75° E, la caída es al NO con un ángulo de 43 a 85°. Como se ve, el rumbo de las vetas es aproximadamente perpendicular con respecto al eje del cuerpo intrusivo, la caída es generalmente muy fuerte. No se ha llegado siempre a investigar la profundidad total de las vetas, pero el horizonte de los trabajos alcanza 250 metros verticalmente y en cuanto a la extensión horizontal se llega a veces a 500 metros. El espesor de las vetas no es siempre el espesor del mineral estañífero, pero en general éste varía desde algunos centímetros hasta 1 metro, tal vez más en casos excepcionales.

La mineralización de las vetas puede explicarse mediante varios croquis tomados de las distintas minas. En general la casiterita puede aparecer bajo dos formas:

- a) Como impregnaciones a ambos lados de la grieta;
- b) Como rellenamiento de la grieta junto con cuarzo, turmalina, a veces clorita y sulfuros.

Las impregnaciones que aparecen, por ejemplo, en la mina Antofagasta, se presentan como greisen, permiten distinguir la grieta por la cual subieron las substancias que transformaron la roca. Es probable que la concentración de la casiterita acompaña a la grieta. La roca transformada se parece más a una aplita, es decir, que la biotita no es tan abundante como en la roca normal, los feldespatos son más verdes, la biotita a veces fué transformada en clorita o sericita. La casiterita aparece junto con cuarzo y turmalina (según LINDGREN también con apátita); otras veces en la roca aplítica y también concentrada a lo largo de la grieta. A menudo se encuentra piritita y

posiblemente en algunas partes calcopirita. En estas impregnaciones no encontré pirotina. La sucesión sería:

Turmalina, clorita, casiterita — cuarzo, casiterita, piritita, calcopirita.

LINDGREN dió la siguiente sucesión clorita—turmalina—apatita—cuarzo—casiterita, piritita—blenda—bismutina—cuarzo—ankerita—pirita. En esta sucesión sólo una parte se refiere a las impregnaciones.

Según su abundancia prevalecen los rellenamientos de grietas, es decir, aquellas que muestran una salbanda bien desarrollada. La mineralización no es tan distinta pero debemos reconocer que la segunda parte de la sucesión de LINDGREN prevalece. Se observaron los siguientes casos típicos:

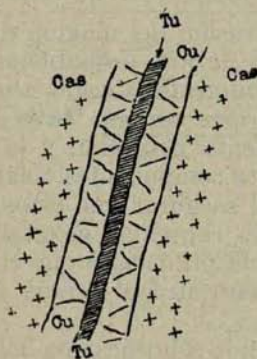


Figura N.º 10.

Veta de la mina San Enrique, nivel 276.

Cas—Monzonita impregnada de casiterita.
Cu—Cuarzo.
Tu—Turmalina.

La sierra madre, monzonita, está impregnada con casiterita y cortada por la veta que consiste en cuarzo y turmalina. La sucesión es: casiterita—cuarzo—turmalina. La casiterita corresponde a la formación que tuvo lugar bajo la temperatura más alta, después sigue el cuarzo y por último

se formó la turmalina, que corresponde posiblemente ya a la formación por procesos hidrotermales. LINDGREN menciona la veta Llamero con un rumbo de N 40° E, cuyo rellenamiento consiste en turmalina negra, cuarzo, algo de piritita, casiterita marrón granulosa y un poco de wolframita. También menciona este autor la alteración de la roca madre a ambos lados de la veta.

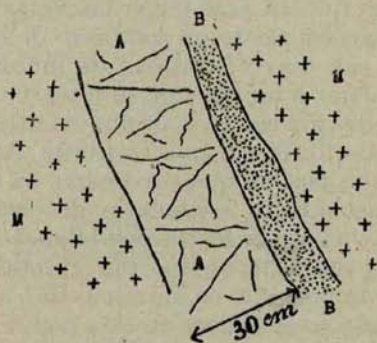


Figura N.º 11.

Mina San Enrique, nivel 246.

M—Sierra madre: monzonita.
A—Turmalina, cuarzo, casiterita.
B—Kaolín, arcilla.

Este croquis muestra una formación algo diferente pero de la misma composición. La casiterita se encuentra en el rellenamiento de la veta. Ya mencioné la aparición de sulfuros en la profundidad: como ser piritita, calcopirita, blenda y a veces galena: con menos frecuencia bismutina. Como formación mucho más joven, ya depositada hacia el final de los procesos postvolcánicos aparece algo de siderita, ankerita y piritita en cristalitas.

Existen diferencias primarias de mineralización en la profundidad, en ésta prevalecen los sulfuros. Así sucede en la Argentina, hay mucho más

pirita, calcopirita y además blenda en la profundidad que en los horizontes superiores. Esto no es sólo una diferencia secundaria como ser un enriquecimiento de casiterita en las zonas superiores, sino que se encuentra en dichas zonas más turmalina y cuarzo que en la profundidad. Naturalmente desempeña también un papel la descomposición de los sulfuros en las partes superiores que produjo limonita. En general, puede decirse que en casi todas las vetas de Caracoles existe un sombrero de hierro con mayor cantidad de limonita y menor o ninguna de sulfuros y una zona primaria, en la profundidad, con más sulfuros y menos casiterita. Aunque es posible que tuvo lugar un enriquecimiento secundario de casiterita debido a cierta solubilidad (1) creo que éste no fué tan grande ni tan importante en las minas de Caracoles. No se conoce en esta región diferencias, como por ejemplo de 1: 10.

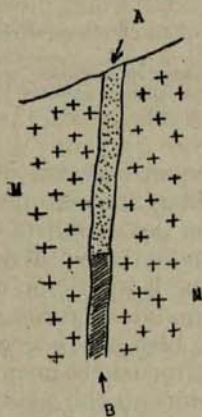


Figura N.º 12.

Esquema de un filón de los yacimientos de Caracoles.

M—Monzonita.
A—Cuarzo, casiterita.
B—Sulfuros.

En otras minas pueden aparecer variaciones, en cuanto a la ley de estaño, entre la zona primaria y secundaria hasta la mencionada proporción. En las minas de Caracoles esta proporción no es tan grande, aunque faltan todavía estudios detallados. La figura N.º 12 muestra un esquema de estas vetas.

En la zona superior o de oxidación aparece: cuarzo, turmalina, casiterita, limonita, arcilla.

En la zona inferior o primaria: pirita, calcopirita y blenda con menos casiterita.

Un esquema sobre la formación de los minerales en función del enfriamiento y de los procesos secundarios sería el de la figura N.º 13.

Las fases de formación de los yacimientos de Caracoles son las siguientes:

1. Intrusión del magma monzónico que forma probablemente un cuerpo interestratificado asimétrico; durante este proceso tuvo lugar el enfriamiento paulatino y la separación de los componentes volátiles. No se puede asegurar que estos componentes ya contenían el estaño como sustancia primaria o que el magma líquido encontró al estaño y lo asimiló.

2. Con la solidificación del magma empezaron a formarse grietas perpendiculares al eje del cuerpo intrusivo por las cuales salieron los componentes volátiles como boro, estaño, etc.; estos componentes impregnaron probablemente en parte a las grietas cerradas, mientras que la formación de los filones tuvo lugar en grietas abiertas cuyo enfriamiento era más rápido. Parecen faltar pegmatitas verdaderas.

3. La formación de las vetas fué debida en su mayor parte a las soluciones calientes que empezaron por

(1) Compárese, Rev. Minera, I. tomo, 1926, pág. 18. II. tomo, 1927, pág. 29.

formar turmalina, clorita, cuarzo, casiterita para terminar con sulfuros.

4. La diferencia primaria es, ante todo, una diferencia de mineralización que en los niveles superiores contiene menos sulfuros que en los niveles inferiores. Estas diferencias llegan hasta 300 metros y más verticalmente.

a) Minerales metalíferos. La casiterita aparece en dos formas: como impregnaciones en la monzonita, y en forma de concentraciones (guías) de casiterita como rellenamiento de filones. El primer tipo de la casiterita aparece en cristales microscópicos apenas apreciables a simple vista. El color de esta casiterita es marrón-

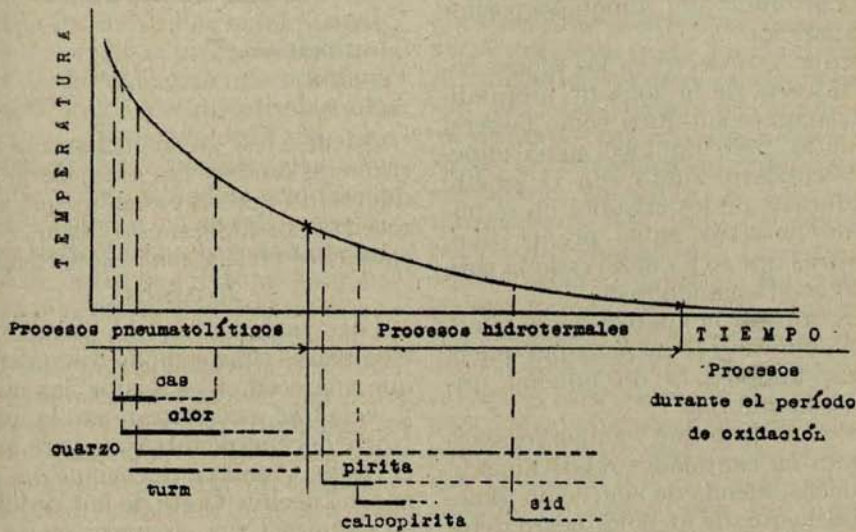


Figura N.º 13.

Esquema de la sucesión de minerales de un filón de los yacimientos de Caracoles.

Cas—Casiterita.
Clor—Clorita.
Tu—Turmalina.
Cu—Cuarzo.

Pi—Pirita.
Capi—Calcopirita.
Bl.—Blenda de zinc.
Sid—Siderita.

5. Las vetas presentan diferencias secundarias: una zona de oxidación y una zona primaria, sin grandes enriquecimientos secundarios de estaño.

Descripción de los minerales de Caracoles.

Una descripción completa de los minerales no puedo hacer todavía, sin embargo es posible enumerar los minerales más importantes y la forma de su aparición.

claro; la casiterita del segundo tipo aparece en forma de cristales que permiten reconocer las caras del prisma (110). El largo de estos cristales alcanza a 5 mm. a veces, pero generalmente es de un tamaño menor. El color de estos cristales es gris, hasta marrón. La paragénesis ya la hemos mencionado: aparece el primer tipo con los minerales de la formación al greisen, como ser turmalina, cuarzo, clorita, mientras que el segundo tipo se encuentra junto con la

clorita, cuarzo y a veces limonita. Es de suponer que el segundo tipo corresponde a la formación de menor temperatura aunque no puedo considerarlo completamente como formación secundaria.

La pirrotina parece aparecer sólo como componente mineral de la roca intrusiva. Como mineral filoniforme no la he observado, aunque es posible su aparición.

Pirita se observó en los filones como mineral de la zona de profundidad; aparece sin duda como mineral primario, pero también como mineral secundario junto con el kaolín. Las formas de los cristales no se pudieron observar en el primer tipo, mientras que se ha observado la cara (100) en el segundo caso.

La calcopirita aparece como mineral filoniforme, de menor edad que la pirita; también es un mineral primario filoniforme.

Además hay que enumerar: wolframita en cantidades relativamente pequeñas, blenda de zinc como mineral frecuente, de un color negro debió a una ley de hierro, y además galena que también aparece repetidas veces. Bismutina y bismuto nativo, se encuentran como rareza; la siderita y la ankerita son minerales que se observan frecuentemente, apareciendo como formación más joven, en cristales romboédricos.

Como gangas hay que enumerar el cuarzo, que acompaña siempre a la formación primaria de la casiterita, y su formación subsiste durante los períodos posteriores. La turmalina en cristales negros desde varios centímetros hasta el tamaño microscópico, en agujas finísimas de color negro hasta marrón. Según LINDGREN se trata de una turmalina de hierro y magnesio con 11.01% FeO y 1.92% MgO. La clorita aparece co-

mo ganga en la zona de impregnación como mineral transformado de la biotita y como mineral filoniforme también con los sulfuros. LINDGREN determinó el índice de la refracción maximal; para comparar lo publicamos con los de algunas otras cloritas:

Clorita (Caracoles), Bolivia...	1,638
Clorita (Mina Argentina), Bolivia.	1,644
Thuringita.....	1,637
Pennina.....	1,578
Aphrosiderita.....	1,623

Además hay que mencionar la aparición de kaolín y limonita, como productos de descomposición, que aparecen en los filones, esta última especialmente en las zonas superficiales.

2. Araca

Los yacimientos de Araca son ejemplares típicos de los yacimientos que aparecen en esquistos, las minas y vetas se encuentran en la parte Norte del cuerpo intrusivo pero hacia el Oeste. Como ya mencioné, las minas del declive Oeste de la Cordillera de Quimza Cruz, aparecen en los esquistos. En Araca existen varias vetas, pero hay una principal denominada San Jorge que atraviesa a los esquistos, en ese punto muy inclinados, y tiene un rumbo más o menos perpendicular al eje del cuerpo intrusivo; también hay otras como por ejemplo las vetas Ventura y Hortensia que tienen este mismo rumbo perpendicular al eje del cuerpo intrusivo, el socavón (que corre sobre ellas) tiene la dirección N 40° E, todas ellas son discordantes con respecto a los esquistos, es decir que los cortan sin guardar ninguna relación con su estratificación. La veta principal posiblemente guarda cierta conexión con el contacto en cuanto a su rumbo, pero me parece más visible la relación ya mencionada de la dirección.

La forma de los yacimientos de Araca es la de filones o rellenamientos de grietas al parecer sin ninguna conexión directa con el magma granítico (monzonita). Sin embargo pueden clasificarse como yacimientos de contacto con forma de vetas, puesto que la mineralización comprueba su origen magmático. Naturalmente podemos suponer que también una parte de los minerales que aparecen, deben su origen a procesos hidrotermales. Como explicaré más adelante, al clasificar los yacimientos y especialmente aquellos que no se han formado por un proceso solo, sino por una serie, es mejor explicar y comprobar todos los procesos que tomaron parte en la formación del yacimiento, antes que dar una denominación que posiblemente corresponda sólo a una fase de su formación.

La veta principal puede dividirse en dos partes bien visibles: una parte con limonita, casiterita, cuarzo y algo de sulfuros, es la parte superior y presenta bien claramente todas las señales de un sombrero de hierro. Según el croquis adjunto se ve que esta zona tiene cierta relación con la configuración del cerro.

La segunda zona está cubierta por la zona de oxidación y se distingue por su mineralización: contiene sulfuros, principalmente pirrotina, casiterita y algo de estannina. Esta es la zona primaria.

Los minerales del yacimiento de Araca.

Casiterita. La casiterita aparece en Araca bajo dos formas: como mineral primario en la zona primaria junto con los sulfuros, especialmente con pirrotina, además con cuarzo, y en agregados con cristales bien desarrollados probablemente de origen secundario. Mientras que la casiterita primaria está formada por cristales de un tamaño muy pequeño, la segunda clase comprende los cristales más grandes del mundo. Todavía faltan estudios sobre el "habitus", es decir la forma general de la casiterita primaria, pero sobre los cristales del segundo grupo existen más datos. No puedo dar un cuadro completo de todas las caras que aparecen en los cristales de Araca, pero las formas más comunes son las siguientes:

Cristales prismáticos de un largo hasta 6 cm., gruesos, con las caras *m*.

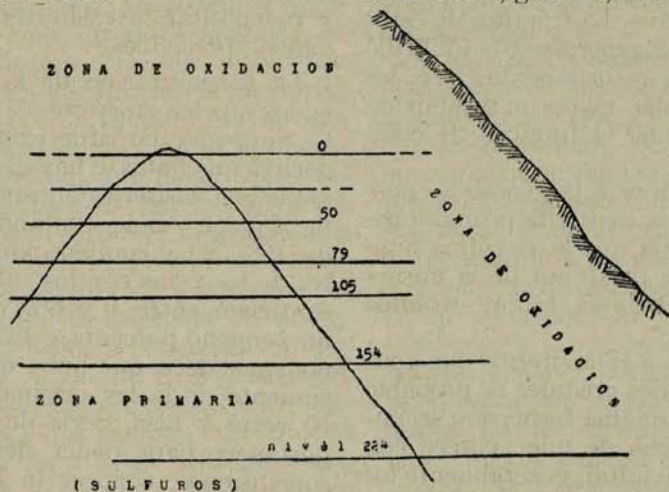


Figura N.º 14.

Esquema de la forma de zona primaria y de oxidación en Viloco (Corte vertical)

(110), menos frecuentemente *a* (100) y rara vez *r* (210), frecuentemente aparecen las caras piramidales *s* (111) con menor frecuencia *e* (101). Muchas veces se observa maclas según (101) y maclas repetidas como se las observaron del rutilo. Estudios más completos sobre las caras se publicarán más adelante. Todas las caras observadas son de cristales probablemente de origen secundario; mientras que faltan todavía datos sobre las formas y caras de la casiterita primaria que aparece con la pirrotina.

El color de los cristales de Araca es muy variable: hay algunos claros—transparentes, de colores mezclados con un núcleo obscuro y capas superficiales transparentes—una especie de estructura zonal—de color gris lechoso (del nivel 179) a veces superficialmente transparente, otros de color de miel medio transparentes y también de color marrón hasta marrón-oscuro. Los cristales de Araca son en su mayoría de color negro, con fuerte brillo, y son los más grandes que se conocen, alcanzando hasta 10 cm. de largo como sucede con un cristal de Viloco del señor Adolfo SZNAJKA, los de 5 cm., de largo no son raros. La fractura de estos cristales tiene generalmente un brillo grasoso y un color marrón-claro, los de colores más claros naturalmente tienen también la fractura de color más claro.

Refiriéndonos a la génesis se puede decir que la casiterita primaria parece más vieja que la pirrotina aunque en parte puede ser de la misma edad, pero todavía faltan estudios definitivos.

En cuanto a la casiterita que aparece en grandes cristales es probable que se trata de una formación secundaria; el hecho de que aparece con limonita, que faltan generalmente los sulfuros característicos para la zona

primaria o sólo aparecen en restos cubiertos de limonita y la posición en las grietas, pues casi siempre queda libre un espacio en el centro, todo esto habla a favor de la génesis secundaria, es decir de una transformación secundaria. Sabemos que la casiterita es soluble en soluciones acuosas, como lo comprobaron C. DOELTER, F. W. CLARKE y G. U. GREENE y los procesos por los cuales se disolvieron y descompusieron la pirrotina y la piritita, disolvieron probablemente también a la casiterita primaria. Las soluciones depositaron por cementación primero sus componentes menos solubles, llevaron en forma de sulfatos a los más solubles como ser hierro, cobre, etc. Ofrece cierta dificultad decir algo sobre la composición de las soluciones que desempeñaron un papel en estos procesos de las minas de Viloco, porque faltan los fosfatos que se encuentran en Llallagua-Uncia como ser: vivianita, wawellita, vauxita, paravauxita, etc., que pueden indicar algo sobre la naturaleza de las soluciones que actuaron en los procesos secundarios, pero podemos suponer que las de Araca también podían disolver y redepositar la casiterita en cantidades apreciables.

La concentración de la casiterita en los niveles superiores es importante. Sin poder dar cifras exactas puede decirse que había y hay partes de las vetas con casiterita enriquecida hasta 60% Sn y más, contando sólo con un 40% Sn y comparando esas partes de las vetas con los sulfuros, que contienen entre 1 y 6% de Sn con un pequeño porcentaje de estannina, podemos decir que hubo un enriquecimiento de la ley original de hasta 10 veces y más. Sería de suma importancia para poder deducir más conclusiones, conocer la ley exacta

de estannina y casiterita en el mineral de la zona primaria.

Según la opinión del señor BROWN, administrador de la empresa de estaño de Araca en Viloco, existe cierta relación entre la ley en azufre y la distancia del contacto; dicha ley coincide en este caso con los sulfuros y es posible que existan ciertas relaciones entre la formación de los sulfuros y el contacto, pero para averiguar estas relaciones habría que estudiar la mina con mucho más detención. Consta que hasta ahora no fué posible establecer relaciones entre la ley de estaño y la distancia del contacto.

