

BOLETIN MINERO



SOCIEDAD NACIONAL DE MINERIA

Año XLII

Santiago de Chile,
Septiembre de 1926

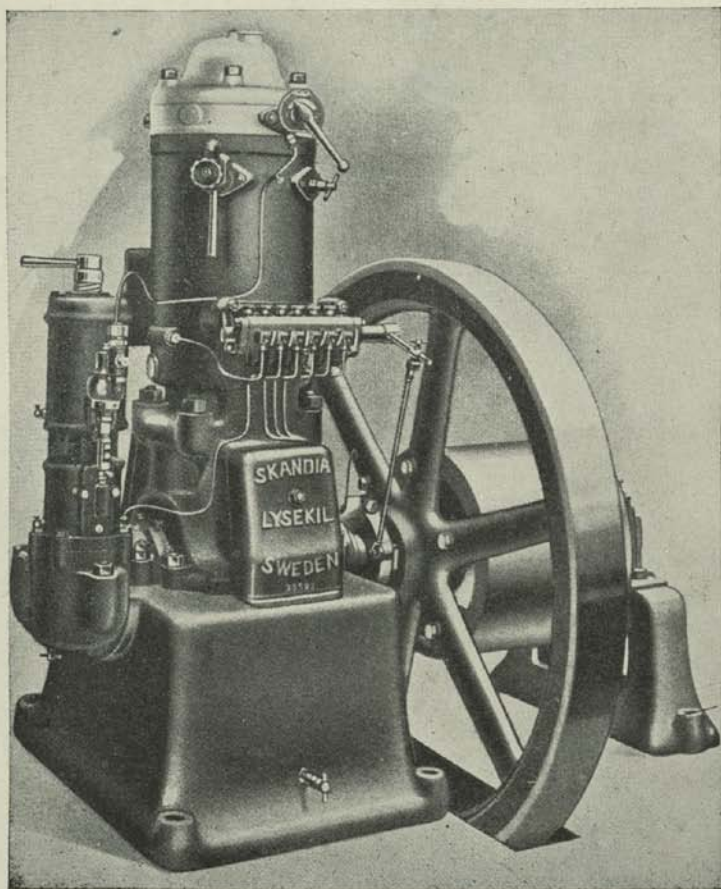
Vol. XXXVIII
Núm. 329

COMPañÍA MINERA
E INDUSTRIAL DE CHILE
CORONEL



SKANDIA

MOTORES SEMI-DIESEL SUECOS DESDE 5 H. P. a 320 H. P. efectivos



A nafta y toda clase de aceites crudos,
Precios fuera de toda competencia.

Pidase presupuestos y datos a UNICOS AGENTES

Compañía Sudamericana **SKF**

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.
Datos preliminares sobre los yacimientos de estaño y plata de Bolivia, por M. Román Kozłowski, traducción del ingeniero de minas don Juan Luis Cortés	824
Los ferrocarriles en Chile y los automotores a gasógeno, por Emilio Gobbi (<i>Continuación</i>)	837
El mercurio, por M. G. Raymond.	849
Teoría general para explicar la génesis y formación de los yacimientos metalíferos de tipo primitivo, por Juan Hhereza y Ortuño	855
El procedimiento Holt-Christensen y su aplicación en el Perú y Bolivia, por Robert D. Ferrón	861
El petróleo	865
Producción de petróleo en Méjico, durante el año 1925	867
La fusión del aluminio, por E. Richarz	868
Bibliografía Minera y Geológica de Chile, por el Dr. J. Brüggén	870
Investigación de un método analítico para el tratamiento de minerales auríferos, por vía húmeda, por M. Dégoutin	889
SECCIÓN CARBONERA.—La subvención a las minas de carbón inglesas	902
El procedimiento Bergius para la transformación del carbón en aceites combustibles.	904
Estadística de metales	906
Precios de minerales y metales	909
Mercado de minerales y metales	916
COTIZACIONES	919
BIBLIOGRAFÍA DE REVISTAS	925

DATOS PRELIMINARES SOBRE LOS YACIMIENTOS DE ESTAÑO Y PLATA DE BOLIVIA

POR

M. ROMÁN KOZLOWSKI

Situación y Condiciones Geológicas

La parte occidental de Bolivia, que corresponde a la porción central de la cadena de los Andes, es una de las regiones de la América del Sur más ricas en minerales metalíferos útiles. Los naturales explotaban allí el oro, la plata y el cobre, mucho antes de la llegada de los españoles. La explotación del estaño adquirió gran importancia a fines del siglo pasado y se desarrolla más y más, siendo Bolivia hoy día en el mundo uno de los más importantes productores de este metal. El bismuto, el wolfram, el antimonio, el molibdeno, el zinc y el plomo se encuentran a menudo en Bolivia, en cantidades explotables.

Con excepción del oro, que se encuentra en vetas de edad probablemente paleozoica, los demás metales mencionados, se presentan en yacimientos cuya formación data desde fines de los tiempos terciarios.

Estos yacimientos recientes se hallan extensamente repartidos en las dos cordilleras, (C. Occidental y C. Oriental), en que se dividen los Andes centrales, y en la depresión que la separa. Pero, mientras en la Cordillera Occidental y en la depresión interandina se encuentran solamente yacimientos argentíferos y cupríferos, en la Cordillera Oriental se han depositado minerales de estaño en abundancia, además de los minerales de plata y cobre.

El límite entre estas dos regiones, mineralógicamente diferentes—la región argento-cuprífera del oeste, y la región estañífera del este—coincide, aproximadamente con el borde oriental de la depresión interandina. Solamente dos yacimientos, pertenecientes, por sus caracteres mineralógicos, a la región estañífera, se encuentran en la depresión interandina, a saber, el cerro La Joya, situado a 35 kms. al N.O. de Oruro, sobre la ribera derecha del río Desaguadero, donde se hallan en medio de pórfidos cuarcíferos vetas de cobre gris platoso y vetas de wolframita; y el macizo de Oruro, a 6 kms. del borde oriental de la depresión, en el cual el pórfido cuarcífero se halla atravesado por numerosas vetas que encierran minerales de plata, estaño y cobre.