Es interesante mencionar que puede observarse cristales atacados en su superficie por procesos secundarios. Generalmente se encuentran en yacimientos análogos, pero con minerales de cobre una "cementación" repetida, en los de plomo por ejemplo se encuentra muchas veces galena corroída. Esta repetida solución y re-depositación debe manifestarse en el caso de los yacimientos estañíferos, por lo menos mediante la aparición de caras mates—sin brillo—por estar atacados, etc. No podemos suponer que estos grandes cristales de Araca puedan otra vez disolverse, teniendo en cuenta que la casiterita primaria era de tamaño mucho menor y que la solubilidad es un factor de la superficie; pero haber encontrado caras atacadas eso es un fuerte apoyo para establecer la duración o importancia de los procesos secundarios que concentraron a la casiterita.

Revisando la colección de casiterita de la Escuela Nacional de ingenieros de Minas de Oruro, encontré varias muestras provenientes de Araca, cuyas caras estaban fuertemente atacadas. Se pueden distinguir cristales con caras muy brillantes sin

ningún rastro de ser atacados, otros cuyas caras carecen de brillo, pero sin presentar los síntomas de haber sido atacadas fuertemente y finalmente otros cuyas caras están corroídas o mejor dicho, fuertemente corroídas, estas últimas siempre permiten distinguir rastros de limonita, lo que constituye una prueba de que las soluciones eran oxidantes.

La pirrotina es el más frecuente de los sulfuros primarios. Aparece en agregados cristalinos sin presentar cristales con caras propias. Es característico su color amarillo-marrón, por el cual se distingue fácilmente de la piritita y calcopiritita.

La piritita parece faltar generalmente como mineral primario, aunque sería posible su formación primaria. Además existe un campo de existencia para la piritita como mineral anterior a la pirrotina y calcopiritita según BEISCHLAG, KRUSCH y VOGT (1) pero en este caso se trata de yacimientos magmáticos. En Araca aparece piritita como mineral más joven (de la edad de la blenda y galena) y como mineral secundario. En este último caso aparecen cristales, que prueban su génesis en grietas abiertas.

La calcopiritita aparece simultáneamente con la pirrotina, es un poco más joven que ésta y según su cantidad mucho menor. Se ha observado las sucesiones siguientes: Cuarzo—pirrotina—calcopiritita. De todos modos es un mineral primario.

La estannina ha sido comprobada con toda seguridad, pero no se conoce su porcentaje en los sulfuros y tampoco en los minerales de estaño, o mejor dicho en la casiterita. Aparece la estannina sólo en la zona primaria de los sulfuros y posiblemente es un mineral de más importancia que la que se supone hoy día.

(1). Die Lagerstaeten d. nutzbaren Mineralien, I. tomo, pág. 279.

Tampoco se pudo aclarar la cuestión de si la casiterita primaria es anterior o posterior a la estannina.

La molibdenita aparece como rareza en el yacimiento de Araca, pero es probable que pertenezca al mismo período de formación que la casiterita primaria. He observado molibdenita con cuarzo en hojitas de hasta 4 mm. además aparece turmalina. La sucesión observada es: cuarzo, molibdenita—turmalina.

La arsenopirita no es un mineral muy frecuente en esta mina; es un mineral primario, pero posterior a la calcopirita y pertenece a la paragénesis: pirrotina—calcopirita—arsenopirita. Solamente aparece en los niveles inferiores.

La blenda de zinc es un mineral primario muy frecuente, pero pertenece a un período posterior a la pirrotina. Se trata de una blenda negra debido a su ley en hierro. Ha sido observada en los niveles 154 y 224, en la siguiente sucesión: pirrotina—calcopirita—arsenopirita—blenda.

La galena es un mineral que generalmente falta; si aparece es de la misma edad que la blenda.

La siderita y ankerita son minerales que señalan la transición entre los procesos hidrotermales y de descomposición. Aparece en grietas abiertas, en forma de cristales de romboedros varias veces corroídos. Según su cantidad no son importantes.

Como gangas tengo que mencionar: turmalina, de color negro en inmediata cercanía del contacto, clorita relativamente rara en los filones pero muy frecuente el cuarzo. La turmalina ha sido observada en agujas radiales hasta 3 cm., con la siguiente sucesión: cuarzo — turmalina — pirita (poca).

La génesis del yacimiento Araca.

Para explicar la génesis del yacimiento Araca consideraremos sus minerales, lo que nos permitirá deducir los procesos que entraron en su formación. Una pequeña revisión de dichos minerales ofrece el siguiente cuadro comparativo:

<i>Minerales metalíferos:</i>		<i>Gangas:</i>
Minerales primarios:		
	Pirrotina	Clorita
	calcopirita	turmalina
	casiterita	cuarzo
	wolframita	sericita.
	pirita	
	molibdenita	
	estannina	
	arsenopirita	
	blenda de zinc.	
Minerales secundarios:		
	Casiterita	Kaolín
	pirita	
	siderita	
	limonita	
	calcanthita.	

Como se ve, aparecen como minerales primarios: pirrotina, casiterita, molibdenita y turmalina, que indican procesos pneumatolíticos pero bajo una temperatura posiblemente ya más baja. No tenemos la necesidad de suponer una presión muy alta, pues en la sierra madre no aparecen impregnaciones, por eso supongo que se trataba de grietas abiertas; no tuvieron lugar procesos metasomáticos internos, por lo menos en escala grande. La forma del yacimiento es la de filones. A este primer período de formación—los procesos pneumatolíticos—siguieron los procesos hidrotermales, probablemente directamente conectadas al período antecedente, que depositaron posible-

mente una parte de la arsenopirita, pirrotina, calcopirita, estannina y también algo de cuarzo. Después siguió la formación de blenda de zinc, esta última se ha formado cuando ya la temperatura de las soluciones no era tan alta y al final del período se formó la siderita como último producto de la actividad de las soluciones hidrotermales.

Los procesos secundarios, que tuvieron lugar después de la formación del yacimiento, son los procesos de oxidación que transformaron los sulfuros, descompusieron a la estannina y transformaron, disolviendo y redepositando, a la casiterita. La formación de los grandes cristales de casiterita puede, en parte, haber sido el resultado de procesos secundarios; a favor de esto habla también el aspecto de los cristales con algunas caras recientemente atacadas y otras brillantes sobre las que no tuvo lugar reacción alguna entre aguas recientes y los cristales ya existentes.

3. Carolina de Caracoles y Bajadería

Las minas de Bajadería ocupan un lugar algo distinto al de las minas ya descritas en cuanto a su génesis y posición sistemática. Estos yacimientos aparecen en los esquistos cristalinos, pero forman impregnaciones en las pizarras transformándolas e impregnándolas con mineral estañífero. No faltan las vetas, pero estas vetas son, como veremos, de edad menor y no contienen mineral de estaño sino sulfuros. Las grietas que dejaron pasar las substancias estañíferas deben estar rellenadas y en parte desaparecieron ya completamente. La aparición de impregnaciones nos hace suponer que se trata de formaciones en grietas cerradas con una especie de metasomato-

sis que era de más extensión que una metasomatosis interna, como la que aparece en los filones y grietas abiertas.

Los yacimientos de Bajadería y Carolina aparecen en el borde del cuerpo de intrusión. Hemos visto que el yacimiento de Viloco a pesar de su mineralización, que corresponde en parte a formaciones bajo alta temperatura, no presenta fenómenos de metasomatosis y metamorfismo de la sierra madre en gran escala; estas circunstancias coinciden con el hecho de que los yacimientos de Viloco se encuentran en el techo del cuerpo intrusivo, es decir, que forman el pendiente de la monzonita. Los minerales que se formaron por los procesos postvolcánicos aparecen por eso en capas superpuestas sin presentar fenómenos que sólo aparecen en los filones que se formaron bajo presión.

La posición de las minas de Bajadería no es igual a la de Araca: se encuentran en el borde del cuerpo intrusivo, donde había más dislocaciones y más irregularidades. Este lado del contacto presenta una forma que puede ser el resultado de una superposición del cuerpo intrusivo o de masas dislocadas que tuvieron por efecto el de aumentar la presión y por eso los primeros procesos de formación del yacimiento no presentan grietas abiertas, que sólo más tarde empezaron a desempeñar su papel cuando ya los procesos que formaron el yacimiento trajeron los sulfuros.

La sierra madre de los yacimientos de Bajadería está constituida por esquistos cristalinos con las variedades siguientes:

- Cuarcita, de color gris oscuro, en forma de bancos,
- Pizarra negra,
- Filita,
- Roca clorítica.

Las pizarras negras no siempre muestran fuertes plegamientos, se nota estratificación pero no se ve siempre la estructura foliácea, efecto de la presión, aunque en partes aparece más pronunciada: el resultado es en este caso una roca filítica. Se distinguen también: el cuarzo, substancia negra (carbonífera) y mica. No tiene fuerte brillo, al contrario, su aspecto es mate.

La filita aparece concordante con la pizarra negra; la diferencia más importante es la estructura foliácea pronunciada y el fuerte brillo.

La roca clorítica aparece bajo dos formas:

a) Como intercalación concordante, resultado de una transformación posterior, pero que permite distinguir todavía la estratificación.

b) Como formación secundaria bajo forma de vetas o ligada a zonas de impregnación irregular.

Aunque no he encontrado fósiles, las pizarras parecen formar las capas inferiores, mientras que la cuarcita parece pertenecer a capas algo más jóvenes.

En cuanto a la forma, naturaleza y sistemática de los yacimientos de Bajadería podemos distinguir:

- a) Impregnaciones,
- b) Vetas.

Las impregnaciones aparecen en las pizarras, metamorfoseándolas y produciendo así una zona mineralizada. Naturalmente esta impregnación tuvo lugar por grietas, pero no se distingue más el camino por donde pasaron los agentes que transformaron a la sierra madre, depositando el yacimiento mineral. El cuerpo mineralizado se presenta, pues, en forma irregular, pero con una notable extensión en dirección vertical. Los procesos metasomáticos tuvie-

ron un papel importante, podemos distinguir:

1. Una transformación de la roca preexistente en roca clorítica, con aumento relativamente pequeño de substancia.

2. Un aumento de substancia como ser: casiterita, pirrotina, etc.

La segunda forma del yacimiento son las vetas o filones, que segúan a grietas probablemente abiertas. En estas vetas se observa una salbanda bien marcada. No se ve una transformación de la sierra madre, las vetas cortan a ésta, la separación de los minerales del filón y de la sierra madre es neta. Según todos los indicios se trata de una formación más joven que la impregnación. Las vetas contienen mucho menos estaño y a veces nada; su rellenamiento corresponde pues, a un período de formación posterior a la formación estañífera, no se observa siempre una coincidencia entre el lugar donde la veta corta a la sierra madre y las impregnaciones. Es posible que las vetas aparecen en lugares donde no había antes una impregnación de estaño.

Además tengo que mencionar que aparecen en ciertas grietas, cristales de casiterita que pueden constituir una formación secundaria, como en Carolina.

Los trabajos de explotación en el terreno de Bajadería se extienden verticalmente hasta 140 metros más o menos, los más superiores son los del Polvorín, después siguen los de San Francisco, mientras que los más profundos son los de El Tunnel. La altura absoluta sobre el nivel del mar es de 4,985 m.

Parece que las vetas (grietas abiertas) se presentan con más frecuencia en los horizontes superiores o que el rellenamiento de las vetas en las

zonas inferiores es distinto. Una veta del Polvorín tiene la siguiente mineralización como demuestran los croquis.

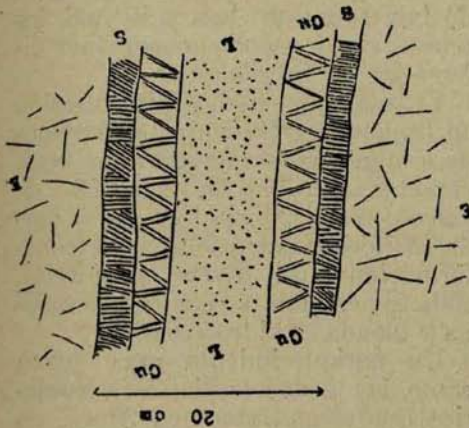


Figura N.º 15

Esquema de un filón del Polvorín.

- E—Sierra madre consistente en esquistos transformados y metamorfoseados en clorita, aparecen brechas con vetitas de cuarzo, la roca cloritizada está impregnada con casiterita,
 S—Rellenamiento del filón consistente en pirita, calcopirita, blenda de zinc y cuarzo,
 Cu—Cinta de cuarzo.
 L—Espacio abierto de la grieta, relleno con limonita, arcilla, etc.

Como se ve, podemos distinguir bien los dos períodos de formación del yacimiento: el período de impregnación y el período de formación de grietas con un relleno de sulfuros y cuarzo, en este último período parece faltar la estannina.

En el relleno de la grieta podemos distinguir otros períodos más todavía; no es un relleno continuo sino aparecen depósitos repetidos como lo muestra el croquis de la figura N.º 16.

Como se ve en esta figura, los depósitos del relleno no son uniformes sino que podemos distinguir alternativamente:

- Formación de blenda de zinc y galena;
- Formación de pirita y calcopirita, arsenopirita?
- Formación de blenda de zinc y galena.

Después sigue la formación de cuarzo solo. El relleno de la grieta tuvo lugar simétricamente, una prueba a favor de las soluciones ascendentes (1).

En los niveles inferiores aparecen impregnaciones más ricas, es decir, que encontramos concentraciones más altas en las cuales prevalece la casiterita. Estas concentraciones no parecen enriquecimientos secundarios, sino primarios. También en-

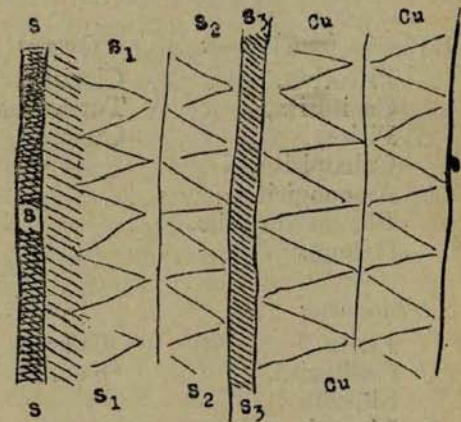


Figura N.º 16

Croquis del relleno del filón del Polvorín.

Espesor	
S—3 mm	Cinta delgada consistente en cuarzo, blenda y galena,
S ₁ —16 mm	Depósito de pirita, calcopirita y cuarzo,
S ₂ —3 mm a 0 mm	Formación de cuarzo; puede faltar a veces,
S ₃ —3 mm	Cinta de blenda de zinc con algo de galena.
Cu—25 mm	Formación de cuarzo lechoso.

(1) Compárese E. Kittl, La génesis de los minerales estanníferos etc., Rev. Minera de Bolivia, 1926, pag. 1.

contramos en estas partes pirita, posiblemente pirrotina, algo de calcopirita y arsenopirita. Además hay vetitas más jóvenes que cruzan las partes impregnadas; estas vetitas contienen cuarzo y a veces blenda de zinc.

También hay que mencionar que en las partes inferiores existe más frecuentemente la turmalina; este aumento de turmalina puede ser un indicio para suponer que la formación fué más cercana al cuerpo de donde salieron las substancias que formaron el yacimiento.

Minerales del yacimiento Bajadería

Primarios (metálferos):

Pirrotina.
Casiterita,
Pirita,
Calcopirita,
Arsenopirita.
Blenda de zinc.
Galena.

Gangas:

Clorita.
Turmalina
Cuarzo.

Secundarios:

Pirita.
Casiterita.
Siderita.
Limonita.

Cuarzo.
Kaolín.

A grandes rasgos podemos decir lo siguiente de la paragénesis: el primer período de formación es aquel en que se formó la pirrotina, posiblemente con algo de casiterita primaria, turmalina, clorita y quizás contemporáneamente el cuarzo. Para este período y parte de la generación del yacimiento tenemos que suponer la existencia de altas temperaturas. Probablemente para la casiterita, clorita y turmalina es nece-

sario una temperatura algo elevada que para la pirrotina. Esta formación tiene semejanza con la mineralización de Araca, pero los procesos de impregnación han sido más intensos, por eso podemos suponer diferencias de presión.

El segundo período de formación en Bajadería es aquel que corresponde a la generación de grietas y está caracterizado por la aparición de galena, blenda, pirita, cuarzo y algo de casiterita. Además aparece como formación más joven la siderita. Esta generación de filones con galena y blenda es hidrotermal.

Un enriquecimiento más joven como las concentraciones secundarias que encontramos en Araca, no he observado en gran escala, pero posiblemente hay partes del yacimiento que pueden explicarse de este modo, así para los cristales que encontramos en las grietas de Carolina podemos suponer este origen.

Como diferencias primarias podemos enumerar la aparición de impregnaciones con sulfuros, pirrotina y pirita, y mucha casiterita en los horizontes más bajos (Tunnel) y un aumento de turmalina; mientras que en los niveles superiores (Polvorín) aparecen grietas con blenda de zinc y galena. En los niveles superiores la casiterita está ligada a las rocas cloríticas impregnadas, mientras que en los niveles más bajos la concentración es más fuerte y a veces tiene el carácter de concentraciones metasomáticas, es decir, que la concentración de la casiterita es tan fuerte que podemos suponer que la sierra madre fué desalojada completamente por los procesos metasomáticos, ayudados por el aumento de la presión que tuvo lugar durante este período.

4. Laramcota y Chojñacota.

Estas minas pertenecen al mismo tipo que Araca. Los yacimientos aparecen bajo forma de filones, cuyo rumbo generalmente es perpendicular al eje del cuerpo de intrusión, los terrenos mineros de estos lugares pertenecen a San Francisco, con varias vetas distintas, además las vetas del Gigante Grande y Gigante Chico y la parte de la veta Chojñacota al lado del Lago Laramcota; todos los cuales son de la Empresa Minera de Laramcota. La extensión de las vetas es importante. No sólo en la corrida sino también verticalmente, podemos calcularla por lo menos en 400 a 500 metros, aunque hay que mencionar que los trabajos de exploración están en su principio. Los terrenos mineros de la Empresa Minera de Chojñacota son: la parte de la veta Chojñacota al lado del lago Chojñacota con varias ramificaciones y el terreno Pata de Gallo, que tiene conexión posiblemente con las vetas de la mina Cabo Piroja; la veta principal de Chojñacota está mucho más explorada y la extensión vertical de las labores llega a más de 150 m. sin existir señales de agotamiento y es muy probable que dichas vetas se prolonguen mucho más en profundidad.

La sierra madre de todas estas minas está formada por esquistos cristalinos; como ya mencioné parecen pizarras negras y cuarcitas y se han observado los tipos siguientes:

Cuarcitas con estratificación fina.

Cuarcitas en bancos.

Filita y pizarra negra finamente estratificada.

Filita y pizarra negra plegada.

Una descripción más detallada se publicará más adelante. No se obser-

vaba casi nada del cuerpo intrusivo, sin embargo se encuentran rodeados de monzonitas en los valles; además observé una roca aplítica muy ácida, al lado del camino, 250 m., abajo del Lago Laramcota, esta aplita es la única roca que denota la cercanía del cuerpo intrusivo. Estudios microscópicos aclararán mejor la posición y naturaleza de esta roca.

La mineralización de los yacimientos es parecida a la de Araca, pero podemos distinguir dos tipos:

a) Filones que contienen casiterita, turmalina, cuarzo y clorita con menos sulfuros o formados separadamente de una generación más joven de galena (argentífera), blenda y siderita. Se encuentran tipos de esta clase en los terrenos mineros de San Francisco en Laramcota. Se ve bien que en este caso se trata de una formación de "alta temperatura" por gases o reactivos de relativamente simple composición, puesto que la turmalina y la casiterita pueden formarse por vapores que contienen boro y estaño. La temperatura era probablemente más alta que la del segundo grupo en que aparecen sulfuros.

b) Filones que contienen además de cuarzo, casiterita y clorita, una cantidad de sulfuros de hierro, cobre y arsénico, como ser pirrotina, calcopirita, arsenopirita, blenda de zinc y galena. Estos filones también han sido formados bajo alta temperatura como lo comprueba la aparición de pirrotina y arsenopirita, pero probablemente estos procesos seguían a los del grupo "a". Las sucesiones observadas son las siguientes:

1. Clorita, cuarzo—pirrotina, calcopirita, cuarzo.

2. Pirrotina, calcopirita, casiterita, cuarzo—arsenopirita, blenda de zinc, galena.

3. Clorita, cuarzo, pirrotina, arsenopirita—pirita, siderita.

Podemos distinguir fácilmente el período de formación anterior que tiene como mineral indicador la combinación pirrotina—calcopirita apareciendo también casiterita, del período posterior, caracterizado por la combinación galena—blenda de zinc. Entre estos dos aparece la arsenopirita, cuya formación así como la de la blenda y galena no contiene casiterita primaria, o por lo menos no en cantidades notables. Este segundo grupo predomina en Chojñacota y posiblemente también en las profundidades de las vetas de Laramcota. Más adelante mencionaré las concentraciones secundarias que formaron casiterita pura (guía) con óxidos de hierro en Laramcota y en parte en Chojñacota.

Un ejemplo clásico de la formación del grupo "a" se encuentra en Chojñacota, aunque no aparecen todos los minerales. En la figura N.º 17 se ve un filón exactamente simétrico, puesto que se trata de una formación por soluciones ascendentes. La

sucesión es la siguiente: primeramente se formó cuarzo con casiterita, después sólo cuarzo, en el segundo período se formó blenda.

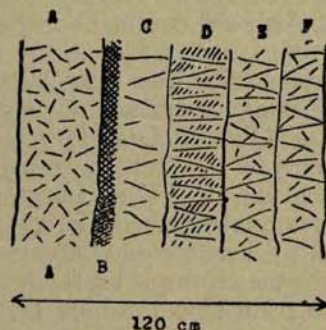


Figura N.º 18.

Perfil esquemático de la veta Chojñacota, cabecera Lago Laramcota

- A—Clorita con pirita y calcopirita.
- B—Calcopirita, blenda de zinc y cuarzo.
- C—Cuarzo.
- D—Calcopirita y clorita.
- E—Clorita.
- F—Clorita con pirita.

El otro perfil—de la veta Chojñacota arriba del Lago Laramcota—indica que la mineralización puede ser mucho más complicada debido a cambios en la composición de las soluciones.

La estructura asimétrica indica que se trata de una formación en la cual se han mezclado los minerales de la formación anterior (clorita, cuarzo, calcopirita) con la formación posterior de blenda de zinc. Se puede explicar esta mezcla suponiendo que se trata de grietas rellenas que posteriormente se han abierto de nuevo, dejando espacio para la formación de la blenda de zinc.

Una lista de los minerales de los filones de Chojñacota sería como sigue:

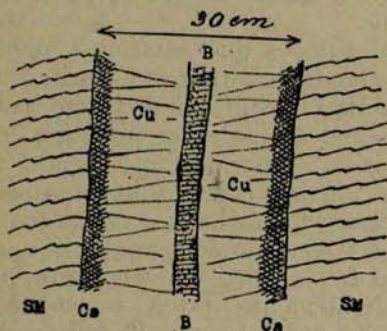


Figura N.º 17

Perfil de una veta en Chojñacota.

- SM—Sierra madre.
- Ca—Casiterita y cuarzo.
- Cu—Cuarzo sólo.
- B—Blenda de zinc.

MINERALES METALÍFEROS GANGAS

Minerales primarios:

Pirrotina,	Clorita
Calcopirita	Cuarzo
Casiterita?	
Arsenopirita	
Blenda de zinc	
Galena.	

Minerales secundarios:

Casiterita	Cuarzo
Pirita	Calcedonio
Malaquita	Kaolín.
Calcantita.	

Descripción de los minerales

La pirrotina, aparece en agregados cristalinos, pero no ostenta caras propias. Es muy característico su color amarillo—marrón. Cuando se presenta en combinación con la calcopirita el mineral parece algo más viejo, pues la pirrotina empezó a cristalizar sola, sin calcopirita, mientras que más tarde cristalizaron los dos juntos y tal vez continuó la cristalización de la calcopirita cuando ya no se depositaba pirrotina. La pirrotina es ante todo, el sulfuro típico primario de Chojñacota y también la Laramcota (profundidad.)

La calcopirita se presenta en la misma forma que la pirrotina, aunque todavía no se han hecho los estudios microscópicos necesarios para afirmarlo. Hay que mencionar que a veces se ha observado cuarzo entre la formación de la pirrotina y la de calcopirita. La cuestión de la formación primaria de la casiterita es muy importante y es de suponer que aparece casiterita primaria con la pirrotina en la misma forma que en Araca; además tenemos

que pensar que también se encuentra estannina, puesto que en la zona de los sulfuros primarios de Araca (pirrotina y calcopirita) se encontró estannina y casiterita.

En Chojñacota se observaron vetas cuya formación empezó por casiterita, siguiendo luego la de cuarzo y después apareció blenda en la parte central. Esta formación parece primaria, además se ha observado cuarzo junto con la clorita. Señalaré que el mineral que se llama "gufa" no es siempre un mineral primario, más bien debe tratarse de una concentración secundaria, aunque algunas partes pueden también ser de origen primario.

La blenda de zinc aparece rellenando ciertas partes de las grietas y es un mineral indudablemente más joven que los sulfuros ya mencionados. No se han observado caras de cristales, el color es negro y se la reconoce por su clivaje y fuerte brillo; muchas veces aparece junto con galena, pero siempre prevalece. La formación de la blenda no contiene generalmente casiterita; su génesis es visiblemente separada de la de los sulfuros anteriores y representa un período de mucho menor temperatura y seguramente actuaron soluciones hidrotermales; mientras que la formación de la pirrotina y calcopirita por lo menos pertenece al límite entre las fases pneumatolíticas e hidrotermales.

La galena es un mineral que aparece en los yacimientos de Chojñacota junto con la blenda, forma granos sin caras de cristales y por su cantidad es de mucho menor importancia que la blenda. Hay también vetas de galena sin casiterita, que pertenecen sin duda a una grietación más joven. Estos filones han sido explotados por plata.

La arsenopirita es un mineral muy característico para los yacimientos de Chojñacota; aparece siempre en agregados cristalinos, a menudo con caras bien desarrolladas. Los cristales tienen un largo de 3 a 6 cm., siempre desarrollados en la zona prismática; forman largos prismas en forma de columnas, a veces presentan agregados radiales; siempre se observa la cara M (110), r (014) y con mucho menor frecuencia g (101), generalmente tienen una superficie no oxidada, bien brillante, con su color característico blanco de plata, a veces aparecen con colores de oxidación. Esta arsenopirita es un mineral que pertenece a la segunda formación de los sulfuros, es decir, al período hidrotermal; se la observa en las grietas abiertas como depósito de soluciones ascendentes. Entre las sucesiones observadas las siguientes son las más interesantes:

- a) Cuarzo—calcopirita, pirrotina—blenda, arsenopirita—cuarzo.
- b) Cuarzo—calcopirita—siderita—blenda—arsenopirita.
- c) Cuarzo—calcopirita—blenda, cuarzo—arsenopirita—cuarzo.

La casiterita es el mineral secundario más importante, y aunque ya mencioné la posibilidad de su formación primaria, no puede decirse mucho al respecto. El mineral que se llama "guía" forma una concentración de tan alta ley y pureza que los rendimientos de estas partes de las vetas son por lo general extraordinariamente grandes, consistiendo sólo en casiterita y cuarzo. Este mineral, concentrado en parte por soluciones descendentes, aparece en forma maciza mezclado con cuarzo, o formando cristales con caras en la parte central de la grieta. No pude observar cristales bien desarrollados de Chojñacota, mientras que de

Laramcota (Gigante Grande y Chico) provienen cristales mejor formados, los del Gigante Grande muestran caras mates y muchos rastros de limonita, señal de que el rellamiento primario del filón contenía sulfuros de hierro.

La siderita es generalmente un mineral más joven y se encuentra en las grietas abiertas, aparece bajo forma de cristales romboédricos a veces de forma redondeada por haber sido atacados por soluciones, que formaron encima pequeños cristales de pirita, estos cristallitos son de 1 mm. y ostentan la forma de un octaedro. La sucesión más característica para la siderita es: cuarzo—siderita—pirita.

La pirita parece hallarse con mucha frecuencia. He observado pirita en la veta Chojñacota encima del Lago Laramcota y como formación secundaria en otras partes.

La malaquita aparece en agregados cristalinos en la zona de oxidación, pero no es muy frecuente. La calcantita se encuentra como formación reciente en muchas partes de la mina donde circulan aguas que actualmente pueden formar dicho mineral.

Entre las gangas hay que mencionar ante todo el cuarzo que acompaña a casi todas las formaciones de las distintas fases; existen variedades cuyo color varía desde el marrón hasta un blanco—lechoso, ya sea en cristales o en forma densa. Además tenemos que mencionar la clorita que aparece en los niveles inferiores y acompaña en cantidades muy variables al cuarzo y a la casiterita; no se formó extensamente, de lo que se deduce que la sierra madre no sufrió una fuerte impregnación. La turmalina parece por su poca frecuencia desempeñar un papel de

menor importancia; observé muestras con turmalina en San Francisco de Laramcota, en una veta cuyo contenido consistía en cuarzo, turmalina y casiterita. La turmalina forma agregados radiales con agujas de un color, que varía desde el gris hasta el negro.

5. Monte Blanco

Antes de hablar de la mina de Monte Blanco, tengo que mencionar la mina Cabo Piroja, que se encuentra en la prolongación de las vetas de Pata de Gallo, en frente de Chojñacota, pero hacia el lado del Lago Huallatani. Este yacimiento presenta la misma forma que los de Laramcota, Chojñacota, etc. Se trata de filones en esquistos cristalinos. La exploración aun está poco adelantada, así que actualmente se explotan las partes ricas de la zona superficial constituidas probablemente por enriquecimientos secundarios de casiterita con rastros de limonita, señal para afirmar la existencia de sulfuros primarios en la profundidad. Sobre la zona primaria de esta mina no existen datos seguros.

La mina Monte Blanco, situada al Sur del Lago Huallatani, fué explotada durante la Guerra Mundial especialmente en las partes más ricas, en las cuales se encuentran los mismos minerales que en los otros casos ya conocidos, probablemente de origen y concentración secundaria; sin embargo aparecen también minerales primarios ricos en casiterita y de una estructura distante de la de otras partes, así que la posición de este yacimiento, en cuanto a su formación, ocupa un lugar distinto al de los otros yacimientos. Ante todo nos referimos a su posición geológica.

La sierra madre es la conocida cuarcita, que aparece en capas de espesor variable pero siempre estratificada. He observado una estratificación finísima y también bancos muy gruesos; no parecen filitas negras como en Laramcota, Araca y otros puntos, el color de las cuarcitas varía desde un gris claro casi blanco hasta un gris-verdoso más oscuro.

Al Sur de la mina Monte Blanco aparece un anticlinal bien pronunciado, así que en esta parte predomina la forma de cúpula, aunque el núcleo granítico, es decir de la roca intrusiva, no llegó hasta la superficie. Las cuarcitas no parecen muy metamorfoseadas. Cerca del yacimiento aparecen tipos de rocas que ostentan una ligera recristalización de sus componentes, de tal modo que el cuarzo tiene un aspecto y estructura más granulosa que en otras cuarcitas. Se podrá comprobar mediante estudios microscópicos que se publicarán más tarde, si se trata de una metamorfosis de contacto, producida por los procesos postvolcánicos.

La forma del yacimiento Monte Blanco no es la de simples filones, sino la de una impregnación combinada con filones. Aparecen numerosas vetitas paralelas que consisten generalmente en casiterita, a veces cortadas por un sistema más joven de la misma composición. Durante el proceso formativo de estas vetitas tuvo lugar una recristalización de la sierra madre y posiblemente una ligera impregnación de la cuarcita que forma la roca madre; pude comprobar dicha impregnación en una muestra análoga de la mina Carolina, ubicada en el declive Este del Monte Blanco.

Fuera de este sistema de grieti-

tas aparecen filones más anchos que contienen sulfuros, cuyo espesor es de varios centímetros y que presentan una mineralización distinta.

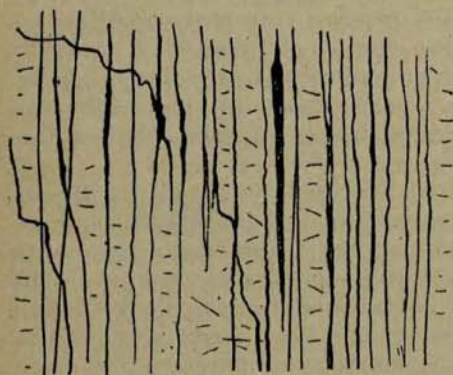


Figura N.º 19

Esquema de cuarcita con un sistema de vetitas de casiterita.

Los hilos negros consisten en casiterita, las partes blancas en cuarzo, que en parte aparece recristalizado. El cuarzo recristalizado está impregnado a veces por casiterita, pero es de baja ley.

En resumen se pueden distinguir:

1. La agrietación más vieja, con la cual se formaron constantemente las vetitas de casiterita, el espesor de estas grietas es de 0.2 a 1 mm.; después aparece un sistema de la misma clase de grietas pero inclinado con respecto al anterior, es decir cortándolo. Estas grietas tienen un espesor hasta de 6 mm. Este período de formación podemos llamarlo "de impregnaciones".

2. La formación y el rellenamiento de las grietas posteriores, más anchas, por los sulfuros es un período de "formación de vetas", en el sentido común de la palabra, bajo temperaturas correspondientes a soluciones hidrotermales.

Los minerales que se han observado son los siguientes:

La casiterita forma un mineral primario, como lo demuestra la im-

pregnación que aparece en la cuarcita y en las grietas de la primera generación. La forma y las caras de los cristales no pudieron determinarse debido a su tamaño, el color varía entre un marrón oscuro y un marrón claro. Esta casiterita aparece acompañada por truralina en cristallitos y cuarzo, y es indudablemente de origen primario, habiéndose formado bajo alta temperatura. Otra forma bajo la cual se presentan los cristales de casiterita que aparecen en filones y especialmente en las zonas superficiales, es la forma común de "guía" con cristales mejor desarrollados que probablemente son de origen secundario, lo que está de acuerdo con su mayor tamaño. Teniendo en cuenta toda la cuarcita impregnada por las vetitas de casiterita, sin contar las concentraciones secundarias, se calcula la ley término medio en 2% de Sn. Como veremos más tarde, no es tan grande la impregnación de la cuarcita, omitiendo las vetitas de casiterita.

Como sulfuros hay que mencionar la calcopirita y la pirita. La calcopirita se presenta en los filones de formación primaria, en agregados cristalinos acompañada por una pirita de primera generación; mientras que la pirita aparece además como segunda generación en cristallitos pequeños a lo largo de grietas de mucho menor edad. Los sulfuros desempeñan en la mina de Monte Blanco un papel de poca importancia.

Entre las gangas había que mencionar aquí ante todo al cuarzo, que aparece en forma regenerada a expensas de la cuarcita y como generación secundaria, pero juntamente con la casiterita. La turmalina ha sido mencionada ya, pero faltan estudios detallados. No pude observar ciertas gangas que aparecen en

otras minas, como ser clorita, probablemente faltan porque la sierra madre es una cuarcita más pura.

Sobre la génesis de los minerales de Monte Blanco ya publiqué varios datos (1) que puedo afirmar y repetir. La parte más vieja del yacimiento se formó en el límite entre la pneumatolisis y las soluciones hidrotermales, es decir, que el yacimiento está formado bajo alta temperatura; durante este período tuvo lugar la impregnación de la sierra madre—cuarcita—por casiterita, hecho que se pudo comprobar también en cuarcitas semejantes de la mina Carolina, donde aparecen en ciertas partes los mismos sistemas de grietas rellenas. Hice un análisis de una cuarcita completamente libre de estas vetitas de casiterita, que forma la sierra madre de la vetá 7, mina Carolina, con el resultado siguiente:

Sn. total	1.21%
Sn. soluble	0.01%

El estaño soluble es la parte que se disuelve en ácido clorhídrico, o mejor dicho, es estaño que está ligado a estannina. Resulta que todo el estaño aparece en forma de casiterita y que la impregnación es bastante fuerte. Esta impregnación probablemente tuvo lugar como consecuencia de las "grietas cerradas", es decir, por una fuerte presión. Naturalmente al mismo tiempo se formaron estas numerosas vetitas paralelas de casiterita que son una forma especial de la mina Monte Blanco y en parte de la mina Carolina al Norte de la cortadera de la Cordillera de Quimza Cruz, situada también en la parte Sur del cuerpo intrusivo.

Más tarde como formación algo

posterior aparece otro sistema de grietas de más espesor, hasta de 10 mm., que contiene casiterita como mineral más viejo, pero después se formó cuarzo y por último la pirita en cristalitas como mineral mucho más joven. Es notable la diferencia entre el espesor de las grietas; mientras que el primer sistema de grietas ostenta en uno ancho de 10 cm. 65 grietas de un espesor que varía entre 0.1 y 0.5 mm., el espesor de las grietas de la segunda generación es mucho mayor. La figura N.º 20 representa las dos clases de filones.

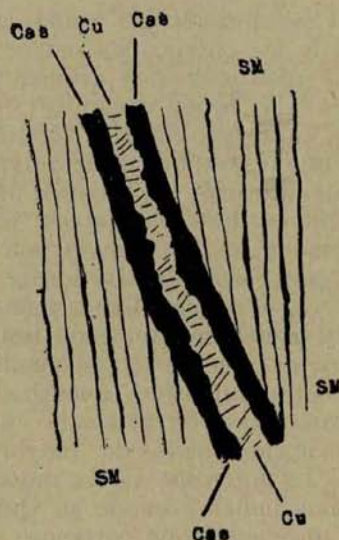


Figura N.º 20

Croquis del corte de una muestra de la mina Monte Blanco, representando las dos clases de vetas de casiterita.

SM—Sierra madre: cuarcita, con el sistema de vetitas de casiterita.
Cas—Casiterita de la segunda generación.
Cu—Cuarzo de la segunda generación.

Como tercer período de formación tenemos que considerar aquel durante el cual se formaron los sulfuros, que tuvo lugar indudablemente ya

(1) Génesis de los minerales estañíferos de Bolivia, Revista Minera de Bolivia, I, 1926. pág. 42.

a temperatura más baja. Posiblemente se encontrarán también pirita y pirrotina primarias, pero hasta ahora no las encontré. Es probable que esta formación pertenezca al tipo de grietas abiertas y de soluciones hidrotermales.

La segunda generación de pirita corresponde sin duda a una de mucho menor edad, puesto que es parecida a la de los cristallitos que observé encima de la siderita en varias minas que describí anteriormente (Baja-dería, Chojñacota).

V. DEDUCCIONES GENERALES

1. Considerando las formas generales de los cuerpos intrusivos, podemos distinguir dos grupos principales: la forma "cúpula" y la forma "interestratificada". Estos dos tipos de cuerpos intrusivos producen una modificación de los yacimientos metalíferos formados como consecuencia de las intrusiones por procesos postvolcánicos. La forma "cúpula" ostenta yacimientos más simples y generalmente éstos resultan en grietas abiertas en el pendiente del cuerpo intrusivo, mientras que la forma "interestratificada" puede producir yacimientos de "mayor presión". La intrusión de la monzonita parece haber formado en Quimza Cruz un cuerpo que pertenece a los interestratificados, es de observarse que esta forma prevalece en el mundo. Las laderas occidentales de la Cordillera de Quimza Cruz forman un techo normal, mientras que la parte oriental parece formar un contacto superpuesto. Posiblemente la parte situada al Sur de la línea Monte Blanco-Carolina posee la estructura de una cúpula, pero la roca intrusiva no se hace visible por faltar la denudación necesaria.