La Cordillera Oriental de Bolivia está formada, principalmente, por terrenos sedimentarios paleozoicos, entre los cuales se hallan representados diferentes pisos del Cambriano, del Siluriano, del Devoniano y del Carbonífero. Los tres primeros consisten principalmente de esquistas y cuarcitas, y el último, de calizas. Además, en algunas partes adquieren un desarrollo considerable las gredas y arcillas rojas del Cretáceo. Este conjunto de terrenos sedimentarios ha sufrido un plegamiento durante el Terciario, siendo la dirección media de los pliegues N.-N.O. Después del plegamiento la región ha debido pasar por un período prolongado de erosión hasta quedar reducida al estado de peneplain, y a fines de la época terciaria este pene-

(1) Traducido del Bulletin de la Société Française de Minéralogie. Tomo XLIV. Junio a Diciembre de 1921, por el Ingeniero de Minas don Juan Luis Cortés.

plain ha sido solevantado hasta una altitud de 4,000 a 4,500 metros.

Después de la primera y principal fase del plegamiento, cuya época exacta no se ha podido establecer hasta ahora con seguridad debido al gran vacío que presenta la serie sedimentaria entre el Cretáceo inferior y el Mioceno superior, la Cordillera Oriental ha sido el foco de grandes erupciones volcánicas que han continuado hasta el fin del Plioceno. Además, en la parte septentrional de esta cadena, conocida con el nombre de Cordillera Real, han penetrado enormes intrusiones de granodiorita en los sedimentos paleozoicos. La edad terciaria de estas intrusiones no se ha fijado con exactitud; sin embargo, como los conglomerados rojos cretáceos, tan desarrollados a lo largo de la pendiente occidental de esta cadena granodiorítica entre La Paz y Achacache, se ven desprovistos de rodados de granodiorita y consisten de rodados de cuarcitas y esquistas devonianas intactas, siendo que estas mismas rocas se hallan más o menos alteradas por el metamorfismo de contacto, es muy probable que en el momento de la formación de estos conglomerados la granodiorita no existía aún. Esto es tanto más probable cuanto que un poco más al norte, en el Perú, se ha podido establecer con certeza la edad post-cretácea de rocas completamente análogas desde el punto de vista petrográfico, porque allí los terrenos cretáceos se hallan atravesados por la granodiorita y presentan metamorfismo de contacto.

La granodiorita de la Cordillera Real, forma una serie de macizos prominentes, separados unos de otros por pasos de varios kilómetros de ancho, donde no afloran sino terrenos sedimentarios. La hipótesis repetida con frecuencia de que todo el eje de la Cordillera Real se halla constituido por un

sólo núcleo batolítico enorme que se extendería desde el Illampu (extremo norte), hasta el Santa Vela Cruz, (extremo sur), es inadmisibile, pues, en el profundo corte de la cordillera que da paso al río de La Paz y a cuyos costados quedan los macizos granodioríticos de Illimani (más o menos 6,800 m.), y Araca (5,600 m.), distantes entre sí apenas unos 15 kms., no se observa ningún afloramiento de supuesto batolito; las paredes y el fondo del valle (1,500 m.), están formados exclusivamente por esquistas paleozoicas. Por consiguiente, es probable que la mayoría de esos macizos sean intrusiones independientes que no comunican entre sí sino a muy grandes profundidades.

Además de la granodiorita hay, también, en la Cordillera Real rocas porfíricas (andesitas en Illampu y en el Illimani, pórfidos cuarcíferos en Milluni, Chacaltaya y Santa Vela Cruz); pero no se presentan sino en cantidad limitada, bajo la forma de diques y de pequeños macizos.

En la parte central y meridional de la Cordillera Oriental las rocas eruptivas son casi exclusivamente porfíricas. Su composición varía entre la de riolitas y la de andesitas, y su estructura presenta todas las transiciones entre la estructura holocristalina y la estructura vítrea, y a menudo, dentro de un mismo macizo. El tipo medio y al mismo tiempo el más común es un pórfido cuarcífero holocristalina en el cual predominan los feldespatos calcosódicos sobre los feldespatos alcalinos; se le podría denominar microgranodiorita. Estas rocas se presentan sobre todo bajo la forma de masas intrusivas más o menos irregulares, que parecen ser las partes profundas de antiguos volcanes puestas en descubierto por la erosión, porque muy a menudo se ven acompañadas sea de lavas, sea

más frecuentemente de tobas y brechas volcánicas, (Chocaya, Huanuni, Negro Pabellón, Morococala, Pascuani, etc.). La mayoría de estos macizos volcánicos han surgido cuando la cordillera Oriental se hallaba reducida al estado de peneplain, pues, se encuentran encima de los vestigios del peneplain protegidos por las lavas y los productos de eyección que los recubren. Esto se puede observar claramente en la región minera comprendida entre Huanuni, Negro Pabellón, Morococala y Uncia, donde las formaciones sedimentarias plegadas, aparecen cortadas por una superficie de erosión apenas ondulada sobre la cual descansan capas horizontales de productos volcánicos; el conjunto se halla dominado por los macizos correspondientes a antiguos centros volcánicos.

La edad de estas rocas porfíricas se ha podido fijar con más exactitud que la de la granodiorita de la Cordillera Real. En el cerro de Potosí, el pórfido cuarcífero en medio del cual se encuentran las vetas argento-estañíferas, ha solevado y producido metamorfismo de contacto en las esquistas tufáceas del Mioceno superior; y como, por otra parte, este macizo ha sufrido los efectos de la erosión glacial del Pleistoceno, su edad no puede ser sino del Plioceno. En otras localidades los pórfidos no atraviesan sino capas devonianas y cretáceas; pero, por la semejanza de su composición y la de los minerales que lo acompañan se está autorizado para asignarles la misma edad, más o menos, que el pórfido del cerro de Potosí.