2. Los yacimientos estañíferos de la Cordillera de Quimza Cruz aparecen en dos formas: zonas de impregnación y filones. La causa de estas diferencias es probablemente la presión, así que resultan impregnaciones en el caso de una grieta cerrada mientras que resultan filones en el caso de grietas abiertas. Hay yacimientos, por ejemplo los plomíferos, que siempre aparecen en forma de filones, cuyo rumbo general es radial al eje del cuerpo intrusivo.

3. La roca eruptiva que desempeña el papel de portadora del estaño es indudablemente la monzonita, pero no sabemos si la casiterita es un componente primario del magma monzonítico, o si la monzonita ha asimilado el estaño en la profundidad y en esta forma lo ha transportado y redepositado.

4. Según la sierra madre los yacimientos aparecen en dos formas: yacimientos en la monzonita y yacimientos en los esquistos cristalinos.

5. Los yacimientos en la monzonita permiten distinguir los siguientes períodos de formación:

a) El período de más alta temperatura; que es parecido a la formación de "greisen", es un período pneumatolítico, con la siguiente combinación de minerales: turmalina, cuarzo, clorita.

b) Una formación hidrotermal o límite entre pneumatolisis y formación hidrotermal que es la de los sulfuros, con la siguiente combinación de minerales: pirita y calcopirita, a veces pirrotina.

c) Una formación hidrotermal con galena, blenda de zinc y pirita. La interrupción entre las dos formaciones no es siempre visible. Los yacimientos de Caracoles, Pacuni, Huan-chaca, Argentina, Antofagasta, Carmen Rosa, San Enrique, San Pedro,

pertenecen por su mineralización al primer grupo de los yacimientos en roca intrusiva, formados bajo alta temperatura (parecida a la formación de greisen.)

6. Se presentan dos tipos de yacimientos en los esquistos cristalinos:

a) Los correspondientes a la formación en grietas cerradas, en cuyo caso aparecen impregnaciones formadas bajo alta temperatura, con la mineralización siguiente: clorita, casiterita, cuarzo, turmalina, en el primer período:

Pirrotina (posiblemente ya en el principio de la formación hidrotermal.)

Blenda de zinc y galena, piritita y cuarzo de formación hidrotermal y de baja presión ya perteneciente a la formación en grietas abiertas. En este grupo están incluidos los yacimientos de Bajadería, Monte Blanco y Carolina.

b) Formación en grietas abiertas sin impregnaciones:

1) Período de alta temperatura (pneumatolisis hasta hidrotermal) con turmalina, casiterita, cuarzo, (molibdenita, wolframita.)

2) Límite entre pneumatolisis y formación hidrotermal con pirrotina, calcopirita, arseniopirita, estannina, etc.

3) Formación hidrotermal, en parte separada de los períodos anteriores, con blenda de zinc y galena.

A este grupo pertenecen los yacimientos de Araca, Laramcota, Chojñacota, Pata de Gallo, Cabo Pirola, Carolina (en parte), San José.

7. Ningún yacimiento debe su formación y su aspecto actual a un sólo proceso postvolcánico, sino que se puede comprobar en todos los casos la existencia de una serie de formaciones, que empieza con los procesos de temperatura más alta y acaba con los procesos de temperatura más baja y además procesos secundarios que continúen hasta la actualidad.

He tratado de clasificar los yacimientos de Bolivia y Quimsa Cruz en el siguiente cuadro, teniendo en cuenta la sierra madre, las condiciones de presión y temperatura y la mineralización:

CUADRO DE LAS FASES DE FORMACION DE LOS YACI- MIENTOS ESTAÑIFEROS EN BOLIVIA.

Sierra madre:	Roca intrusiva	Rocas preexistentes o superpuestas
Fases, temperatura presión:	Formación y su mineralización:	
1. Alta temperatura y alta presión (pneumatolisis.)	Formación de greisen, pegmatitas; grietas cerradas. Mineralización: cuarzo, casiterita, clorita, turmalina.	Impregnaciones, pegmatitas; grietas cerradas. Mineralización: cuarzo, casiterita, clorita, turmalina.
2. Alta temperatura, presión intermedia (límite entre pneumatolisis y soluciones hidrotermales.)	Formación de filones, grietas abiertas. Mineralización: pirrotina, casiterita, wolframita, bismutina.	Formación de filones, grietas abiertas. Mineralización: turmelina, molibdenita, cuarzo, pirrotina, calcopirita, estannina, etc.
3. Temperatura baja o intermedia (Procesos hidrotermales.)	Formación de filones o relleno más reciente de grietas o vetas preexistentes. Grietas abiertas. Mineralización: galena, blenda de zinc, cuarzo, pirita.	Formación de filones, Grietas abiertas. Mineralización: galena, blenda de zinc, cuarzo, pirita.
3. Temperatura baja intermedia, (Procesos hidrotermales.)	Formación de yacimientos mixtos, los procesos postvolcánicos originados por las erupciones de dacitas terciarias dieron lugar a los siguientes minerales: tetraedrita, calcopirita, pirita, estannina, antimonita, jamesonita, frankeita, cilindrita, teallita, pirargyrita, aramayoita, etc. Combinación de estaño, con Ag, Sb, Pb, Cu, Bi.	
4. Procesos secundarios, soluciones descendentes.	Concentración de casiterita, oxidación y concentración de la estannina en forma de casiterita. Oxidación y descomposición de los sulfuros, además cementación. Grietas abiertas. Mineralización de las zonas de oxidación y cementación.	

INFORMACIONES CONSULARES

Barcelona, 16 de Julio de 1927.

SEÑOR MINISTRO:

Las cifras de avance de producción minero-metalúrgica de España durante el año 1926 arrojan los siguientes resultados, comparados con los de 1925:

	1925	1926	Diferencia
	TONELADAS		
Mineral de hierro Pts.	4.442,872	24.922,195	1.534,677
Producción siderúrgica:			
Fundición	528,237	457,300	70,847
Acero	625,996	578,334	47,662
Ferromanganeso	1,545	1,713	168
Ferrosilíceo	247	174	73
Mineral de zinc	167,939	198,360	28,421
Metal de zinc	15,122	15,050	72
Mineral de cobre	3.671,482	3.916,086	234,604
Metal:			
Cobre blister	17,224	21,348	4,124
Cobre eléctrico	4,174	4,207	133
Cáscara de cobre	17,669	18,064	395
Mineral de manganeso	36,072	46,635	10,563
Mineral de plomo	207,779	166,856	38,923
Metal de plomo	153,567	139,061	14,506

Dios guarde a V. S.

(Fdo). A. DE LA CRUZ.

Al Señor Ministro de Relaciones Exteriores de Chile, Santiago.



EL OXIGENO LIQUIDO

por

JUAN J. LATORRE

Ingeniero de la Superintendencia de Salitre y Minas

Hace ya muchos años, cuando la perforación del túnel del Simplón, se comenzó a utilizar el oxígeno líquido como explosivo, pero los resultados obtenidos entonces fueron sólo parcialmente satisfactorios debido a las dificultades que presentaba el

transporte del oxígeno a los frentes en avance del túnel citado. Más tarde los trabajos de Claude sobre la rectificación del aire líquido, los de Dewar sobre el poder absorbente del carbón y las investigaciones sobre la conservación de los gases líquidos en

vasos de doble pared, dieron un nuevo impulso a la industria hasta el punto de que Claude llegó a proponer explosivos militares a base de oxígeno líquido.

Durante la guerra europea la técnica del oxígeno líquido progresó en Alemania rápidamente, pues como consecuencia de la escasez de glicerina, base de los explosivos nitrados comunes, los técnicos alemanes dedicaron sus esfuerzos a resolver las dificultades que presentaba la fabricación y aplicación práctica de este explosivo y naturalmente obtuvieron muy buenos frutos. Así en 1917 Alemania poseía alrededor de 150 plantas instaladas en minas de carbón, de potasa y metalíferas con una producción anual de más de 23.000,000 de litros.

Los métodos de producción del oxígeno líquido son los de Linde y de Claude, el primero recurre a compresiones más altas que el segundo, pero ambos métodos son económicamente comparables a pesar de esta circunstancia que se traduce en un menor consumo de energía para el método de Claude. El método de Linde está basado en una compresión del aire hasta cerca de 200 atmósferas seguida de un enfriamiento y de una expansión; el aire que proviene de esta expansión es obligado a circular por enfriadores, en sentido inverso al del aire comprimido y por esta circulación se produce un intercambio de temperaturas de tal modo que el gas comprimido cede su calor al gas expandido y así progresivamente hasta que la acumulación de los efectos es tal que se alcanza la temperatura crítica de licuación.

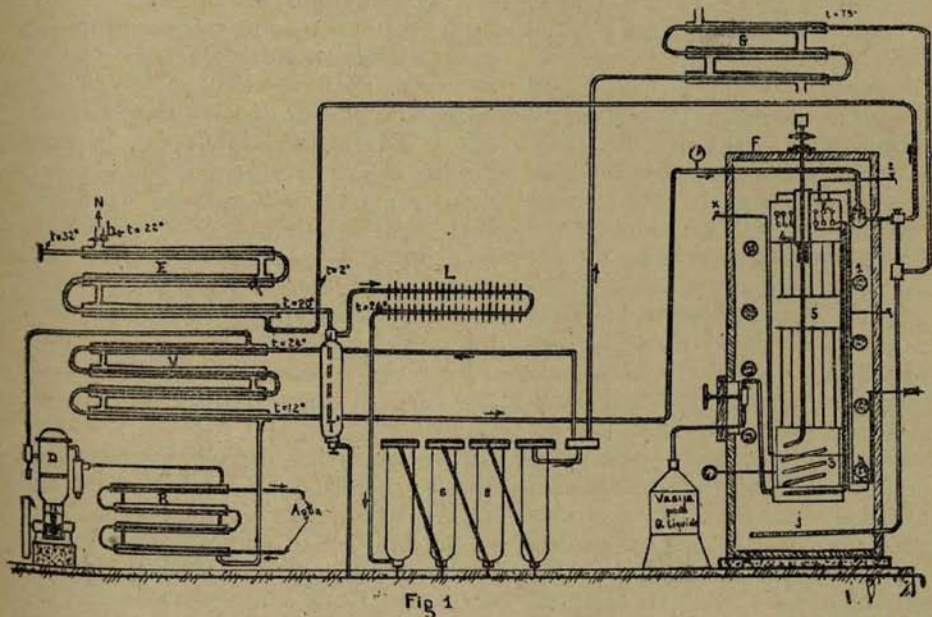
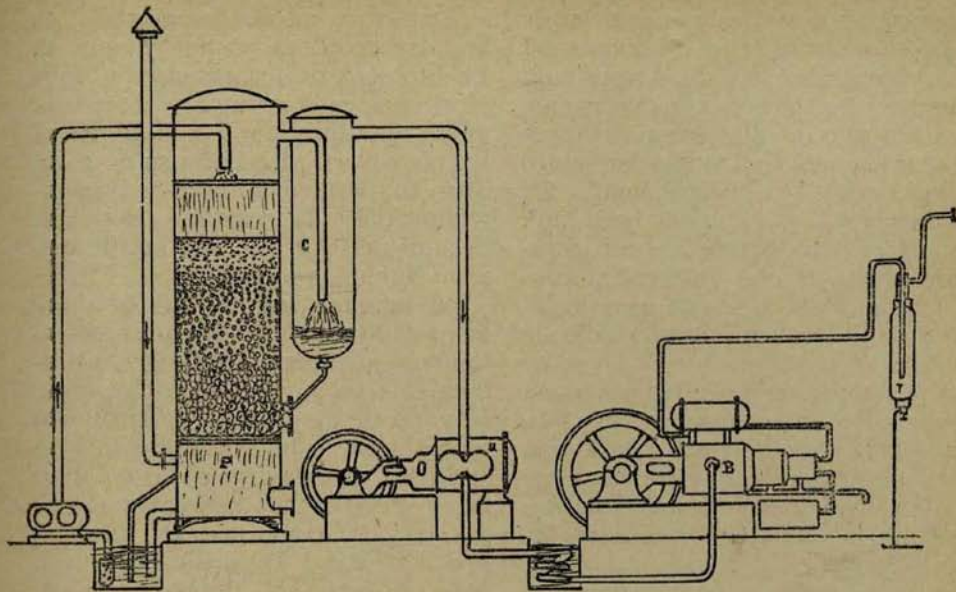
Para separar el nitrógeno del oxígeno basta mantener la temperatura del líquido en 190° pues esta temperatura permite la evaporación del

nitrógeno cuyo punto de ebullición está a 196° y no así la del oxígeno que solamente hierve a 184° . El frío del nitrógeno evaporado se aprovecha en los serpentines de enfriamiento del aire comprimido que va a licuarse. Otro procedimiento de separación está basado en la distinta densidad del oxígeno (1,1056) y del nitrógeno (0,9714) y en que el oxígeno es paramagnético, sobre todo al estado líquido.

Con ayuda del diagrama de la fig. 1 se puede seguir el procedimiento de fabricación del oxígeno líquido en sus diferentes fases. El aire que se extrae de la atmósfera entra al ciclo de operaciones por la parte inferior de una torre **P** que se encuentra ocupada hasta cierta altura por trozos de coque cuyos tamaños se gradúan en forma que los mayores ocupan la base y los menores la parte alta de la torre. En contracorriente con el aire que asciende y con el fin de retener el anhídrido carbónico y el polvo, que contenga, circula una solución de potasa cáustica al 35%, esta circulación se efectúa mediante la acción de una bomba **M**.

El aire que sale de la torre **P** pasa en seguida a un cilindro **C** donde por pérdida de velocidad en su escurrimiento deposita la solución cáustica que pudiera haber arrastrado desde la torre **P**. Tanto la potasa recuperada en **C** como la recogida de **P** vuelven al circuito y las cantidades de **KOH** transformadas en carbonatos se reemplazan con la potasa que se ocupa en los secadores **S**, como lo veremos más adelante.

Antes de entrar el aire en el compresor principal pasa, en muchas instalaciones, a un pequeño compresor **A** que desempeña el papel de compensador de altura, de tal modo que el compresor principal **B** recibe siem-



3.-B. MINERO.—OCTUBRE

pre el aire a una presión constante independiente de las variaciones de la presión atmosférica. El compresor **B** es generalmente de 4 escalonamientos y las presiones de evacuación en cada uno de ellos son más o menos las siguientes: 1.er escalamiento: 4 kgs. cm^2 , 2°; 16 kgs. cm^2 . 3°; 56 kgs. cm^2 . y 4°; 190 kgs. cm^2 . Gracias a un sistema de refrigeración eficiente con interenfriadores la temperatura del aire comprimido a 190 kgs. cm^2 resulta sólo de 30° C.

Del compresor **B** el aire pasa a una trampa **T** que consiste en un cilindro sencillo donde el gas pierde una parte de su velocidad de escurrimiento, lo que permite separar el aceite, los cuerpos sólidos en suspensión y algo de humedad. Como esta trampa no es suficiente, se hace circular el aire por un enfriador **E** que baja la temperatura hasta 12° C., a la cual se hace más eficaz la 2.ª trampa **T'** enteramente análoga a la **T**. El elemento refrigerador del serpentín **E** es el nitrógeno desprendido durante la descomposición del aire líquido; este nitrógeno circula por tubos concéntricos con los del aire y del mayor diámetro que éstos.

Para completar el proceso de purificación se hace necesario calentar el aire comprimido hasta la temperatura ambiente y hacerlo atravesar luego por una masa de potasa cáustica. El calentador (**L** en la fig 1.) consiste en una serie grande de planchas de acero delgadas atravesadas por los tubos de circulación colocados en forma de serpentín. La potasa cáustica se coloca en trozos de regular tamaño dentro de una serie de cilindros **s**, estos cilindros que son de fundición tienen una tapa atornillada que permite limpiarlos y cambiar la cantidad de reactivos que sea

necesario; la potasa ya usada aquí se emplea, como habíamos visto, en la torre secadora y purificadora **P**. La limpieza de los cilindros **s** debe efectuarse cada semana y como esta operación dura de 5 a 6 horas es bueno colocar dos baterías de cilindros en derivación para evitar interrupciones. El consumo de potasa es aquí de 0,20 kgs. por kg. de oxígeno líquido producido.

La temperatura del aire es ahora demasiado alta para pasar inmediatamente al proceso de licuación propiamente tal y por esta causa, en la mayoría de las plantas, se le somete previamente a un enfriamiento hasta 12° C. en un refrigerador de amoníaco **V** de tubos concéntricos. El gas NH_3 se comprime en un compresor vertical **D** hasta 10 atmósferas llegando la temperatura del gas comprimido hasta 30° C.; de aquí se lleva a un refrigerador de agua en contracorriente para bajar su temperatura hasta 12° C. El amoníaco líquido recorre después los tubos del refrigerador **V** por donde circula el aire purificado cuya temperatura baja entonces a 12°. El NH_3 gaseoso que sale de **V** vuelve al compresor **D** para repetir el ciclo cerrado; en esta operación se han observado pérdidas de 0,7 kgs. por kg. de O_2 producido.

El aire ya seco, puro y frío entra por fin a la torre de licuación **F** con una presión de 180 kgs./ cm^2 . Esta torre se compone de 5 elementos principales: El serpentín **1**, el refrigerador **2**, el vaporizador **3**, la válvula de expansión **4** y la columna de rectificación **5**. El aire se introduce por el serpentín **1** que es un tubo de plomo de gran diámetro dentro del cual hay una multitud de tubitos de cobre de diámetro pequeño por los cuales el **N** desprendido en la torre por des-

tilación del aire líquido, lógicamente, si la operación comienza, no habrá N y en este caso el elemento refrigerante será el aire expandido.

Del serpentín 1 el aire sale por k para ascender por un tubo al enfriador 2 y después bajar al vaporizador 3, desde donde sube por un tubo de cobre a la válvula de expansión 4 que es graduable. La presión del aire llega entonces a 0,5 kgs. cm.² que es suficiente para producir un frío de 193° e impulsar al mismo tiempo el N desprendido a través de los aparatos en que se aprovecha su calor. El aire ya líquido cae a la columna de rectificación 5 que se compone de una serie de láminas en las cuales se han colocado en forma de hélice grandes longitudes de tubitos de cobre, cuyo objeto es mantener el líquido en hilos muy delgados. En el vaporizador 3, colocado en el fondo de la torre, tiene lugar la separación entre el O y el N., este último se vaporiza, pasa por 2, 1, sale del licuador por w, atraviesa el refrigerador E y luego escapa a la atmósfera por h.

El líquido que se acumula en el fondo de la torre tiene un 94% de O y se utiliza inmediatamente con fines industriales transportándolo a los lugares de consumo en vasijas especiales que estudiaremos más adelante.

A pesar de los elementos purificadores del aire que se colocan en la planta, siempre logra pasar a la columna de licuación cierta cantidad de CO₂ y de humedad que se solidifica obstruyendo los tubos al encontrar temperaturas tan bajas. De este fenómeno nace la necesidad de deshelar la columna licuadora cada cierto período de tiempo, cada semana por ejemplo. El método que se emplea es muy sencillo y consiste en soplar al

interior del aparato F aire comprimido y caliente, este aire tiene una presión de 5 kgs. cm.² se hace pasar previamente por los aparatos purificadores que hemos visto y se calienta hasta 75° C., en un serpentín G en el cual circula agua a 80°. El camino recorrido por el aire caliente es inverso al que sigue al N cuando se trabaja normalmente; entra por w y se escapa por X; al cabo de 3 a 5 horas de esta circulación se sopla por los agujeros del tubo perforado j. Para expulsar ahora, la humedad condensada se eleva la presión del aire hasta 70 kgs. cm.² y se le hace recorrer el mismo camino que cuando se está produciendo O líquido, dejándolo escapar a la atmósfera por la válvula z.