La relación de la mayoría de los yacimientos de estaño y plata con las rocas eruptivas—granodioritas y pórfidos—es bastante clara, pues, estos yacimientos se encuentran sea en la roca eruptiva misma, sea en su vecindad. Esto es cierto, sobre todo, en cuanto

se refiere a las vetas estañíferas, las cuales no se presentan sino excepcionalmente lejos de todo afloramiento de rocas eruptivas, (Cerro Leque, cerca de Colcha, Colquirí), y se hallan estrechamente limitados a macizos eruptivos o a su cercanía. Además, su área de repartición coincide, en general, con la de la granodiorita de la Cordillera Real y la de los pórfidos cuarcíferos en el resto de la Cordillera Oriental. Las vetas argentíferas y cupríferas sin estaño, van mucho más allá de los límites de estas regiones tanto hacia el E. como hacia el O., y su relación con las rocas eruptivas frecuentemente, no se puede evidenciar.

En la larga serie de yacimientos estañíferos que se extiende desde Sorata, en el norte, hasta Esmoraca por el sur, esto es, en una longitud de 400 kms., se pueden distinguir dos grupos bien diferentes desde el punto de vista geológico y mineralógico, a saber: 1.º los yacimientos de la Cordillera Real, relacionados con las granodioritas; y 2.º los yacimientos de la parte central y meridional de la Cordillera Oriental, que guardan relación con los pórfidos cuarcíferos.

Yacimientos de la Cordillera Real

Los yacimientos de la Cordillera Real, son todavía poco conocidos y su explotación, con excepción de unas pocas minas situadas no lejos de la ciudad de La Paz, como Milluni, Chacaltaya y Araca, data apenas desde los comienzos de este siglo. Pero la presencia del estaño se ha reconocido a lo largo de toda esta gran cadena granodiorítica entre los macizos de Illampu y Santa Vela Cruz. Las vetas de estaño se encuentran, sea en la roca eruptiva misma, (Yanacache, Palca, Quime), sea, como más frecuentemente

ocurre, en las esquistas y cuarcitas devonianas encajantes, (Sorata, Milluni, Chacaltaya, Araca, Chojñacota, Monte Blanco, etc.). No se observan diferencias mineralógicas de importancia entre los rellenos de estas dos clases de vetas, aunque, en general, el contenido de los filones que arman en roca eruptiva es más simple y menos sulfurado. La casiterita de la Cordillera Real está siempre acompañada de turmalina, frecuentemente de apatita y rara vez de fluorita. Este último mineral, tan común en las vetas estañíferas de otros países, es bastante raro en las de Bolivia.

Las vetas de la Cordillera Real, presentan una composición bastante variada, y al lado de aquéllas cuyo relleno consiste especialmente de casiterita, se encuentran, con frecuencia, vetas en las cuales predominan el bismuto, el wolfram, el molibdeno, y más rara vez, el cobre, el plomo y la plata.

Tomemos algunos ejemplos.

El macizo aún poco estudiado de Illampu, (de más o menos 7,000 m.), que forma la terminación septentrional de la Cordillera Real, está formado por una vasta intrusión de granodiorita en las esquistas y cuarcitas devonianas. Los terrenos sedimentarios se hallan, en general, poco alterados en el contacto con la roca eruptiva; a menudo no se observa sino una fuerte silicificación de las esquistas; a veces se encuentran esquistas manchadas, y rara vez, rocas de andalusita, de escapolita, etc. En los contornos de la masa eruptiva se encuentran diques de pegmatitas y de aplita. Las vetas se presentan sobre todo en medio de los sedimentos.

Sobre la vertiente septentrional del macizo, entre Millipaya y Sorata, se encuentran varias minas poco desarrolladas todavía.

En una esquistas cuarcificada, muy

cerca de su contacto con la granodiorita, se ha trabajado una veta de molibdenita. Este mineral está acompañado de biotita, muscovita, cuarzo, turmalina, apatita y mispickel cobaltífero. En algunos puntos el relleno de la veta consiste de pegmatita asociada a la molibdenita.

Algunos kilómetros más abajo, en la mina Hucumarini, se explotan vetas de bismuto que arman en una esquistas cuarzosa negra. El relleno está formado por una asociación de calcopirita y bismutina acompañadas de mispickel, wolfram, casiterita, fierro, olivisto, pirrotita y siderita.

En la misma región hay otros yacimientos análogos; pero, el mineral principal es la casiterita o el wolfram. Se encuentran allí también vetas de cobre gris platoso.

El relleno de la mayoría de estas vetas presenta indicaciones de reapertura y es probable que corresponda a dos fases de mineralización diferentes.

La región minera de Chacaltaya, situada sobre la vertiente occidental de la Cordillera Real, en las cabeceras del río de La Paz, presenta un ejemplo de vetas mineralógicamente muy variadas. Esta región está formada por esquistas que alternan con bancos de cuarcitas. La granodiorita no aflora sino a una distancia de 4 a 5 kms., pero se encuentran algunos filones gruesos de pórfido cuarcífero muy alterado, cuya relación con las vetas, aún no se ha dilucidado.

Todas las vetas se hallan en medio de terrenos sedimentarios. Su forma es a menudo muy diferente, según que la roca encajante sea esquistas o cuarcita. En el primer caso se trata, generalmente, de verdaderas fallas mineralizadas, mientras que en los gruesos bancos de cuarcita que alternan con las esquistas, el mineral se ha depositado en pequeñas fracturas, muy nu-

merosas y de dirección muy variable, formando verdaderos stockwerks. La veta Ferrier, una de las más importantes de la región y que se explotó por wolfram activamente, hace algunos años, pertenece al primer tipo: corta más o menos a ángulo recto las capas de esquistas. Su relleno presenta una estructura netamente zonar, paralela a las salbandas. Las zonas exteriores se componen principalmente de cuarzo blanco asociado al mispickel, mientras que la zona central, contiene además, las siguientes especies: wolframita, casiterita, pirita, pirrotita, calcopirita, bismutina, bismuto nativo, blenda, galena, plumosita. La ganga se compone de fluorita, turmalina, sericita, baritina, y de una mica que se acerca a la gilbertita y que se presenta en forma de gruesas concreciones, sobre todo, en las porciones de la veta comprendidas entre las zonas laterales de cuarzo y la faja central. La casiterita desaparece poco a poco hacia la profundidad y predomina el wolfram.

Otra veta que se explota sobre la frente de un ventisquero a 5,020 m. de altura, se compone casi exclusivamente de una asociación de casiterita, fluorita y cuarzo verdoso. El conjunto presenta una estructura granuda.

Se encuentra también en Chacaltaya un sinnúmero de vetas de cuarzo con wolframita y bismuto nativo.

En la región de Palca, situada a unos 25 kms. al este de La Paz, sobre la falda occidental de la montaña Mururata (6,000 m.), se encuentran numerosas vetas de wolfram con casiterita o de casiterita sola. La mayoría de estas vetas arman en granodiorita. El mineral va acompañado de cuarzo, apatita y muscovita, y la roca encajadora se halla transformada en greis-sen en la proximidad de las vetas. En los diques de pegmatita que atraviesan la granodiorita se encuentran a

menudo bolsones bien ricos de casiterita en grandes cristales, asociada con turmalina y apatita; pero, estos bolsones se hallan muy irregularmente distribuidos y nunca han dado margen a explotaciones serias.

Los yacimientos estañíferos que se trabajan al S. E. de La Paz, en la parte meridional de la Cordillera Real conocida con el nombre de Cordillera de Quimsa Cruz, se presentan, en mayoría, como los citados anteriormente, sobre la vertiente occidental de la cadena. Las rocas encajantes son allí esquistas y cuarcitas devonianas. El relleno de las vetas es, en general, muy uniforme y simple. La casiterita aparece acompañada de cuarzo y turmalina; la fluorita no se conoce allí, y la apatita es rara (Monte Blanco). El yacimiento de Araca es conocido por los hermosos cristales maclados de casiterita, que alcanzan a veces hasta 5 cms., y suelen ser completamente incoloros. El yacimiento de Monte Blanco, presenta caracteres morfológicos bien especiales. Se halla en un anticlinal de capas devonianas que consisten en una alternación de esquistas pizarrosas y bancos de cuarcita. La mineralización se encuentra localizada casi exclusivamente a lo largo de los bancos de cuarcita, y la casiterita se presenta principalmente, en los planos de estratificación de esta roca. De modo que el mineral consiste de láminas delgadas y alternadas de casiterita y cuarcita. La turmalina acompaña con frecuencia a la casiterita. La impregnación de la cuarcita por la casiterita ha sido a menudo precedida por un fracturamiento de la primera; se ha formado entonces una brecha en la cual los fragmentos de cuarcita se hallan cimentados por una mezcla de cristales de casiterita y agujas muy finas de turmalina. Al lado de las vetas de casiterita, hay, también, en

Monte Blanco, algunas vetas de galeña y blenda sin estaño.

Sobre la pendiente oriental de la Cordillera de Quimsa Cruz, en la provincia de Inquisivi, Canton Quime, se han abierto, recientemente, trabajos mineros importantes sobre vetas estañíferas que arman en granodiorita, (Mina Caracoles). En estas vetas la casiterita está acompañada de piritita, pirrotita y un poco de bismutina y de blenda. La ganga se compone de cuarzo y turmalina, y la roca encajante está transformada en un greisen, a menudo rico en turmalina. En la misma región hay numerosas vetas de wolfram (Ferberita).

De los pocos ejemplos citados se desprende que los yacimientos estañíferos de la Cordillera Real, presentan caracteres bastante variados y que, al lado de las vetas mixtas de estaño, wolfram y bismuto, hay otras en las cuales uno de estos metales predomina o aparece solo; a menudo hay transiciones entre los tipos extremos. Algunos de estos yacimientos se parecen a los yacimientos típicos de estaño, (Palca, Chacaltaya), pero la mayoría de ellos se distinguen por la ausencia o la rareza de la fluorita y de los minerales como el topacio, la apatita, la zinnwaldita, compañeros constantes de la casiterita.

Yacimientos situados al Sur de la Cordillera Real

Como se ha dicho anteriormente, los yacimientos de la Cordillera Real, no se conocen en su mayoría, sino desde hace pocos años, y las explotaciones son hasta ahora de importancia secundaria. La mayor parte del estaño que produce Bolivia proviene de Minas situadas entre el extremo meridional de la Cordillera Real y la frontera argen-

tina. En esta parte de la Cordillera Oriental no se conocen afloramientos de granito (1). Los numerosos macizos eruptivos que se hallan diseminados, sobre todo en la mitad oriental de esta cordillera, están formados por rocas de dos etapas de cristalización. La mayoría de las minas se encuentran en los macizos eruptivos o a su alrededor, en altitudes que varían entre 4,000 y 5,000 metros. La región en que se conoce el estaño tiene más o menos 300 kms. de largo en el sentido N. NO. a S. SE. y 70 a 100 kms., en sentido transversal. Se conoce allí una gran variedad de vetas de estaño, plata, bismuto, wolfram, antimonio, cobre, plomo y zinc. Estos yacimientos, a pesar de su diversidad, presentan un aire de familia que se manifiesta en los pasajes frecuentes entre los diferentes tipos de mineralización. Los yacimientos de estaño y de plata, son con mucho, los más importantes, dada su frecuencia y su valor económico. Entre éstos se pueden distinguir tres tipos mineralógicamente bien distintos y alrededor de los cuales se pueden agrupar casi todos los demás, y son: 1.º los yacimientos estañíferos; 2.º los yacimientos argento-estañíferos; y 3.º los yacimientos argentíferos.

Sin pretender dar aquí descripciones detalladas, trataremos de caracterizar brevemente, cada uno de estos tipos, mediante ejemplos escogidos de entre los yacimientos que hemos tenido ocasión de estudiar personalmente.