En total, el tiempo empleado entre el comienzo de la operación de deshielo y el comienzo de la producción de O líquido es de 5 a 6 horas. Es una buena precaución deshelar una vez por semana, aunque la columna no esté completamente obstruida, pues desde que el O₂ se produce al cabo de 2 horas de iniciado el proceso, la interrupción no tiene importancia desde el punto de vista de la eficiencia de la planta; por otra parte se evita así el peligro de accidentes costosos que se originan con la obstrucción de los tubos.

Transporte del Oxígeno líquido.—Es lógico que el líquido no se utiliza generalmente en el lugar mismo de su producción, y por esta circunstancia hay necesidad de transportarlo hasta los puntos de consumo. El transporte del O₂ líquido presenta algunas dificultades que tienen su origen en la diferencia entre las temperaturas del ambiente y del líquido explosivo; los 200 y más grados de esta diferencia provocan una fuerte

evaporación que hace completamente imposible mantener el gas al estado líquido, por unos cuantos minutos, si se usan recipientes de simple pared para transportarlo o almacenarlo.

De aquí entonces que, con el fin de hacer mínimas las pérdidas por evaporación, se hayan ideados vasijas especiales de doble pared basadas en el principio del Thermos, es decir, son recipientes contruídos de metal cuya conductividad calorífica se reduce considerablemente haciendo el vacío entre sus forros externo e interno. Como de todas maneras se vaporiza cierta cantidad de líquido y el gas producido desarrollaría fuertes presiones si no se le dejara escapar libremente a la atmósfera, los recipientes se dejan abiertos procurando, eso sí, reducir a un mínimun el área de su boca lo que, como se comprende, hace disminuir también la intensidad de evaporación.

El recipiente metálico es permeable al aire y a los gases de tal modo que el efecto del vacío se va perdiendo paulatinamente, y por consiguiente también la propiedad aisladora de la vasija; sin embargo, un recipiente de esa naturaleza es industrialmente insustituible porque los materiales impermeables a los gases y de reducida conductividad calorífica que se conocen son demasiado frágiles y no resistirían el duro trato de los obreros.

El tipo de recipiente más generalizado en la industria del O_2 líquido es el de la fig. 2 y consiste en un matraz de latón de cuello largo y estrecho (15 mm.) rodeado de otro semejante y de mayor tamaño soldado al anterior por el extremo de su cuello con una soldadura flexible cuyo objeto es permitir la evacuación continua del líquido. En efecto, cuando la po-

sición de los matraces es inclinada, éstos adquieren un pequeño contacto, fig. 3, que produce un intercambio de temperatura capaz de vaporizar cierta cantidad de líquido y los vapores desprendidos, al ejercer presión sobre su superficie, lo impulsan hacia afuera en un chorro continuo.

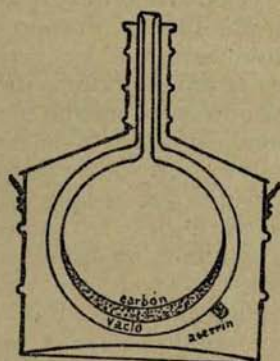


Fig 2

Rodeando el matraz interno y en su parte inferior se coloca un casquete metálico soldado a aquél en su cara externa, de este modo se encierra un espacio que se rellena con trozos de carbón vegetal (preferible de coco) cuyo papel es absorber el aire que se filtra a través de las paredes del matraz interior. Esta disposición permite mantener el vacío necesario un mayor tiempo, aumentando en forma notable la eficacia de la vasija. El carbón antes de colocarse, se somete a una alta temperatura en ausencia de O con el objeto de aumentar su poder absorbente.

Cuando se nota deficiencia en el vacío es fácil corregirla, pues el matraz exterior posee un pequeño tubo de plomo bien tapado con soldadura, que puede destaparse y conectarse a una máquina neumática.

Para tener estabilidad y seguridad en el manejo de los recipientes se

colocan dentro de una envoltura cilíndrica de fierro galvanizado bien firme, con sus asas correspondientes para el transporte: el hueco libre que queda al interior se rellena con un material poco conductor como el aserrín, por ejemplo. Esta clase de recipientes han acusado pérdidas por evaporación de 15 a 18% en 24 horas, para los de 5 lts., de capacidad que pesan 12 kgr.; 10%, 5% para recipientes de 15 lts.; 5% para recipientes de 50 lts. y 3% para los de 100 lts., cuyo peso es de 170 kgs.

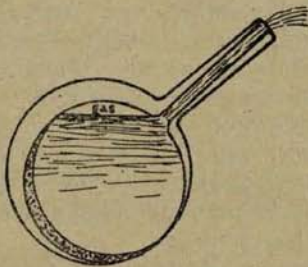


Fig 3

La práctica de la Cía. Real del Monte en Méjico, que usa O líquido como explosivo en sus minas, ha demostrado que los recipientes de 5 lts. son muy convenientes para llevar el líquido hasta los disfrutes donde hay que transitar por caminos estrechos y ascender escalas; los de 15 lts. son apropiados para proveer los frentes y cruceros, los de mayor tamaño no han evidenciado ventajas muy claras y se les ha excluído.

El Oxígeno líquido empleado como explosivo.— Para usar el oxígeno líquido como explosivo es necesario impregnar con éste, cartuchos análogos a los de dinamita que están constituídos por cilindros de papel fuerte o cartón, permeables al líquido

y malos conductores del calor, también se usan saquetes de tarlatanes forrados en cartón o papel. Estos cilindros se llenan con una substancia combustible y absorbente para que el oxígeno retenido, después de impregnados los cartuchos con él, quede en cantidad suficiente para producir una combustión completa al cabo de algunos minutos de expuestos al aire que, como es natural, con su alta temperatura relativa, provoca una fuerte evaporación del líquido comburente.

Un relleno sólido de escaso poder absorbente trae como consecuencia lógica, al efectuar el disparo, una explosión débil y una combustión incompleta con formación de CO (óxido de carbono) que es peligroso en labores subterráneas generalmente muy mal ventiladas.

La elección del relleno sólido de los cartuchos ha sido materia de numerosas investigaciones que han dado como resultado la adopción de diversas substancias, tales como el hollín de petróleo, el corcho pulverizado, la pulpa de madera, el aserrín y la harina; también se han recomendado algunas mezclas como las siguientes: Corcho y harina, petróleo y naftalina, aluminio y celulosa, y algunas otras que han sido patentadas. Fuera de éstas se han experimentado con éxito las 3 mezclas apuntadas a continuación cuyas proporciones en peso corresponden a la capacidad de un cartucho de 4 por 20 cms.

Petróleo bruto...	30 grs.	Petróleo bruto	11 grs.
Kieselguhr	45 »	Kieselguhr ...	60 »
		Negro de humo	25 »

Petróleo.....	10 grs.
Kieselguhr	55 »
Aserrín	40 »

Cuando se va a usar una mezcla como relleno del cartucho, es impor-

tante tomar la precaución de que los componentes de la mezcla tengan aproximadamente el mismo peso específico con el objeto de evitar una separación de ellos cuando los cilindros se mantienen almacenados durante un largo tiempo, como ocurre en los casos de la práctica. Esta circunstancia ha influido en que muchos prefieran el empleo de una sola materia y entre todas las ensayadas parece ser el negro de petróleo la favorita.

El negro de humo tiene diversos poderes absorbentes según sea su procedencia y a este respecto las experiencias hechas en algunas minas han demostrado que el de procedencia alemana, fabricado tal vez de algún derivado del alquitrán, tiene el poder absorbente más alto, es el más uniforme y el que produce una explosión más enérgica. Su empleo está sujeto únicamente a una cuestión de costos, pues en la faena misma es fácil fabricar un negro de humo aceptable por su bajo precio y cualidades técnicas, quemando petróleo combustible.

Los norteamericanos han ensayado un negro de humo obtenido del alquitrán, pero ha resultado caro e inferior al alemán; por otra parte, en la mina Camelia de Méjico se ha experimentado también el negro de acetileno sin llegar a conclusiones satisfactorias.

El cartucho ya impregnado con O líquido tiene, como explosivo, una vida limitada de algunos minutos, digamos 30; dentro de este espacio de tiempo pueden distinguirse dos períodos, el primero que podría llamarse vida útil es el tiempo que media

entre el instante en que el cartucho deja el baño de impregnación y el instante en que la proporción de O es la estrictamente necesaria para producir una combustión completa; el segundo período o «vida inútil» comienza desde este momento y termina cuando el O se ha evaporado completamente.

La determinación de la «vida útil» de los cartuchos es importante y debe hacerse con cada materia combustible que se emplea ya que siempre será beneficioso provocar la explosión en el instante ideal o sea cuando no haya oxígeno en exceso al estado líquido que necesite energía para cambiar de estado; además, será conveniente estar seguro de que la explosión produzca una combustión completa, pues de otro modo, los efectos resultan poco enérgicos y el CO es francamente nocivo a la salud de los obreros.

A este respecto es interesante el cuadro elaborado por los señores Kuryla y Clenneger con los resultados de algunas experiencias de evaporación de O líquido usando cartuchos con negro de humo de petróleo fabricado en Pachuca (Méjico), en un caso y negro de humo alemán en otro.

Es prudente observar que la «vida útil» anotada en el cuadro que sigue, para cada caso, aumenta en la práctica debido a que los cartuchos sólo están uno o dos minutos al aire libre y después, ya dentro de los taladros, la evaporación es mucho menor y por consiguiente su «vida útil» apreciablemente más larga: 4 a 5 minutos más:

EXPERIENCIAS DE EVAPORACIÓN HECHAS AL AIRE LIBRE

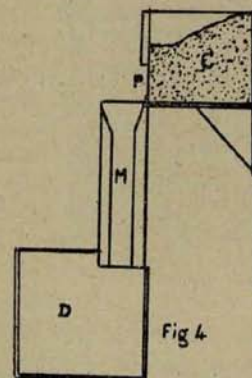
	Negro de humo mejicano		Negro de humo alemán	
Dimensiones del cartucho	1,1×12''	1,38×12''	1,1×12''	1,38×12''
Peso en gramos de la envoltura doble, papel Kraft, de 45 lbs. resma	3,6	4,6	3,6	4,6
Peso de absorbente, grs.	40	58,4	40	58,4
Peso del cartucho antes de ser impregnado con O líquido, grs.	43,6	63,0	43,6	63,0
Peso del cartucho ya impregnado, grs.	220,0	319,0	225,0	327,0
Peso ideal para el momento de detonar, grs.	154,3	223,8	154,3	223,8
Vida útil en minutos	7,5	8,25	9,5	19,25
Relación del peso del oxígeno absorbido para saturarlo	4,05	4,07	4,15	4,20
Relación calculada para el momento ideal de la detonación	2,5	2,5	2,5	2,5

Fabricación de los Cartuchos.

—La fabricación de los cartuchos explosivos es muy sencilla, se corta el papel destinado a la cubierta en tal forma y tamaño que el cilindro que se haga con él tenga el largo y el diámetro prefijado para el cartucho, cuidando que el papel alcance a dar dos vueltas formando una doble pared. Como molde para esta operación se emplea un simple bastón cilíndrico de madera. El papel se pega con goma doblándose una extremidad del cilindro para hacerle fondo.

Los cartuchos ya hechos se rellenan a mano con el absorbente combustible en un aparato como el de la fig. 4, que se emplea en la Cía. Real del Monte, este aparato consiste en una caja C donde se almacena el absorbente que pasa a través de una compuerta P cayendo sobre una plataforma donde están los moldes que

son cilindros huecos dentro de los cuales se ha colocado la envoltura de papel ya preparada (M. en la fig. 4). El relleno se comprime mediante unos



dedos de madera cuyo diámetro es ligeramente inferior al del cartucho. Una vez comprimidos el absorbente y bien llenos los cartuchos se empujan

tante tomar la precaución de que los componentes de la mezcla tengan aproximadamente el mismo peso específico con el objeto de evitar una separación de ellos cuando los cilindros se mantienen almacenados durante un largo tiempo, como ocurre en los casos de la práctica. Esta circunstancia ha influido en que muchos prefieran el empleo de una sola materia y entre todas las ensayadas parece ser el negro de petróleo la favorita.

El negro de humo tiene diversos poderes absorbentes según sea su procedencia y a este respecto las experiencias hechas en algunas minas han demostrado que el de procedencia alemana, fabricado tal vez de algún derivado del alquitrán, tiene el poder absorbente más alto, es el más uniforme y el que produce una explosión más enérgica. Su empleo está sujeto únicamente a una cuestión de costos, pues en la faena misma es fácil fabricar un negro de humo aceptable por su bajo precio y cualidades técnicas, quemando petróleo combustible.

Los norteamericanos han ensayado un negro de humo obtenido del alquitrán, pero ha resultado caro e inferior al alemán; por otra parte, en la mina Camelia de Méjico se ha experimentado también el negro de acetileno sin llegar a conclusiones satisfactorias.

El cartucho ya impregnado con O líquido tiene, como explosivo, una vida limitada de algunos minutos, digamos 30; dentro de este espacio de tiempo pueden distinguirse dos períodos, el primero que podría llamarse vida útil es el tiempo que media

entre el instante en que el cartucho deja el baño de impregnación y el instante en que la proporción de O es la estrictamente necesaria para producir una combustión completa; el segundo período o «vida inútil» comienza desde este momento y termina cuando el O se ha evaporado completamente.

La determinación de la «vida útil» de los cartuchos es importante y debe hacerse con cada materia combustible que se emplea ya que siempre será beneficioso provocar la explosión en el instante ideal o sea cuando no haya oxígeno en exceso al estado líquido que necesite energía para cambiar de estado; además, será conveniente estar seguro de que la explosión produzca una combustión completa, pues de otro modo, los efectos resultan poco enérgicos y el CO es francamente nocivo a la salud de los obreros.

A este respecto es interesante el cuadro elaborado por los señores Kuryla y Clenneger con los resultados de algunas experiencias de evaporación de O líquido usando cartuchos con negro de humo de petróleo fabricado en Pachuca (Méjico), en un caso y negro de humo alemán en otro.

Es prudente observar que la «vida útil» anotada en el cuadro que sigue, para cada caso, aumenta en la práctica debido a que los cartuchos sólo están uno o dos minutos al aire libre y después, ya dentro de los taldros, la evaporación es mucho menor y por consiguiente su «vida útil» apreciablemente más larga: 4 a 5 minutos más:

EXPERIENCIAS DE EVAPORACIÓN HECHAS AL AIRE LIBRE

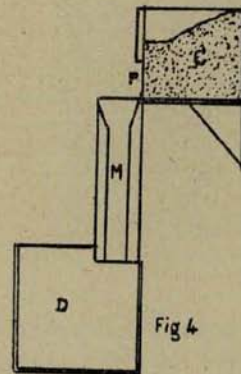
	Negro de humo mejicano		Negro de humo alemán	
Dimensiones del cartucho	1,1×12''	1,38×12''	1,1×12''	1,38×12''
Peso en gramos de la envoltura do- ble, papel Kraft, de 45 lbs. res- ma	3,6	4,6	3,6	4,6
Peso de absorbente, grs.	40	58,4	40	58,4
Peso del cartucho antes de ser im- pregnado con O líquido, grs. . . .	43,6	63,0	43,6	63,0
Peso del cartucho ya impregnado, grs.	220,0	319,0	225,0	327,0
Peso ideal para el momento de de- tonar, grs.	154,3	223,8	154,3	223,8
Vida útil en minutos	7,5	8,25	9,5	19,25
Relación del peso del oxígeno ab- sorbido para saturarlo	4,05	4,07	4,15	4,20
Relación calculada para el momen- to ideal de la detonación	2,5	2,5	2,5	2,5

Fabricación de los Cartuchos.

—La fabricación de los cartuchos explosivos es muy sencilla, se corta el papel destinado a la cubierta en tal forma y tamaño que el cilindro que se haga con él tenga el largo y el diámetro prefijado para el cartucho, cuidando que el papel alcance a dar dos vueltas formando una doble pared. Como molde para esta operación se emplea un simple bastón cilíndrico de madera. El papel se pega con goma doblándose una extremidad del cilindro para hacerle fondo.

Los cartuchos ya hechos se rellenan a mano con el absorbente combustible en un aparato como el de la fig. 4, que se emplea en la Cía. Real del Monte, este aparato consiste en una caja C donde se almacena el absorbente que pasa a través de una compuerta P cayendo sobre una plataforma donde están los moldes que

son cilindros huecos dentro de los cuales se ha colocado la envoltura de papel ya preparada (M. en la fig. 4). El relleno se comprime mediante unos



dedos de madera cuyo diámetro es ligeramente inferior al del cartucho. Una vez comprimidos el absorbente y bien llenos los cartuchos se empujan

al cajón D de donde se sacan para cerrar el extremo que ha quedado abierto. El aparato de la fig. 4 puede construirse para fabricar, de una vez, el número de cartuchos que se desee.

La impregnación con oxígeno líquido se hace cerca de los frentes en avance y para este fin se utilizan recipientes especiales de doble pared y de forma cilíndrica análogos en sus principios de construcción, a los usados para el transporte. En general se construyen de 0,50 cm., de altura con diámetros variables capaces de contener desde 15 a 70 cartuchos que se colocan en posición vertical y en una sola capa. Sobre ellos se vierte el líquido explosivo hasta cubrirlos enteramente (fig. 5) y se dejan sumergidos de 6 a 12 minutos. El tiempo de inmersión se determina experimentalmente, pesando los cartuchos cada minuto y anotando su aumento de peso hasta alcanzar el límite prefijado por las leyes de combustión; basta hacerlo una vez para cada clase de cartucho.

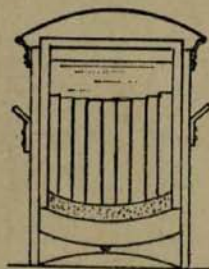


Fig 5

Cuando se vacian los recipientes de impregnación de los cartuchos que contienen, queda una cierta cantidad de oxígeno aprovechable y es por consiguiente indispensable vaciar el líquido a un recipiente de transporte para evitar la intensa eva-

poración que se origina en los baldes de impregnación. En un principio se creyó que esta tarea podría ser peligrosa, previéndose la formación de una mezcla detonante entre el polvo de carbón y el oxígeno evaporado, pero la experiencia ha demostrado que para que se produzca la combustión es necesario que el oxígeno y el carbón se encuentren en proporciones estrictamente determinadas y a una temperatura que la misma evaporación del líquido impide alcanzar.

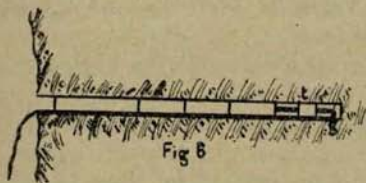
La práctica de Pachuca ha indicado la conveniencia económica de efectuar los traspasos del oxígeno de un recipiente a otro en lugares estratégicos y por hombres experimentados en vez de hacerlo en los mismos frentes por los barreteros, pues así se evitan las pérdidas por derrames, bastante considerables, cuando los operarios no tienen suficiente práctica.

Manera de cargar los barrenos.

—Los cartuchos, con su carga correspondiente de líquido explosivo, se sacan del baño y con la mano, teniendo cuidado de hacerlos rodar en ella constantemente, se colocan en los barrenos, en la misma forma que los de dinamita. En la parte anterior se ajusta luego un taco de barro fig. 6, que debe tener cierta porosidad para permitir la evaporación del oxígeno sin que sea expulsado por la presión del gas. El disparo se efectúa generalmente con mecha y cápsula detonante como en el caso de la dinamita, pero cuando se usa el fulminante ordinario es menester colocarlos en la situación especial que indica la fig. 6, o sea en el extremo posterior de la carga y fijo en el eje del taladro por un tapón t de arcilla, atravesado por la guía g. Esto se hace con el objeto de evitar el con-

tacto con los cartuchos que, dada su baja temperatura producen en el fulminante ciertos cambios moleculares que les hace muy quebradizos.

Si se emplea la guía ordinaria, blanca o negra, es preciso darle, en el momento de usarla, un baño de barro arcilloso con el objeto de que la llama no se exteriorice al darle fuego, pues esta llama provoca una combustión lenta de los cartuchos que indudablemente les disminuye su poder explosivo.