Yacimientos Estañíferos

Como tipo de un yacimiento estañífero, tomemos al de Uncia. Las dos

(1) Según las indicaciones que me ha dado el Ingeniero M. Jozef Jackoski, en el macizo de Andacaba, situado a 25 kms. al S. E. de Potosí, además de las rocas porfíricas, existe también, una roca granuda que se acerca al granito.

grandes minas, La Salvadora y Llagua, situadas en los alrededores de ese pueblo, representan solas más de la mitad de la producción de estaño de Bolivia. Las vetas se encuentran en un macizo de pórfido cuarífero que penetra en el eje de un anticlinal de esquistas y cuarcitas devonianas. El macizo es alargado según la dirección del anticlinal, de N. NO. a S. SE. En la zona periférica del macizo, la roca se presenta sobre todo bajo la forma de brechas ígneas. Casi todas las vetas se encuentran en medio de la roca eruptiva, rara vez se las ve entrar en la roca sedimentaria. Hay más o menos una quincena de vetas principales y muchas de menor importancia. La dirección dominante de las vetas es NE., es decir, normal al eje del anticlinal; su inclinación es fuerte, (65 a 75 grados) y de sentido variable. Según la dirección no tienen 100 a 200 metros de largo, mientras en sentido de la inclinación algunas alcanzan una profundidad de más de 500 metros. El espesor medio es de 30 cms., y rara vez pasa de un metro. La forma de cúpula es frecuente, y las porciones largas, lenticulares, son, en general, las más ricas en estaño. Las cajas son estriadas y pulidas. El relleno consiste a veces en una brecha compuesta de trozos angulosos de la roca encajadora cimentados por mineral; pero con más frecuencia se presenta este último sólo, acompañado solamente de un poco de ganga. El mineral consiste principalmente de casiterita de color oscuro, en cristales siempre maclados que alcanzan, rara vez, más de un centímetro. En la mayoría de las vetas la casiterita se presenta acompañada de bismutina y un poco de wolframita. La pirita es poco abundante. Excepcionalmente se encuentran pequeñas cantidades de franckeita, jamesonita y estanina, (en hermosos cristales que

tienen a veces más de 2 cms.). La ganga, poco abundante, consiste especialmente de cuarzo; a veces se encuentra un poco de wavelita en esferas pequeñas, radiadas y azulejas. La estructura del relleno es compacta, rara vez se ve zonada. La roca encajadora ha sufrido una alteración intensa en toda la región de las vetas, hasta una distancia de varias decenas de metros de ellas. Los feldespatos y la mica han desaparecido y en su lugar se han depositado cuarzo, turmalina y sericita. A menudo se encuentra roca encajadora compuesta solamente de cuarzo y turmalina.

Las características principales de este yacimiento, son: relación estrecha con el pórfido cuarífero, presencia del estaño casi exclusivamente bajo la forma de óxido, rol insignificante del mineral de plata y de los sulfuros en general, en el relleno; y, por fin, la silicificación, la turmalinización y, al mismo tiempo, la sericitización de la roca encajadora.

Con el tipo de Uncía deben relacionarse los yacimientos de Chorolque, Avicaya, Huanuni, Morococala, Negro Pabellón, Colcha (Tucsuhuma, Jatuncaca, Berenguela), una parte de los yacimientos de Colquiri, y muchos otros de menor importancia.

En Chorolque, como en Uncía, las vetas se encuentran, principalmente, en pórfido cuarífero que forma una montaña piramidal (5,600 m.), que se eleva 1,600 m. sobre la altiplanicie. La roca eruptiva ha atravesado las esquistas paleozoicas recubriéndolas alrededor del núcleo central. Las vetas presentan muy a menudo cajas estriadas y pulidas, y la brecha de fricción constituye una parte importante del relleno. Pero aquí la mineralización es más variada que en Uncía: además de las vetas que contienen principalmente casiterita asociada con pirita y una

pequeña cantidad de bismutina, se encuentran otras compuestas especialmente de cuarzo con wolframita, o de cobre gris argentífero; y en el contrario del Espíritu, en el lado occidental de la montaña, no se encuentran sino vetas bismutíferas sin casiterita, compuestas de bismutina, blenda negra, calcopirita con un poco de cuarzo y siderita. Mientras la roca encajadora de las vetas estañíferas se halla transformada, como en Uncía, en una asociación de cuarzo y turmalina, la de las vetas argentíferas y bismutíferas se presenta sericitizada.

En Avicaya el pórfido cuarcífero que atraviesa las esquistas gredosas y cuarcitas devonianas del cerro Chualla, se encuentra relativamente poco mineralizado; la mayoría de las vetas arman en roca sedimentaria. Estas vetas contienen principalmente casiterita, pirita, pirrotita, mispickel, blenda y cuarzo; a veces se encuentra un poco de wolfram, y en una pequeña veta de hierro oxidado se encuentran hermosos cristales de vivianita. La pirrotita es muy abundante, sobre todo, en profundidad. La roca encajadora, sea eruptiva o sedimentaria, se halla cuarcificada y turmalinizada en la zona de las vetas; sin embargo, en los yacimientos situados más lejos del núcleo eruptivo, (Minas Chunchó y Carmencita), se presenta más bien sericitizada.

En Huanuni todas las vetas se encuentran en las esquistas y cuarcitas devonianas; pero, inmediatamente al lado de la región mineralizada hay una intrusión de pórfido cuarcífero de brechas y tobas volcánicas.

En la parte superior del cerro Posoconi, las vetas se hallan rellenas con una brecha de fricción imperfectamente cimentada por casiterita y limonita; hacia la profundidad aparece pirita asociada con pirrotita; pero la

proporción de casiterita disminuye muy rápidamente. Excepcionalmente se encuentra un poco de fluorita asociada a la casiterita.

Los yacimientos estañíferos de Morococala y Negro Pabellón, situados en la misma región, se presentan en condiciones análogas a los de Huanuni.