Se han empleado algunos detonadores especiales para substituir los fulminantes ordinarios. Un tipo consiste en un cilindro de acero perforado, lleno de una substancia absorbente patentada especialmente que se satura con oxígeno líquido, estos detonadores tienen la ventaja de ser inofensivos mientras no se hayan sumergido en el oxígeno, pero son más caros que los fulminantes y en las experiencias efectuadas en Méjico con ellos parece que no se obtuvieron resultados satisfactorios. También se han ensayado detonadores de aluminio con buen éxito técnico, pero como son de precio algo más elevado que los fulminantes, no se les ha usado en gran escala.

Los experimentos realizados en la Cía. Real del Monte con la intención de suprimir los detonadores pusieron de manifiesto ahí que la explosión se verificaba en buenas condiciones sólo en el 25% de los casos y en el 75% restante los cartuchos ardían casi

sin explotar. A pesar de esto, hay muchos técnicos que aseguran buen éxito en el empleo del oxígeno líquido suprimiendo el detonador y agregan que se obtienen así efectos análogos a los de la pólvora negra mientras que si se usan fulminantes las boladuras presentan características análogas a las de la dinamita.

En cuanto al uso de los detonadores eléctricos se puede decir que en Méjico Mr. Kuryla, técnico de mucha práctica en esta materia, los substituyó por los detonadores ordinarios N.º 8 con muy buenos resultados, lo que está indicando que los fulminantes eléctricos no son suficientemente ventajosos en estos casos.

Mr. Weber, el verdadero padre de la industria en Lorena, con gran experiencia adquirida en las minas de fierro de esa provincia, asegura que los detonadores son absolutamente innecesarios, que las explosiones fallan raras veces, que los humos resultan menos nocivos y que, por consiguiente, puede economizarse el valor del fulminante, Mr. Weber coloca la guía en el cartucho de una manera especial y es posible que esta precaución no se haya observado en los ensayos efectuados en América. De todas maneras esto no significa que sea aconsejable suprimir los detonadores tratándose de rocas más duras que las de las minas de fierro de Lorena.

Cuando se usa el oxígeno líquido como explosivo es necesario observar ciertas prescripciones de acuerdo con la recomendación de la Asociación Minera de Alsacia-Lorena, sintetizada en 6 puntos principales:

1.º No acercar luces desnudas al oxígeno.

2.º Evitar la proximidad del carburo de calcio a los conductos de

aspiración de las compresoras, recipientes y cartuchos porque el acetileno mezclado con el O_2 forma un explosivo peligroso.

3.º No dar fuego a un barreno sin que esté con su taco correspondiente.

4.º Efectuar cuidadosamente la compresión del taco para no lesionar o cortar la guía.

5.º Emplear longitudes suficientes de guía para que el extremo, libre de ésta quede fuera del alcance de la corriente gaseosa que se produce en el barreno por evaporación del líquido.

6.º En caso de falla de las explosiones, esperar media hora antes de proceder a cargar de nuevo el taldro.

Poder Explosivo.— Analizando ahora el poder explosivo del oxígeno líquido se observa que el número de calorías desprendidas por éste en el momento de la explosión es mucho mayor que el de la gelignita del más alto porcentaje. En Alemania se han hecho experiencias con el manómetro Bichel y han dado los siguientes pesos de diferentes explosivos como capaces de producir una presión de 40 kgs. cm^2 :

	grs.
Corcho quemado, oxígeno líquido y petróleo	58
Gelatina explosiva	86
Gelatina dinamita	102
Carbonite	170
Pólvora	283

El U. S. Bureau of Mines en sus pruebas sobre esta materia, usando cartuchos de petróleo crudo y kieselguhr encontró un poder explosivo 4 a 12% mayor en el oxígeno líquido que en la nitroglicerina de 40%.

La pureza del oxígeno tiene gran

influencia en su fuerza explosiva; así algunas experiencias hechas con el método Trauzl que consiste en ejecutar la explosión en una masa de plomo midiendo en seguida el volumen de la cavidad producida, dieron las siguientes cifras:

Con aire líquido de	35% de O_2	9 cm^3
" " " "	50%	80 "
" " " "	55%	147 "
" " " "	98%	384 "

Esta última cifra acusa un 20% de mayor efecto que una dinamita cuya explosión produjo una cavidad de 321 cm^3 .

Por otra parte, en las Minas Rosario y La Camelia de la Cía. Real del Monte se han hecho comparaciones entre la dinamita y el oxígeno líquido y se llegó a la conclusión de que 1 kg. de dinamita de 40% es reemplazada por 2,1 kgs. de oxígeno en la planta, se demostró además que 1 kg. de dinamita equivale a 0,87 kgs. de oxígeno líquido explosivo que se descompone en 0,25 kgs. correspondientes al cartucho y materia absorbente y 0,62 kgs. de líquido. Así se deduce que el consumo teórico y el real están en la proporción de 1 : 3,4.

Para 1 kg. de cartuchos cargados con materia absorbente se necesitarán los siguientes pesos de O_2 .

2,5 kgs. para la combustión completa en la explosión.
1,5 kgs. para subvenir a la evaporación en los barrenos.
3,7 kgs. para subvenir a las pérdidas durante la impregnación.
0,7 kgs. para subvenir a las pérdidas por evaporación, durante el transporte considerado de 12 horas y efectuado en recipientes de 5 lts.

8,4 kgs.

Comparando estas cifras con las alcanzadas en Alemania se observa que son un tanto elevadas, pues allá las cifras obtenidas corresponden a

1,5 y 2 kgs. de O_2 por kg. de dinamita de 40%.

Efecto en la atmósfera subterránea.—Cuando se trata de minas metalíferas el oxígeno líquido mejora notablemente las condiciones de trabajo sobre todo en los frentes de ventilación incompleta; esto tiene su origen en la lenta evaporación del oxígeno en los recipientes colocados a inmediaciones de los frentes y en la fuerte evaporación que se produce cuando se procede a impregnar los cartuchos; sobre este punto existe un dato elocuente en la Memoria de la Comisión técnica de la Asociación Minera de Alsacia y Lorena correspondiente a Diciembre de 1922. En la pág. 25 de esta memoria se dice que antes de usarse el O líquido la ventilación en una mina se efectuaba mediante el empleo de un ventilador accionado por un motor de 66 HP girando a una velocidad de 300 revs-minuto; después de adoptar el nuevo explosivo el ventilador ha girado a razón de 200 revs-minuto, exigiendo una potencia de 26 HP lo que ha producido una economía de 360 kwh. diarios.

La variación en la composición del aire de las galerías, con motivo de las explosiones de O líquido puede apreciarse con los datos suministrados por los Sres. de Wendel de Hayange que se consignan a continuación:

	Galería de 3×3,5 a 70 mt. de la salida del aire		Galería de 4,5×5 mts. de sec. a 12 mts. de la salida del aire	
	Antes de la explosión	Después de la explosión	Antes de la explosión	Después de la explosión
CO ...	0 %	0 %	0 %	0 %
CO ₂ ...	0,70	0,40	0,55	0,5
O ...	18,90	19,25	19,60	19,80
N....	80,40	79,65	79,85	79,75

Accidentes.—Es particularmente interesante conocer la proporción de accidentes que se ha constatado al emplear el explosivo que estudiamos. A este respecto podemos considerar por ejemplo, el distrito del Mosela. En el año 1920 se produjeron 4 accidentes para una extracción de 5.500,000 toneladas de minerales; de estos accidentes dos fueron quemaduras, y dos lesiones diferentes por regreso prematuro a los frentes. En 1921 hubo 13 accidentes de los cuales 7 fueron motivados por explosiones anticipadas, 1 por descuido con la lámpara, 5 por contacto con el líquido; de estos accidentes dos fueron fatales y dos graves.

Resumiendo los datos estadísticos correspondientes a los años 1919, 1920 y 1921 se ha llegado a las cifras siguientes:

	Tons.
Mineral extraído con O_2	15.500,000
Mineral extraído con otros explosivos	7.500,000
Accidentes con O_2	1 por 771,000
Accidentes con otros expl.	1 * 187,000

En la mina de Hayange se extrajeron, en el período comprendido entre 1919 y 1922 alrededor de 3.063,762 tonts., para esta producción no hubo accidentes mortales y sólo 4 significaron mutilaciones en la cara, piernas quebradas o quemaduras en 1.er grado. Uno de los accidentes se produjo el 8 de Septiembre de 1919 y el obrero estuvo 26 días sin trabajar a consecuencias de quemaduras en las piernas provocadas por una combustión prematura. Otro tuvo lugar el 30 de Junio de 1920 y mantuvo inhabilitado al obrero durante 35 días con motivo de una quemadura en la mano izquierda producida al derramarse una vasija de impregnación. El tercer accidente se originó con motivo de una explosión en una vasija al caerse en

ella una lámpara encendida, el obrero tuvo que ausentarse del trabajo por 11 días a consecuencia de haber sufrido una lesión en el tímpano. El cuarto accidente fué originado por una taca que se comprimió demasiado y la evaporación del O_2 lo lanzó al exterior proyectando materias extrañas en los ojos del obrero, quien se vió obligado a abandonar el trabajo por 12 días.

Bastan los datos que anteceden para formarse concepto de la seguridad que presenta el oxígeno líquido cuando se usa como explosivo; las cifras de accidentes son extraordinariamente bajas y ya por este solo capítulo se hace muy interesante el estudio de sus posibilidades para cada caso especial.

Restricciones. — Las minas pequeñas con poca agua disponible presentan inconvenientes serios para utilizar este explosivo cuya aplicación en buenas condiciones no es universal.

En una mina de características favorables, por ejemplo, no sería prudente emplear oxígeno líquido en los disfrutes en realce sin relleno cuyos frentes se encuentren a más de 30 mts. del piso o lugar donde pueda efectuarse la impregnación, pues en estos casos sería peligroso ascender las vasijas hasta los frentes para descenderlas luego precipitadamente una vez encendidas las guías, y llevar los cartuchos ya impregnados por caminos tortuosos a una distancia mayor de 30 mts. en el sentido vertical, no sería aceptable por la fuerte evaporación.

Consumo de energía en las plantas. — El consumo de energía por kg. de O_2 producido varía con el ti-

po de la planta y el lugar de instalación, pero a manera de ilustración podemos aceptar la tabla siguiente:

Tipo	HP	Rendimiento
Claude.....	175	0,425 lts./HPH En térm.
»	55	0,375 » » medio
»	15	0,265 » » 2,4 kwh
Deutsh Ox	200	0,250 » » por lt.
Messer	76	0,330 » »

Costo de Instalación y Explotación de una planta de Oxígeno líquido en Chile para una producción horaria de 15 lts. — Según presupuestos hechos por la Casa Keith Dunham de EE. UU. el costo de una planta de esta especie, puesta en Chile, con motor y cañerías puede estimarse en \$ 160,000.

El capital de instalación sería entonces:

Costo de la planta	\$ 160,000.—
Gastos de instalación . . .	16,000.—
TOTAL	\$ 176,000.—

Los gastos anuales que originará la planta serían los siguientes de acuerdo con la experiencia adquirida en Alemania y en Méjico.

Interés sobre el capital de Instalación 8%	14,080.—
Amortización del capital 10%	17,600.—
Costo de la energía (comprendiendo el período improductivo)	
3 kwh—kg. de $O_2 \times 90,000$ kgs. \times \$ 0,20	54,000.—
Agua de refrigeración: 2 mts ³ —hora, 6,000 m ³ al año a \$ 0,20 m ³	1,200.—
Materias químicas: 0,02 kgs. de KOH—kg. de O_2 , $90,000 \times 0,02 \times$ \$ 2.—..	3,600.—
Lubricantes e hilachas:	
$2 \times 0,005$ kg. $\times 90,000 \times$ \$ 1,20	1,080.—
Mano de obra: \$ 1,50—hora $\times 7,000$ hrs.	10,500.—
Reparaciones	3,500.—
Total de gastos anuales	\$ 105,560.—

$$\frac{105\ 560}{90,000} = \$ 1,20 \text{ por kg de } O_2$$

Parque de recipientes:

25 recipientes de transporte, de 15 lts. a \$ 250.— c/u...	\$ 6,250.—
10 recipientes de impregna- ción a \$ 200.— c/u.....	2,000.—
Total	\$ 8,250.—
Interés de este capital al 8%	\$ 660.—
Amortización, 20%.....	1,650.—
Reparaciones: 25% del ca- pital	2,062.—
Total de gastos anuales...	\$ 4,372.—

4 372

————— \$ 0,05 por kg. de O₂

90 000

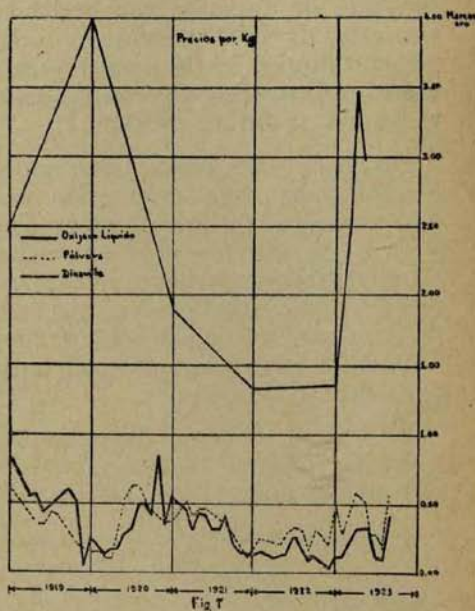
De lo anterior resulta que un kg. de O₂ puesto en la planta tiene un costo de \$ 1,25 m/l.

Para establecer ahora comparaciones con la dinamita se puede partir de la base de que 1 kg. de dinamita equivale, según datos señalados más atrás, a 1,1 kg. de O₂ puesto en la planta y este peso de explosivo necesita 6 cartuchos de 1,1×12"; por consiguiente el costo del oxígeno líquido que reemplaza a 1 kg. de dinamita es:

2,1 kg. de O ₂ a \$ 1,20	\$ 2,52
6 cartuchos a \$ 0.15	0.90
	—————
	\$ 3.42

Por lo tanto, siempre que el precio de la dinamita sea mayor de \$ 3.42 por kg., habrá ventaja económica en el empleo del O₂ líquido, y actualmente este es el caso. Cabe hacer presente aquí que el costo de producción deducido, es alrededor de 2 veces el obtenido en otros países y no hay razón para que en Chile este costo de \$ 3.42 no sea susceptible de reducirse, con plantas de menor precio y energía más barata. Sobre este mismo punto el gráfico de la fig. N.º 7 es bien elocuente pues allí pueden observarse los precios de la pólvora,

dinamita y oxígeno líquido en Alemania para los años de 1919 a 1923, constatándose que el último ha tenido el valor más bajo casi durante los cinco años considerados.



Económicamente no es aconsejable recurrir a la fabricación del oxígeno en una planta cuya capacidad sea inferior a 15 lts-hora y por esta circunstancia aquellas faenas de extracción donde los consumos de explosivos sustituibles sean inferiores a 7 kgs-hora estarían privadas, a lo menos en Chile, de las ventajas que proporciona el oxígeno líquido.

En la Industria Salitrera.—Las posibilidades de este explosivo en la industria del Salitre se concretan únicamente al reemplazo de la dinamita, porque la pólvora usada en las faenas de pampa se obtiene a un costo muy bajo y da resultados satisfactorios; a este respecto es necesario advertir

que la pólvora misma es susceptible de mejorarse en calidad con un gasto adicional relativamente moderado y puede en estas condiciones llegar fácilmente a reemplazar una parte del consumo de dinamita con positivas ventajas; de aquí que el campo del oxígeno líquido en la pampa puede verse muy restringido, con fundada razón, en un futuro próximo.

En las actuales condiciones, aquellas Oficinas cuya producción sea superior a 100,000 qq. mts. mensuales y en cuyos terrenos predominen los conglomerados y areniscas duras landrosas, donde hay mayor exigencia de un explosivo de alto poder, presentan un terreno propicio al buen éxito del O₂ líquido.

El cuadro siguiente da una idea sobre el consumo de dinamita, fulminantes y guía en las Oficinas Sa-

litreras; las cifras se refieren a 5 Oficinas del distrito de Antofagasta.

Indudablemente una planta de 15 lts. de O₂-hora necesitaría servir por lo menos tres de estas Oficinas para aprovechar totalmente su capacidad y para este mismo fin las Oficinas deberían estar próximas unas de otras. Una Oficina de gran capacidad puede, por su parte, seguir dos caminos para reducir su partida de explosivos: 1.º Mejorar la calidad de su pólvora; y 2.º Sustitución de la dinamita por oxígeno líquido. En cada caso son dignas de un detenido estudio estas soluciones sin olvidar que la última encierra una disminución del número de accidentes cuya previsión podría hacerse tomando como base los datos ilustrativos obtenidos en la Industria Minera, algunos de los cuales se consignan en este informe.

OFICINAS	M.º de caliche en el mes	Consumo total de dinamita		Consumo fulminantes		Consumo guía	
		p/m²	Cajones	p/m²	total cons.	p/m²	Total
A.....	28.800	0,70	40	0,45	12.960	0,09	2592
B.....	28.800	0,60	35	0,40	11.520	0,09	2592
C.....	67.290	0,30	40	0,20	13.440	0,05	3360
D.....	21.600	1,50	65	0,80	17.280	0,10	2160
E.....	25.200	1,80	65	0,70	17.640	0,08	2016



COTIZACIONES

PLATA

DIAS	Londres 2 meses onza standard peniques	Valparaíso kilo fino \$
Octubre 13.....	\$ 31.95	138.91
» 27.....	31.54	137.13

COBRE

QUINCENAL EN CHILE

DIAS	A BORDO \$ POR qq. m.		
	Barras	Ejes 50%	Minerales 10%
Octubre 13.....	189.97	81.15½ Escala 189 cents.	9.97 ½ Escala 109 ¾ cents.
» 27.....	194.74	83.52 Escala 194 cents.	10.22 Escala 112 ¼ cents.

SEMANAL EN NUEVA YORK

DIAS	Centavos por libra	DIAS	Centavos por libra
Octubre 6.....	13.25	Octubre 20.....	13.25
» 13.....	13.25	» 27.....	13.25

DIARIA EN LONDRES

DIAS	£ por tonelada		DIAS	£ por tonelada	
	Contado	3 meses		Contado	3 meses
Septbre. 30.....	53. 7.6	53. 15.0	Octubre 14.....	55. 15.0	55. 15.0
Octubre 3.....	53. 18.9	54. 5.0	> 17.....	55. 1.3	55. 2.6
> 4.....	53. 18.9	54. 5.0	> 18.....	55. 0.0	55. 1.3
> 5.....	54. 5.0	54. 6.3	> 19.....	55. 11.3	55. 11.3
> 6.....	53. 15.0	54. 0.0	> 20.....	55. 10.3	55. 11.3
> 7.....	53. 16.3	54. 1.3	> 21.....	55. 10.0	55. 10.0
> 10.....	54. 12.6	54. 6.3	> 24.....	55. 13.9	55. 13.9
> 11.....	54. 7.6	54. 11.3	> 25.....	56. 0.0	55. 18.9
> 12.....	54. 15.0	54. 16.3	> 26.....	56. 8.9	56. 18.9
> 13.....	55. 1.3	55. 3.9	> 27.....	56. 7.6	56. 7.6

VALOR DE LA LIBRA ESTERLINA

DIAS	\$ por £	DIAS	\$ por £
Septbre. 30.....	39.48	Octubre 12.....	39.37
Octubre 3.....	39.38	> 13.....	39.38
> 4.....	39.41	> 14.....	39.38
> 5.....	39.36	> 17.....	39.37
> 6.....	39.38	> 19.....	39.36
> 7.....	39.38	> 20.....	39.36
> 8.....	39.37	> 21.....	39.39
> 9.....	39.37	> 25.....	39.41
> 10.....	39.37	> 26.....	39.47
> 11.....	39.37	> 27.....	39.43

SALITRE

13 Octubre

El mercado salitrero ha continuado activo y los precios han subido gradualmente durante la pasada quincena, se efectuaron ventas a principios de la quincena a 17/6 para cualquier entrega durante Octubre/Diciembre y el precio alcanzó hasta 18/-, a pesar de que se dice que alcanzó 18/2 para Noviembre/Diciembre, y para entregas prontas durante este año los precios han subido, registrándose transacciones a 17/10 y 18/- para Enero/Marzo, 18/- para Diciembre/Febrero, 17/3 a 17/6 Enero/Junio y 17/- para todo el próximo

año de 1928. En calidad refinada de 97% han habido pedidos para el mercado de Rusia y se registran ventas a 18/3.