En las minas de Colcha y en las de Colquiri no hay ningún afloramiento de roca eruptiva. En estos dos distritos mineros, además de las vetas de estaño, muy parecidas a las de Huanuni, se encuentran también vetas argentíferas sin casiterita. Además en Colquiri hay una veta de más de cinco kilómetros de largo cuya composición es bastante excepcional. La casiterita se halla allí asociada con galena argentífera, blenda, mispickel, pirita, y, al mismo tiempo, con fluorita. Parece que la casiterita y la galena argentífera pertenecen a dos fases de mineralización diferentes.

En resumen, los yacimientos que pueden clasificarse como estañíferos se encuentran, sea en medio de pórfidos cuarcíferos (Uncía, Chorolque, en parte Avicaya), sea en su proximidad (Huanuni, Negro Pabellón, Morococala), sea, en fin, lejos de todo afloramiento eruptivo, (Colcha, Colquiri). En este último caso es muy probable que la roca eruptiva se encuentre en profundidad, y no haya sido puesta en descubierto por la erosión. En todos estos yacimientos se presenta el estaño casi exclusivamente en forma de casiterita, la que afecta muy a menudo la forma de agregados compactos. La ley en estaño disminuye, en general, con bastante rapidez hacia la profundidad. Se observa frecuentemente una tendencia de los minerales de estaño y los de plata a separarse en vetas independientes. El wolfram y el bismuto a veces se han depositado jun-

tos con la casiterita; pero, más frecuentemente pertenecen a vetas separadas. La turmalina es muy frecuente, por lo menos en la roca encajadora; la fluorita es escasa.

Yacimientos argento - estañíferos

Pasemos a examinar ahora, los yacimientos del tipo argento-estañífero que presentan el interés de ser particulares a Bolivia. Tomemos como ejemplo las minas bien conocidas de Oruro.

El grupo de cerros al pie de los cuales se halla situada la ciudad de Oruro, se levanta de la llanura aluvial de la depresión interandina más o menos a seis kilómetros de la vertiente este de la Cordillera Oriental.

Hacia el SO. un pequeño cordón de cerros formados por esquistas y cuarcitas devonianas. Este cordón se extiende de N. NO. a S. SE. Los cerros de Oruro se componen de rocas eruptivas y esquistas, estas últimas afloran en la base de los cerros y forman islas más o menos separadas en medio de la roca eruptiva. Ésta es un pórfido cuarcífero holocristalino en el cual abundan mucho más los feldespatos calco-sódicos que la ortoclasa. Los fenómenos de metamorfismo de contacto que ha producido la aparición de esta roca en medio de las esquistas se reducen a una fuerte cuarcificación de éstas, alteración que desaparece a pocos metros de la línea de contacto.

En la superficie de las colinas devonianas que rodean el macizo central por el poniente y por el norte, se encuentran pequeños jirones de una lava de composición análoga a la de este último; pero más pobre en cuarzo, muy vítrea y cargada de magnetita. Esta lava es probablemente del mismo origen que la roca de la parte central del macizo, pues no se encuentra nin-

gún cerro volcánico a menos de veinte kilómetros de Oruro. En consecuencia, hay que considerar el macizo de Oruro como la parte central separada por la erosión del antiguo volcán o grupo de volcanes.

Las vetas se encuentran exclusivamente en la roca eruptiva, principalmente en su parte central, y más o menos hacia la periferia empobrecen y se hacen más escasas. En las colinas devonianas inmediatamente vecinas no se encuentra ningún indicio de mineralización análoga a la de Oruro. Las fisuras en que se han formado las vetas son de origen dinámico. Las cajas son lisas y pasan a menudo de la roca eruptiva a las esquistas. El espesor varía entre 0.20 m. y 2 m., siendo el espesor medio 0.50 m.

El principal mineral del relleno es la pirita y se ha depositado antes que los demás minerales. Posteriormente hubo reapertura de las vetas y se depositaron entonces los minerales de plata, de estaño y de cobre juntos, durante una misma fase de mineralización, tanto en las fisuras abiertas como en la masa de la pirita y en las cavidades drusiformes. Resultó de este modo una asociación íntima, a menudo microscópica, de los minerales argentíferos, entre los cuales se pueden citar: la jamesonita, la andorita, la tetraedrita, la casiterita, la estanina, el mispickel. La myargirita (de origen primario), la franckeita argentífera, la galena y la wurzita, son especies más raras. La ganga, poco abundante, consiste de cuarzo, alunita, kaolinita y sericita; más rara vez se encuentran la wavelita, la apatita, la turmalina y la baritina. La alunita se halla frecuentemente asociada con los minerales y se la encuentra hasta en los niveles más bajos de la mina (cerca de 400 m. debajo del nivel hidrostático). La turmalina se presenta solamente en

crisales microscópicas asociada con sericita, casiterita y cuarzo.

Las vetas son mucho más ricas, tanto en plata como en estaño, en las partes superiores que en hondura. Sobre todo la ley en estaño disminuye sensiblemente hacia la profundidad. Las vetas que cerca de los afloramientos y hasta una profundidad de una centena de metros, daban en promedio de 5 a 10% de estaño, a 300 ó 400 metros no dan, en general, más de 1 ó 2%, y con frecuencia la ley es menor todavía. La disminución de la ley en plata es más lenta. En profundidad el relleno en pirita cada vez más compacta, en la cual no hay a menudo sino ojos de minerales de plata y estaño.

La roca eruptiva encajadora ha sufrido una transformación muy intensa, no solamente en la proximidad de las vetas, sino en toda la región circunvecina, y se caracteriza esa transformación principalmente por el reemplazo de los feldespatos y la biotita por partículas microscópicas de sericita, por la aparición de cuarzo secundario y la impregnación muy intensa de la roca por la pirita.

Aunque la mayoría de las vetas se han formado por relleno de hendiduras, los fenómenos metasomáticos han desempeñado en ciertos casos un papel muy importante. Se observa a veces que la roca eruptiva que ha quedado entre las cajas de la veta se ha transformado, en gran parte, en un agregado de crisales microscópicas de casiterita, en medio de los cuales se distinguen los fenocristales de cuarzo aún intactos y los fenocristales de feldespato transformados en una mezcla microscópica de sericita y turmalina.

Los caracteres principales del yacimiento de Oruro son los siguientes: relación íntima con el pórfido cuarífero, formación simultánea de los mi-

nerales de estaño y de plata, la abundancia de sulfuros, la frecuencia del sulfuro de estaño, y, por fin, la sericitización y la piritización de la roca encajadora.

En el tipo argento-estañífero pueden clasificarse los yacimientos de Potosí, Chocaya y Colquechaca.

Las célebres minas de Potosí, de donde se ha extraído más plata que de ninguna otra mina en el mundo, se encuentran en el Cerro Rico o a su alrededor, en su mayoría. Este cerro (4,870 m.), se compone de pórfido cuarífero completamente análogo al de Oruro. La roca eruptiva ha atravesado las esquistas paleozoicas y las esquistas tufáceas terciarias. El metamorfismo de contacto se manifiesta solamente en la silicificación de los sedimentos en la vecindad de la línea de contacto.

Las vetas se encuentran principalmente en la roca eruptiva y a menudo pasan de ésta a los terrenos paleozoicos y terciarios. Son muy numerosas en la parte superior del cerro; pero su número disminuye muy rápidamente hacia la profundidad. Las cajas no son tan netas como en las vetas de Oruro y su espesor es, en general, menor. Forman el relleno además de la mayoría de los minerales de las vetas de Oruro, la blenda, la calcopirita, la pyrargyrita y la plata nativa. En las zonas oxidadas esta última se encontraba en mucha abundancia acompañada de cloruro de plata. Los sulfoantimoniuros de plomo y plata son mucho menos abundantes que en las minas de Oruro; es la tetraedrita, sobre todo, en profundidad, el principal mineral de plata. La ganga principal es el cuarzo. La estructura es, por lo general, netamente zonar: las fajas de casiterita compacta alternan con las de estanina, tetraedrita y pirita. Las vetas empobrecen en profundidad, tanto

en plata como en estaño, al mismo tiempo que aumenta la proporción de la pirita. La roca encajadora se halla fuertemente sericitizada en la parte superior del cerro, y sericitizada e impregnada de pirita en hondura.

En Chocaya (km. 84 del ferrocarril Uyuni a Tupiza), las vetas de estaño y plata se encuentran en la parte central, desnuda, de un macizo netamente volcánico, rodeado por todos lados de lavas, tobas y brechas. La base se compone de esquistas silurianas. Las vetas se encuentran limitadas a la parte central y se han formado en fracturas de origen dinámico, rellenas, en gran parte, por las brechas de fricción. La mineralización es análoga a la de los yacimientos de Oruro y Potosí, y se caracteriza por la asociación íntima de los minerales de estaño y plata. La estanina es más abundante aquí que en los otros yacimientos de Bolivia. Además se encuentran cantidades bastante grandes de franckeita argentífera compacta, mezclada a menudo con blenda. La tetraedrita es el principal mineral de plata. A veces se encuentra un poco de apatita. La estructura zonar y concrecionada es muy frecuente. La roca encajadora está impregnada de pirita y sericitizada.

Las minas de Tatasi y Portugalete, situadas a 27 kms. al S. SE. de Chocaya, presentan condiciones geológicas análogas a las de esta última región; pero los minerales de plata son allí más abundantes que los de estaño, y además la galena forma parte importante del relleno. En los yacimientos de San Vicente, situados aún más al sur, los minerales de plata van acompañados de muy poca casiterita.

Los yacimientos de Colquechaca, (Departamento de Potosí), que se explotaron hasta fines del siglo pasado por plata solamente, se explotan hoy día también por estaño. Estos yaci-

mientos se encuentran en medio del pórfido cuarífero que atraviesa las esquistas paleozoicas. Casi todas las vetas arman en la roca eruptiva. Los minerales de plata y estaño muestran una tendencia a concentrarse separadamente, sea en partes, diferentes de una misma veta, sea en vetas independientes. En el primer caso el estaño se encuentra sobre todo en las partes superiores de las vetas, y la plata en las zonas profundas. Sin embargo, hay casos en que las dos clases de minerales se presentan íntimamente asociadas, especialmente la casiterita y la blenda. La abundancia de la blenda y de los minerales nobles de plata como la pyrargyrita y la plata nativa es característica de Colquechaca. Además, la galena es aquí mucho más abundante que en Oruro, Potosí y Chocaya, mientras que los sulfoantimoniuros de plomo y plata, son escasos. En este yacimiento es muy notable la presencia de elaterita asociada con los minerales. La roca encajadora se halla sericitizada y piritizada; pero, en la proximidad de las vetas en que predomina la casiterita, la roca se presenta fuertemente silicificada y turmalinizada.

A este tipo argento-estañífero pertenecen también algunos yacimientos caracterizados por la abundancia de cilindrita y franckeita, minerales que no se encuentran sino en Bolivia. Estas son las minas Porvenir y María Francisca situadas cerca de Huanuni, en la misma región en que se encuentran los yacimientos estañíferos descritos anteriormente, y la mina Trinacria, que se halla situada a algunos kilómetros al S. SE. de Poopó. Las dos primeras se descubrieron hace algunos años, mientras que la mina Trinacria, que se explotó hace unos veinte años, se halla hoy abandonada; de esta mina provienen todas las muestras de

cilindrita, que figuran en los museos mineralógicos. Estos tres yacimientos se encuentran en medio de esquistos devonianos y presentan caracteres mineralógicos análogos. El mineral principal es la blenda, (con frecuencia muy cadmífera), con la cual alternan zonas paralelas a las cajas de cilindrita, franckeita, estibina compacta y jamesonita; todos estos minerales son más o menos argentíferos. Además se encuentra un poco de casiterita en cristales amarillos, prismáticos muy finos, y pyrargyrita. La pirita, el mispickel, la marcasita y la siderita acompañan a los minerales de plata. Las concreciones cónicas de cilindrita se hallan, por lo general, orientadas normalmente con respecto a las cajas, mientras que la franckeita se presenta en forma de pequeñas láminas, agrupadas comúnmente en agregados radiales. La proporción de casiterita es de poca consideración y se explotan solamente los minerales de plata. Casi todos los minerales que se encuentran en estos yacimientos se presentan en las vetas argento-estañíferas típicas; pero las proporciones son bien diferentes en ambos casos; mientras en estos últimos la franckeita y la cilindrita se encuentran solamente en pequeña cantidad, en los primeros constituyen una parte muy importante del relleno y el principal mineral de explotación.