Las ventas durante la quincena se calculan en 220,000 toneladas, de manera que el total de las ventas para este año salitrero ha llegado a su máximo; debido a los actuales precios algunas oficinas comenzarán a elaborar y la producción posiblemente alcanzará a 200,000 toneladas mensuales pero no antes de Enero/Febrero 1928.

El mercado europeo ha subido y las ventas se registran a £ 10.6.0 a £ 10.9.0 para entrega pronta y para salidas Diciembre/Enero a £

10.12.6. Para entrega durante la próxima estación los precios han subido y se han efectuado ventas a £ 10.12.6. para Antwerp, Holanda y Hamburgo mientras que para Dunkerque es de £ 11.2.6.

El total exportado durante Septiembre fué de 2.049,898 qtls. mét. comparado con 838,065 qtls. mét. que fué lo exportado durante Septiembre de 1926.

La producción durante el mes de Septiembre fué de 1.437,490 qtls. mét. con 41 oficinas trabajando, demostrando un aumento de 228,592 qtls. mét. comparado con el mismo mes de 1927 cuando habían 43 oficinas trabajando.

Las existencias en la costa han sido reducidas a 732,000 toneladas el 1.º de Octubre.

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

PRODUCCIÓN	
	Qtls. mét.
1924	17.579,217
1925	18.218,918
1926	16.914,852
1927	9.785,640
EXPORTACIÓN	
	Qtls. mét.
1924	16.432,907
1925	17.997,444
1926	12.585,909
1927	15.368,434

El mercado de fletes por salitre ha estado tranquilo durante la pasada quincena y al final parece que tiende a bajar. La principal razón de esta baja se debe a los altos precios que ha

alcanzado el salitre para entregas durante esta estación; esto hace que los exportadores se resistan a hacer negocios a los actuales precios.

Para el reino Unido o Cont. se fletó un cargamento completo para embarcar durante Diciembre al precio de 29/- con opción de dos puertos de descarga. Además de este fletamento se han contratado tres vapores de ocasión para el Reino Unido, ambos para Diciembre y Enero al precio de 29/-, teniendo la opción para puertos en el Atlántico, Norte de España al precio de 31/- o Mediterráneo, Málaga/Génova dos puertos a 33/-, y uno de ellos opción Alejandría a 35/6. Se cerraron 2,000 toneladas para Diciembre por Cías. de la carrera a 27/6 para Havre/Hamburgo y se dice de otros contratos para Diciembre y Enero al mismo precio para Antwerp, Hamburgo, Amsterdam y Rotterdam.

Para Estados Unidos Costa Occident. se fletó solamente un cargamento completo para embarque durante Enero para Savannah/Boston al precio de \$ 5.50 Amer. Se pueden conseguir actualmente vapores de ocasión a este mismo precio para Noviembre/Diciembre y Diciembre/Enero, pero los exportadores no demuestran interés para tomar más tonelaje. Por Cías. de la carrera no se registran fletamentos, el precio para cualquier embarque durante este año para New York directamente se cotiza nominalmente a 5 dollars. Para la Costa Occidental la situación queda sin alteración para cualquier posición hasta el fin del año.

27 Octubre

Desde que comenzó la venta libre ésta es la primera quincena que ha estado tranquila, habiéndose sola-

mente limitado las ventas a 20,000 toneladas después de una venta en Europa para entrega Diciembre/Febrero al precio de 18/2; el mercado ha aflojado y las ventas registradas para entregas durante Enero son a 17/11. Para entregas Marzo/Diciembre se vendió a 17/- condiciones europeas. El total de ventas y fletamentos por salitre a consignación hasta el 15 de Octubre sube a 2.277,000 toneladas, y como disponible incluyendo la producción hasta el 31 de Marzo se calcula en más o menos 2.500,000 toneladas; la cantidad que queda para la venta es actualmente muy reducida.

El mercado europeo está algo flojo para entrega pronta y el precio para Enero/Abril se cotiza nominalmente a £ 10.12.6 en Bélgica, Holanda y Hamburgo.

Lo exportado durante la primera quincena de Octubre fué de 1.337 mil 416 qtls. mét. comparado con 471,525 qtls. mét. durante el mismo período del año 1926.

Debido a que los precios han subido, algunas oficinas han avisado de que pronto reabrirán, de manera que el número de oficinas en trabajo hasta fin de Diciembre será probablemente de 60.

Como anunciamos en nuestra última Revista los altos precios han sido la causa de que hayan disminuído los fletamentos durante esta estación. Ha habido interés de parte de los exportadores por tomar espacio por Cías. de la carrera, para el próximo año y todos los negocios que se han efectuado han sido para estas posiciones.

Para Europa solamente se sabe de un vapor de ocasión contratado al precio de 29/- para Burdeos/Ham-

burgo con opción para puertos españoles Norte del Atlántico a 30/- o Mediterráneo Málaga/Génova a 31/6. Se ofrecen vapores de ocasión para embarques Noviembre/Diciembre y Enero/Febrero a los precios anteriores, pero los exportadores no demuestran interés por el momento. Los siguientes embarques mensuales se registran por Cías. de la carrera para el próximo año:

2,000 toneladas Abril a Diciembre 1928 a 24/6 para Amberes/Hamburgo, Amsterdam o Rotterdam, con opción Dunkirk 1/6 extra.

1,000 toneladas Abril a Diciembre 1928 a 24/9 para Amberes, Bremen, Hamburgo o Rotterdam.

2,000 toneladas Abril a Diciembre 1928 a 25/- para Havre/Dunkirk, Amberes o Rotterdam.

1,000 toneladas Julio a Diciembre 1928 a 26/- para Amberes, Hamburgo, Amsterdam o Rotterdam, opción de Dunkirk 1/6 extra.

Para Diciembre a Marzo las Cías. de la carrera piden 28/6 para Havre/Hamburgo pero aceptarían contraofertas a precios más bajos.

Para Estados Unidos Costa Oriental ha habido muy poco interés de parte de los exportadores. Cargamentos completos se pueden conseguir a \$ 5.50 a \$ 5.75 dollars americanos para Galveston/Boston según el número de puertos de descarga para embarques durante Noviembre/Diciembre y Enero/Febrero.

Espacio para New York directamente para embarques durante Noviembre/Diciembre por Cías. de la carrera pueden, posiblemente conseguirse a \$ 4.50 dollars y a \$ 5.00 dollars para embarques más tarde. Para la Costa Occidental el precio está más bajo y se cotiza para cualquier posición a 4.25 dollars para San Pedro/Seattle y \$ 5.- dollars para Honolulu.

CARBON

27 Octubre

13 Octubre

En carbón extranjero, parte de un cargamento de West Hartley en camino se vendió a precios que varían entre 30/- y 30/6 para puertos salitreros. Cotizaciones para éstos libre de derechos de internación, son como sigue:

Cardiff Admiralty List, 32/6 a 34/-

West Hartley, 30/- a 31/-

Pocahontas o New River, 34/- a 35/-

Australiano la mejor clase, 45/- a 45/6, todo para salidas Octubre/Noviembre, según condiciones, cantidades y puertos. En carbón nacional las mejores clases se ha notado muy poca demanda y las ventas habidas han sido de poca importancia. Los actuales precios de venta son \$ 74.- a \$ 78.- m/cte. para harneado, y \$ 65. a \$ 68.- m/cte. para el sin harnear, según la cantidad y puerto de descarga.

En carbón extranjero se han colocado algunos pequeños lotes de West Hartley llegado, al precio de 30/- para puertos salitreros.

Las cotizaciones para éstos libre de derechos de importación son como sigue:

Cardiff Admiralty List, 32/6 a 34/-

West Hartley, 30/- a 31/-

Pocahontas o New River, 34/- a 35/-

Australiano, las mejores clases, 45/- a 45/- todos para salidas Octubre/Noviembre, según cantidades y condiciones.

Ha habido muy poca demanda por carbón nacional y las ventas han sido de poca importancia. Los actuales precios de venta son \$ 74.— a \$ 78.- m/cte. por harneado y \$ 65.- a \$ 68.- m/cte. sin harnear f.o.b. según la cantidad y puerto de descarga.



ESTADISTICA DE METALES

Precio medio mensual de los metales:

PLATA

	Nueva York		Londres	
	1926	1927	1926	1927
Enero.....	67.795	55.795	31.322	25.863
Febrero.....	66.773	57.898	30.797	26.854
Marzo.....	65.880	55.306	30.299	25.655
Abril.....	64.409	56.399	29.682	26.136
Mayo.....	65.075	56.280	30.125	26.072
Junio.....	65.481	56.769	30.248	26.203
Julio.....	64.793	56.360	29.861	25.983
Agosto.....	62.380	54.718	28.773	25.224
Septiembre.....	60.580	55.445	27.904	25.565
Octubre.....	54.505	—	25.291	—
Noviembre.....	54.141	—	25.192	—
Diciembre.....	53.466	—	24.733	—
Año término medio.....	62.107	—	28.686	—

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
	1926	1927	1926	1927	1926	1927
Enero.....	13.822	12.990	59.013	55.414	65.325	62.375
Febrero.....	13.999	12.682	59.669	54.438	66.375	61.119
Marzo.....	13.859	13.079	58.603	55.935	65.489	62.641
Abril.....	13.706	12.808	57.200	55.056	64.600	61.526
Mayo.....	13.599	12.621	56.494	54.563	64.313	60.881
Junio.....	13.656	12.370	56.778	54.030	64.591	59.881
Julio.....	13.924	12.532	57.864	54.551	65.625	60.089
Agosto.....	14.174	12.971	58.857	55.364	66.857	62.227
Septiembre.....	14.062	12.940	58.705	54.455	66.528	61.830
Octubre.....	13.862	—	58.304	—	66.298	—
Noviembre.....	13.576	—	57.293	—	65.551	—
Diciembre.....	13.302	—	56.869	—	64.114	—
Anual.....	13.795	—	57.971	—	65.472	—

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

PLOMO

	Nueva York		Londres		A 3 meses	
	1926	1927	1926	1927	1926	1927
	Enero.	9.255	7.577	34.778	27.485	34.584
Febrero.	9.154	7.420	33.903	27.344	33.903	27.781
Marzo.	8.386	7.577	31.625	27.845	31.921	28.302
Abril.	7.971	7.126	28.775	26.546	29.284	27.053
Mayo.	7.751	6.616	28.253	25.054	28.731	25.526
Junio.	8.038	6.414	29.986	24.438	30.142	24.750
Julio.	8.499	6.344	31.716	23.491	31.545	23.932
Agosto.	8.908	6.681	32.756	23.119	32.345	23.540
Septiembre.	8.786	6.297	32.085	21.446	31.790	21.994
Octubre.	8.402	—	30.821	—	30.702	—
Noviembre.	8.005	—	29.270	—	29.563	—
Diciembre.	7.855	—	28.932	—	29.264	—
Annual.	8.417	—	31.075	—	31.145	—

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

ESTAÑO

	Nueva York		Straits		Londres	
	99%		1926	1927	1926	1927
	Enero.	61.415	64.785	62.275	66.415	282.038
Febrero.	62.653	66.528	63.705	69.142	287.107	306.125
Marzo.	63.472	67.833	64.505	69.199	292.288	313.315
Abril.	61.962	66.069	63.389	67.933	281.388	302.572
Mayo.	60.165	63.935	62.305	67.510	270.125	294.938
Junio.	58.409	64.226	60.611	67.466	268.352	296.006
Julio.	61.365	62.625	63.091	64.110	282.102	288.690
Agosto.	63.875	63.523	65.260	64.431	293.690	293.193
Septiembre.	66.535	60.735	68.895	61.490	306.273	280.432
Octubre.	68.225	—	70.245	—	312.548	—
Noviembre.	68.667	—	70.630	—	309.284	—
Diciembre.	66.635	—	68.514	—	306.994	—
Annual.	63.615	—	65.285	—	291.016	—

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

ZINC

	St. Louis		Londres		A 3 meses	
	1926	1927	A la vista	1927	1926	1927
			1926			
Enero.	8.304	6.661	38.059	30.979	37.363	30.938
Febrero.	7.759	6.673	36.053	29.931	35.956	30.109
Marzo.	7.332	6.692	34.090	30.649	34.247	30.889
Abril.	7.001	6.338	32.503	29.579	32.863	29.901
Mayo.	6.821	6.075	32.038	29.034	32.413	29.131
Junio.	7.112	6.213	33.244	28.598	33.398	28.613
Julio.	7.411	6.229	34.045	28.280	34.270	28.021
Agosto.	7.376	6.342	34.173	28.210	34.524	28.068
Septiembre.	7.413	6.212	34.389	27.347	34.415	27.327
Octubre.	7.296	—	34.256	—	34.146	—
Noviembre.	7.199	—	33.491	—	33.483	—
Diciembre.	7.018	—	32.915	—	32.895	—
Annual.	7.337	—	34.105	—	34.164	—

Cotización de St. Louis, centavos por lb.—Londres £ por ton. de 2,240 lbs.

Producción mensual de cobre crudo. Lbs.

	1927					
	Marzo	Abril	Mayo	Junio	Julio	Agosto
Alaska.	3,163	2,121	3,045	2,105	2,798	2,138
Butte & Superior.	+ 416	—	—	+ 453	—	—
Calumet & Arizona.	2,704	1,711	2,422	2,075	1,866	2,577
Magma.	1,308	1,232	1,270	1,250	1,066	1,182
Miami.	2,342	2,295	2,346	2,176	2,233	2,268
New Cornelia.	3,447	2,630	2,776	2,895	2,496	3,039
Nevada Con.	+28,970	—	—	+27,821	—	—
Old Dominion.	986	879	1,030	815	825	850
Phelps Dodge.	7,786	8,063	7,972	8,085	7,706	7,366
United Verde Extensión.	1,322	1,630	2,051	1,768	1,868	1,905
Utah Copper.	+30,876	—	—	+30,028	—	—
Tennessee Copper.	458	410	433	390	408	445

EXTRANJERO

Boleo, Méjico.	973	550	1,017	1,115	1,215	1,067
Furukawa, Japón.	1,638	1,416	1,493	1,569	1,367	—
Granby Cons., Canadá.	2,339	2,123	2,989	2,287	2,261	2,261
Union Miniere, Africa.	6,976	6,039	7,050	7,004	8,065	8,008
Mount Lyell, Aust.	+1,347	—	—	1,423	—	—
Sumitomo, Japón.	1,436	1,388	747	—	1,693	—
Bwana M'Kubwa.	450	360	515	464	337	360
Braden Copper Co.	7,293	7,164	7,565	7,447	8,986	—
Chile Exploration Co.	9,352	9,352	9,791	8,988	—	—
Andes Copper Mining Co.	—	—	—	2,495	2,370	—

Producción comparada de las minas de los Estados Unidos: Tons. cortas

	1925		1926		1927	
	Mensual	Diaria	Mensual	Diaria	Mensual	Diaria
Enero.	74,789	2,412	71,026	2,291	76,198	2,458
Febrero.	68,967	2,463	68,131	2,433	69,202	2,772
Marzo.	74,901	2,416	75,728	2,443	69,314	2,236
Abril.	70,667	2,356	73,454	2,448	71,122	2,371
Mayo.	70,574	2,276	73,542	2,372	71,613	2,310
Junio.	59,894	2,330	71,317	2,377	69,539	2,318
Julio.	68,507	2,210	72,228	2,330	65,545	2,114
Agosto.	68,090	2,196	72,014	2,323	67,138	2,166
Septiembre.	67,720	2,272	72,672	2,421
Octubre.	71,042	2,292	75,099	2,423
Noviembre.	67,400	2,247	74,947	2,498
Diciembre.	69,566	2,244	72,205	2,329
Total.	842,117	..	872,509
Promedio mensual.	70,176	..	72,709
Promedio diario.	2,307	..	2,390

INFORMACIONES DE LAS COMPAÑÍAS MINERAS

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

Compañía Minera e Industrial de Chile

La explotación de carbón de las minas de esta Compañía ha alcanzado durante el mes de Octubre de 1927 la siguiente cifra:

Octubre de 1927..... 61,830 tons. mét.

La producción de este mes, es superior en 7,035 toneladas métricas a la obtenida en el mes anterior.

Compañía Carbonífera y de Fundición Schwager

Esta Compañía ha tenido la siguiente producción gruesa de carbón en el mes de Octubre del presente año:

Octubre de 1927 41,620 tons. mét.

Compañía Minas de Gatico

Durante el mes de Octubre, esta Compañía produjo 154 toneladas de cobre fino, por los siguientes capítulos:

Producción durante Octubre 1927.

Minerales:

621 Tons. Mét. Ley 13,94% 86,56 Tons. Cu. fino

Conts. Flotación:

211 Tons. mét. Ley 21,98% 46,37 » » »

832 Tons. mét. o sean. 132,93 Tons. Cu. fino

Compañía Minera de Oruro

Esta Compañía ha tenido durante el mes de Octubre, las siguientes producciones de barrilla de estaño y sulfuros de plata:

Octubre de 1927:

Barrilla de estaño de 59,2%..... 125 tons. mét.
Sulfuros de plata. 1,404 kgs. finos de plata.

Compañía Minera Porvenir de Huanuni

Esta Compañía ha tenido durante el presente mes de Octubre la siguiente producción:

Octubre de 1927:

Barrilla de estaño..... 2,373 quintales españoles de 60%.
Media barrilla de estaño. ... 780 quintales españoles de 30%.
Cementos de plata y cobre. . 35,815 onzas de plata fina.
Cementos de plata y cobre.. 3,000 kgs. de cobre fino.
Mineral descajado de Huanuni. 640 toneladas con leyes:

Plata	Zinc	Plomo
30 m. f.	34%	8%

Compañía Minera y Agrícola Oploca de Bolivia

La producción de barrilla de estaño de esta Compañía, ha sido durante el mes de Octubre, la siguiente:

Octubre de 1927.... 7,810 qq. esp. barrilla de 60%

Compañía Minas de Colquirí

La producción de barrilla de estaño del 60% de ley que esta Compañía ha tenido durante el mes de Octubre, ha sido como sigue:

Octubre de 1927..... 822 qq. esp.

Compañía Estañífera Kala-Uyu

Esta Compañía ha tenido durante el mes de Octubre la siguiente producción de barrilla de estaño de 60% de ley:

Octubre de 1927. 796 qq. españoles.

Sociedad Minera y Beneficiadora de plata de Condoriaco

Esta Sociedad ha obtenido durante el mes de Octubre las siguientes producciones de oro y plata:

Octubre de 1927:

Kilogramos de plata.....	254
Kilogramos de oro.....	5,34

Compañía Minas y Fundición de Chagres

Esta Compañía ha tenido durante el mes de Octubre, la siguiente producción de cobre fino:

Octubre de 1927..... 268 tons. de cobre fino.

Société des Mines de Cuivre de Naltagua

La producción de cobre fino que esta Sociedad ha tenido durante el mes de Octubre del presente año, ha sido como sigue:

Octubre de 1927..... 435 tons. mét.

Compañía Minera Disputada de Las Condes

La producción de concentrados que esta Compañía ha tenido durante el mes de Octubre, ha sido como sigue:

Octubre de 1927:

1,642,— tons. mét. con 21% de cobre.

Compañía Estañífera Sayaquira de Caracoles

La Gerencia de esta Compañía se ha servido comunicarnos que la producción de barrilla de estaño obtenida durante los meses de Julio, Agosto, Septiembre y Octubre del presente año ha sido la siguiente:

Julio de 1927.....	152,17 qq. de 60%
Agosto >.....	206,52 id.
Septiembre >.....	252,17 id.
Octubre.....	268

Compañía Estañífera Morococala

Durante el mes de Octubre esta Compañía ha tenido la siguiente producción de barrilla de estaño de 60% de ley:

Octubre de 1927..... 3,000 qq. españoles.

Compañía Minera de Kelluani

La producción de barrilla de estaño que ha tenido últimamente esta Compañía ha sido la siguiente:

Octubre de 1927..... 235 qq. españoles.

Andes Copper Mining Company

La producción de cobre fino que esta Compañía, que trabaja el mineral de Potrerillos, ha obtenido durante los tres últimos meses ha sido la siguiente:

Agosto de 1927.....	2,152 Tons. mét.
Septiembre >.....	2,152 id.
Octubre >.....	2,152 id.



MERCADO DE MINERALES Y METALES

Estas cotizaciones que han sido tomadas del Engineering and Mining Journal-Press de Nueva York, Octubre 22 de 1927, se refieren a ventas en grandes lotes al por mayor, libre a bordo (f. o. b.) New York, salvo que se especifique de otra manera. Los precios de Londres están dados de acuerdo con los últimos avisos. El signo \$ significa dollars U. S. Cy.

ALUMINIO.—98 y 99% a \$ 0.26 la libra.—Mercado inactivo, con menos compras para el segundo trimestre de 1927 que las esperadas—Londres, 98% £ 104 a £ 112 tonelada de 2,240 libras.

ANTIMONIO.—Standard en polvo a 200 mallas, a \$ 0,11, óxido blanco de la China de 99% Sb_2O_3 a 15½ centavos la libra (Nominal).

BISMUTO.—En lotes de tonelada, precio de \$ 1.85 a 2.10 por libra.—Londres, 8 sh.

CADMIO.—Por libra a \$ 0.60.—En Londres de 1 sh. 11 d. para metal australiano.

COBALTO.—De 96 a 98% de \$ 2.50 la libra, para el óxido negro de 70% a \$ 2.10.—Londres 10 sh. por libra para el cobalto metálico.

MAGNESIO.—Precio por libra y en lotes de tonelada, a \$ 0.75.—Londres 3 sh. a 4 sh. de 99%.—Mercado firme.

MOLIBDENO.—El kg. de 99%, \$ 25.—Metal químicamente puro \$ 80 (dollars) por kg.

MERCURIO.—\$ 126 a \$ 128 por frasco de 76 libras.—Londres £ 22½ a £ 23.—Mercado firme.

NÍQUEL.—Electrolítico \$ 0.39, la libra con 99.75% de ley.—Londres £ 170 a £ 175 por tonelada de 2,240 libras, según la cantidad. Las demandas continúan bastante buenas.

PALADIO.—Por onza, se cotiza de \$ 53 a 54.—Londres £ 9½ a £ 12½ la tonelada (nominal).

PLATINO.—Precio oficial de metal refinado, \$ 72 la onza. Crudo \$ 62.—Londres £ 13⁵/₈ por onza del refinado; para el crudo o desechos.—Precio nominal.

RADIO.—\$ 70 por mg. de radio contenido.

SELENIO.—Negro en polvo, amorfo, 99.5%, puro de \$ 1.90 a \$ 2.00 por libra en lotes mayores de una tonelada. Londres 7 sh. 6 d. por libra.

TUNGSTENO.—En polvo, de 97 a 98% de ley, \$ 0.95 a \$ 0.98 por libra de tungsteno contenido.

Minerales Metálicos

MINERAL DE CROMO.—Por tonelada, f. o. b. en puertos del Atlántico, de \$ 23 para minerales de 45 a 50% de Cr_2O_3 . Precios firmes y buenas demandas.

- MINERAL DE MANGANESO.**—De \$ 0.36 a \$ 0.58 por unidad en la tonelada de 2,240 libras en los puertos, más el derecho de importación. Mínimo 47% de Mn. Para productos químicos, polvo grueso o fino de 82% a 87% de MnO_2 , Brasileiro o Cubano \$ 70 a \$ 80 por tonelada, en carros.
- MINERAL DE MOLÍBDENO.**—\$ 0,50 f. o. b. Colorado por libra de MoS_2 , de 85% concentrado.
- MINERAL DE PLOMO (Galena).**—Precio medio sobre la base de 80% de plomo, \$ 80 a \$ 90 por tonelada de 2,000 libras.
- MINERAL DE ZINC (Blenda).**—Precio medio sobre la base de 60% de Zinc, \$ 39 a \$ 40 por tonelada de 2,000 libras.
- MINERAL DE TUNGSTENO.**—Por unidad, en Nueva York, wolframita, de alta ley, \$ 10.25 Shelita, de \$ 10.25 a 10.50.
- MINERAL DE VANADIO.**—Concentrados de vanadato de plomo con 12 a 18% de V_2O_5 \$ 0.65 por libra de V_2O_5 . Minerales con 5% de V_2O_5 ; \$ 0.50 por libra de V_2O_5 . Estos precios son f. o. b. Montrose, Colorado.

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.º 1, \$ 575. Crudo N.º 2, \$ 375; en fibras \$ 225. Stock para techos \$ 60 a \$ 125. Stock para papel \$ 45 a \$ 50. Stock para cemento \$ 25. Desperdicios \$ 10 a \$ 20. Arena, \$ 15. Todos estos precios son por tonelada de 2,000 libras f. o. b. Quebec; el impuesto y los sacos están incluidos. Existe un mercado muy activo y firme. Las minas trabajan a su total capacidad.
- AZUFRE.**—A \$ 18 por tonelada, para azufre doméstico, f. o. b. Texas para la exportación \$ 22 f. a. s. en puertos del Atlántico.
- BARITA.**—Mineral crudo, \$ 7 por tonelada f. o. b.; minas de Georgia. Excelente demanda. Blanca, descolorada, \$ 24 la ton.—Mineral crudo de 95% SO_4 Ba con un contenido no superior de 1% de fierro \$ 8 f. o. b. minas.
- BAUXITA.**—N.º 1 mineral puro, sobre 60% de Al_2O_3 y con menos de 5% de SiO_2 y menos de 2% de Fe_2O_3 \$ 8.—por ton. de 2,240 libras f. o. b. minas Georgia.
- BÓRAX.**—Granulado en polvo \$ 0.04 por libra f. o. b. en plantas de Pennsylvania. En cristales por libras $4\frac{1}{4}$ ctv. en sacos y en lotes mayores a una tonelada sobre carros.
- CAL PARA FLUJO.**—Depende de su origen; f. o. b. puertos de embarque, por tonelada, chancada a media pulgada y a menos, de \$ 0.75 a \$ 2. Para usos agrícolas, \$ 0.75 hasta \$ 4 según su pureza y grado de fineza.
- CUARZO EN CRISTALES.**—Sin color y claro en pedazos de $\frac{1}{4}$ a $\frac{1}{2}$ libra

de peso \$ 0.40 por libra, en lotes de más de 1 tonelada. Para usos ópticos y con las mismas condiciones; \$ 0.80 por libra.

- FELDESPATO.—Por tonelada de 2,240 libras f. o. b. en carro de Nueva York, N.º 1 crudo \$ 9; N.º 1 para porcelanas, a 140 mallas, \$ 16.—por ton. Para cnámel, 140 mallas, \$ 13.50. Para vidrios a 200 mallas, \$ 15. Buena demanda.
- FLUOSPATO.—En colpa, con no menos de 85% de CaFl_2 y no más de 5% de SiO_2 , \$ 16.50 por tonelada de 2,000 libras.
- GRAFITO.—De Ceylán de primera calidad, por libra, en colpa, \$ 0.08 a \$ 0.08½. En polvo de \$ 0.03 a \$ 0.05. Amorfo crudo, \$ 15 a 35 por tonelada según la ley.
- KAOLINA.—Precios f. o. b. Virginia, por tonelada corta, cruda N.º 1, \$ 7. Cruda N.º 2, \$ 5.50. Lavada, \$ 8. Pulverizada, \$ 10 a \$ 15. Inglesa importada f. o. b. en los puertos americanos, en colpa de \$ 13 a \$ 21.—Pulverizada, \$ 45 a \$ 50.
- MAGNESITA.—Por tonelada de 2,000 libras f. o. b. California, calcinada en colpa, 80% MgO , Grado «A» a 200 mallas, \$ 40. Grado «B» \$ 38. Cruda \$ 14.
- MICA.—Precios f. o. b. en Nueva York por libra, impuestos pagados, clase especial \$ 3.75; N.º A 1, \$ 3.— a \$ 3.50; N.º 1 \$ 3.; N.º 2, \$ 2.50 a \$ 2.75; N.º 3, \$ 1.30; N.º 4, \$ 0.80; N.º 5, \$ 0.45 a \$ 0.55. Las clases se refieren al tamaño de las hojas.
- MONACITA.—Mínimo 6% ThO_2 a \$ 120 por tonelada.
- POTASA.—Cloruro de potasa de 80 a 85% sobre la base de 80% en sacos, \$ 36.40; a granel \$ 34.80. Sulfato de potasa de 90 a 95% sobre la base de 90%, en sacos \$ 47.30; a granel \$ 45.70. Sulfato de potasa y magnesia, 48 a 53%, sobre la base de 48%, en sacos \$ 27.25; a granel \$ 25.65. Para abono de 30%, \$ 21.75 y de 20% \$ 15.40 en sacos.
- PIRITAS.—Españolas de Tharsis de 48% de azufre, por tonelada de 2,240 libras c. i. f. en los puertos de los Estados Unidos, tamaño para los hornos, (2½" de diámetro) a \$ 0.14 la unidad.
- SÍLICE.—Molida en agua y flotada, por tonelada, en sacos f. o. b. Illinois, a 400 mallas, \$ 31; a 350 mallas, \$ 26; a 250 mallas, \$ 18.
- CUARCITA.—99% de SiO_2 ; Arena para fabricar vidrios, \$ 0.75 a \$ 5, por tonelada; para ladrillo y moldear, \$ 0.65 a \$ 3.50.
- TALCO.—Por tonelada, de 99% en lotes sobre carro, molido a 200 mallas, extra blanco, \$ 10.50. De 96% a 200 mallas, medio blanco, de \$ 9.50. Incluido envase, sacos de papel de 50 libras.
- TIZA.—Precio por tonelada f. o. b. Nueva York, cruda y a granel, \$ 4.75 a 5.—
- YESO.—Por tonelada, según su origen, chancado, \$ 2.75 a \$ 3; molido, de \$ 4 a \$ 10; para abono de \$ 6 a 15, calcinado, de \$ 8 a 10.
- ZIRCONIO.—De 95%, \$ 0.03 por libra, f. o. b. minas, en lotes sobre carros; descontando fletes para puntos al Este del Missisippi.

Otros productos

NITRATO DE SODA.—Crudo \$ 2.30 a \$ 2.35 por cada 100 libras. En los puertos del Atlántico.

MOLIBDATO DE CALCIO.—A \$ 1.20 por cada libra de Molibdeno contenido.

OXIDO DE ARSÉNICO.—(Arsénico blanco) \$ 0.04 por libra. En Londres, a £ 18¹/₄ por tonelada de 2,240 libras de 99%.

OXIDO DE ZINC.—Precio por libra, ensacados y en lotes sobre carro y libre de plomo; 0.06¹/₂. Francés, sello rojo, a \$ 0.09. 3/8

SULFATO DE COBRE.—Ya sea en grandes o pequeños cristales a \$ 0.05 por libra. Excelente demanda de Méjico y de Sud América.

SULFATO DE SODIO.—Por tonelada a granel f. o. b. Nueva York, \$ 18 a \$ 20.

Ladrillos refractarios

LADRILLOS DE CROMO.—\$ 45 por tonelada neta f. o. b. puertos de embarque.

LADRILLOS DE MAGNESITA.—De 9 pulgadas, derechos \$ 65 por tonelada neta f. o. b. Nueva York.

LADRILLOS DE SÍLICE.—A \$ 43 por M. en Pennsylvania y Ohio; \$ 51 Alabama e Illinois.



PUBLICACIONES EN VENTA

SOCIEDAD NACIONAL DE MINERIA

Moneda 759



SANTIAGO



Casilla 1807

ESTADÍSTICAS

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

PADRONES DE MINAS

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

CARBÓN

<i>Brüggen, J.</i> —Informe sobre las exploraciones geológicas de la región carbonífera del sur de Chile (Boletín N.º 191/192). . .	\$ 5.00
<i>Brüggen, J.</i> —Los carbones del valle longitudinal y la zona carbonífera al sur de Curanilahue en la provincia de Arauco (Boletín N.º 201/202).	6.00
<i>Brüggen, J.</i> —Las regiones carboníferas de Los Alamos y del norte de la provincia de Arauco.	5.00
<i>Brüggen, J.</i> —Informe sobre el carbón submarino en la costa de la provincia de Arauco.	1.50
<i>Brüggen, J.</i> —Informe sobre el carbón de la Ternera (Copiapó).	5.00
<i>Schneider, Julio</i> .—Descubrimiento de la hulla en Chile.	1.50
<i>Gandarillas, Javier</i> .—La producción y consumo del carbón y su influencia en el desarrollo económico de las naciones.	5.00
<i>Lemaître, Eduardo</i> .—Zonas productivas del sistema carbonífero de las Provincias de Concepción y Arauco, volumen IX del Congreso Chileno de Minas y Metalurgia, texto y atlas.	15.00

COBRE

<i>Ugaldé, Nicolás</i> .—Preparación mecánica de los minerales de cobre nativo del Lago Superior (E. U.).	\$ 1.00
<i>Sundt, F. A.</i> —Proyecto para la instalación de un establecimiento de beneficio de	

minerales de cobre con una capacidad anual de 6,000 toneladas de cobre fino. . .	\$ 1.00
<i>Avalos, Carlos G.</i> —Garantía fiscal para un establecimiento para tratar minerales de cobre y apartado electrolítico.	1.00
<i>Gandarillas, Javier</i> .—Bosquejo del estado actual de la industria minera del cobre en el extranjero y en Chile.	3.00
<i>Díaz Ossa, J.</i> —Química práctica de las fundiciones de cobre.	6.00
<i>Sundt, F. A.</i> —Ensayes de oro, plata, plomo estaño, y cobre. 2.ª edición.	3.00
<i>Concha, A.</i> —Procedimiento para extraer el cobre de los minerales por medio del cloruro ferroso.	1.00
<i>Concha, A.</i> —Informe sobre la planta beneficiadora de cobre de "El Teniente".	2.00

HIERRO

<i>Gandarillas, Javier</i> .—La industria siderúrgica y las minas de hierro, Volumen I del Congreso Chileno de Minas y Metalurgia.	\$ 10.00
<i>Vattier, Carlos</i> .—El hierro en Chile.	1.50

GEOLOGÍA Y MINERALOGÍA

<i>Brüggen, J.</i> —Bibliografía minera y geológica de Chile.	\$ 10.00
<i>Brüggen, J.</i> —Bibliografía minera y geológica de Chile II parte.	5.00
<i>Sundt, Lorenzo</i> .—Volumen I.—Estudios geológicos y topográficos del Desierto y Puna de Atacama.	7.50
Volumen II.—Estudios geológicos y mineralógicos del Desierto y Cordillera de Atacama.	7.50
<i>Orrego Cortés, A.</i> —Estudio geológico e hidrológico de las provincias de Taena y Arica.	3.00
<i>Sundt, F. A.</i> —Monografías mineras y metalúrgicas.	5.00
<i>San Román, Francisco</i> .—Desierto y Cordillera de Atacama, Volúmenes I, II y III	25.00
<i>Brüggen, J.</i> —Informe sobre el agua subterránea de la región de Pica.	6.00

ORO

<i>Doolittle, J. E.</i> —Dragaje de oro en California, traducido por el Ingeniero de Minas, don Guillermo Yungue.	\$ 5.00
---	---------

PETRÓLEO

<i>Felsch, J.</i> —Informe provisorio sobre las exploraciones geológicas de los alrededores de Carelmapu y de la Isla de Chiloé. . .	\$ 2.00
<i>Felsch, J.</i> —Informe sobre el reconocimiento geológico de los alrededores de Punta Arenas y de la parte del noroeste de la Tierra del fuego, con el objeto de encon-	

trar posibles yacimientos de petróleo (Boletín N.º 188/89).....	\$ 6.00	<i>Quezada, C. V.</i> —Origen del salitre y otros abonos.....	\$ 1.00
<i>Felsch, J.</i> —Informe sobre las pizarras bituminosas de Lonquimay.....	2.00	<i>Díaz Ossa, B.</i> —El salitre sintético.....	1.00
<i>Felsch, J.</i> —Informe preliminar sobre los reconocimientos geológicos de los terrenos petrolíferos de Magallanes del sur.....	5.00	<i>Díaz Ossa, B.</i> —Estado actual de la fabricación de abonos azoados.....	1.00
<i>Felsch, J.</i> —Informe sobre el reconocimiento geológico de los indicios del petróleo en la provincia de Tarapacá.....	3.00	<i>Lorca C., Eulogio.</i> —La industria del bórax, Volumen IV del Congreso Chileno de Minas y Metalurgia.....	5.00
<i>Blanquiere, Juan.</i> —Política petrolífera.....	2.00	<i>Bertrand, Alejandro.</i> —Estudio sobre el procedimiento "Haber" para la síntesis industrial del amoníaco.....	3.00
<i>Blanquiere, Juan.</i> —Industria del petróleo (Boletín 199/200).....	6.00	<i>Brüggen, J.</i> —El Salar de Pintados y sus yacimientos de potasa.....	2.00

SALITRE, BORATO Y SALES NATURALES

<i>Semper y Michels.</i> —La industria del salitre en Chile, traducida del alemán por J. Gandarillas M. y O. Ghigliotto S.....	\$ 25.00
<i>Ugalde, Nicolás.</i> —Salitre. Contribución al estudio de su industria, Volumen III del Congreso Chileno de Minas y Metalurgia.....	10.00
<i>Prieto, Manuel A.</i> —Elaboración del salitre y yodo, Volumen VIII del Congreso Chileno de Minas y Metalurgia, empastado.....	7.50
<i>Prieto, Manuel A.</i> —Estudios sobre la elaboración del salitre.....	2.00
<i>Gandarillas, Javier.</i> —La centralización de las ventas del salitre y la concentración mundial de las grandes industrias, Volumen II del Congreso Chileno de Minas y Metalurgia.....	2.00
<i>Sundt, F. A.</i> —Ensayes de Nitratos, Yodo, Cloratos y Percloratos en el caliche y productos de la industria del salitre y yodo.....	5.50

VARIOS

<i>Aller, F. D.</i> —Métodos rápidos de Análisis técnicos (Boletín N.º 235).....	\$ 5.00
<i>Peña i Lillo, O.</i> —Apuntes prácticos de Química Analítica.....	5.00
<i>Puelma, L. N.</i> —Apuntes prácticos para el uso de los mineros (Boletín N.º 209/210).....	4.00
<i>Díaz Ossa, I.</i> —Cálculos metalúrgicos.....	1.50
<i>Koerting, Beth.</i> —Los informes sobre empresas mineras y las causas de sus frecuentes fracasos, Volumen V del Congreso Chileno de Minas y Metalurgia.....	2.00
<i>Vol. VI.</i> —Varios trabajos presentados a las Secciones: I, II, III, IV del Congreso Chileno de Minas y Metalurgia.....	5.00
<i>Vol. VII.</i> —Varios trabajos presentados a las Secciones: V, y VI del Congreso Chileno de Minas y Metalurgia.....	5.00
<i>Concha, A.</i> —Informe presentado al Supremo Gobierno sobre la importancia de la hidrometalurgia en la provincia de Antofagasta.....	3.00
Índice general del <i>Boletín Minero</i> de la Sociedad, desde el 15 de Diciembre de 1883, al 31 de Diciembre de 1919.....	3.00