Dejando a un lado esta última clase de vetas, cuyos caracteres son más bien excepcionales, los yacimientos argento-estañíferos forman un grupo bastante homogéneo; se hallan estrechamente relacionados con los porfíricos cuarcíferos y presentan una asociación de minerales de estaño, (sulfuros y óxido); además, la roca encajadora se halla sericitizada. En la mayoría de ellos existen al lado de las vetas mixtas de plata y estaño, algunas vetas exclusivamente argentíferas. En

Oruro hay vetas de importancia secundaria, compuestas de galena y tetraedrita platosa; en Potosí, en la colina Huaina, que forma un pequeño contrafuerte del cerro principal, se encuentran vetas de blenda con galena y sulfato de plomo y plata, sin casiterita. En Chocaya, hay todo un grupo de antiguas minas, (Gran Chocaya), célebres por su riqueza en plata en la época de la dominación española, y en las cuales, no hay estaño o es poco abundante. En fin, en Colquechaca, Tatasi, Portugaleta y San Vicente, hay varias vetas que no contienen sino cantidades insignificantes de estaño y se explotan solamente por plata. Así, al lado de las vetas argento-estañíferas existen otras que forman una transición hacia el tercer grupo de yacimientos, el de los yacimientos argentíferos.

Yacimientos argentíferos

La bien conocida Mina Pulacayo, (Huanchaca), presenta el mejor ejemplo de un yacimiento argentífero. Se encuentra sobre el borde oriental de la depresión interandina, en un grupo de cerros que forman la terminación meridional de la cadena volcánica de la Cordillera de los Frailes. Los conglomerados y arcillas rojas cretáceas, así como las esquistas paleozoicas se hallan atravesadas por una roca porfírica con poco cuarzo, con feldespatos cal-sódicos solamente, y que contiene un poco de hornblenda al lado de la biotita. Por consiguiente, se trata de una roca menos ácida y menos alcalina que aquella en que se presentan los yacimientos argento-estañíferos.

El yacimiento se encuentra en medio de la roca eruptiva y también en las gradas cretáceas transformadas en cuarcitas. Consiste en un solo filón

formado por dos ramas reunidas, reconocido más o menos en una extensión de 900 metros, en sentido vertical y en más de dos mil metros sobre la corrida; es uno de los filones metalíferos más grandes de Bolivia. Su relleno consiste principalmente de blenda en medio de la cual se presenta tetraedrita muy platosa, galena, bournonita, calcopirita, marcasita, pirita y un poco de sulfoantimoniuros de plomo y plata. En las partes superiores donde abunda la galena la ganga es baritina; pero, en las zonas profundas donde predominan la blenda y la tetraedrita, la ganga está formada especialmente de cuarzo. La wavelita es muy frecuente, pero siempre en pequeña cantidad. La roca encajadora se ve llena de pequeños cristales de pirita, sea eruptiva o sedimentaria, hasta varias decenas de metros de distancia de las vetas. En la roca eruptiva el feldespato y la biotita han sido reemplazados por la sericita.

Yacimientos análogos al de Pulacayo se encuentran en la región volcánica de Sud Lípez; pero, hoy día, se trabajan poco. También se conocen yacimientos de este tipo en la parte septentrional de la Cordillera Oriental (Sicásica) y en la depresión interandina, (Patacamaya, Turco, Carangas); pero ninguno de ellos tiene la importancia del Pulacayo. En la mayoría de ellos la tetraedrita constituye el principal mineral de plata y se halla acompañada de galena, blenda, pirita, cuarzo y baritina. Casi siempre están relacionados con rocas porfíricas sin cuarzo.

Relaciones Genéticas

Los diferentes yacimientos de estaño y plata que acabamos de revistar rápidamente, constituyen una serie

continua desde el tipo estañífero de la Cordillera Real, hasta el tipo exclusivamente argentífero de Pulacayo.

Los yacimientos de la Cordillera Real se asemejan al tipo clásico de vetas de estaño y han debido formarse bajo condiciones análogas. Sin embargo, su pobreza en fluorita y la ausencia o rareza del topacio y la mica de litio, indican que las fumarolas han desempeñado un papel más limitado en su formación. Este hecho puede atribuirse a la diferente composición y temperatura del magma del cual han salido los elementos metálicos que se han depositado en las vetas. En los casos típicos, como en Sajonia, Bohemia, o en Cornwall, la roca eruptiva es una granulita muy ácida y rica en álcalis, y su aparición ha dado origen a intensos fenómenos de metamorfismo de contacto. En la Cordillera Real la roca eruptiva es pobre en álcalis y el metamorfismo de contacto que ha producido, es a menudo débil, lo que indica un rol más restringido de los agentes mineralizadores y una temperatura menos elevada.

En los yacimientos estañíferos relacionados con los pórfidos cuarcíferos, junto con los fenómenos de neumatolisis, denunciados por la frecuencia de la turmalina, las soluciones acuosas han debido desempeñar un papel muy importante. La casiterita se presenta en ellos a menudo bajo la forma de agregados compactos, a veces de estructura concrecionada. A la turmalinización de la roca se agrega frecuentemente la sericitización; este último fenómeno se puede atribuir a la acción de las aguas termales alcalinas. La sericitización en ciertos yacimientos, (Avicaya, Chorolque), se halla más particularmente ligada a las vetas que se encuentran alejadas del centro eruptivo, mientras que la turmalinización acompaña a las vetas que se hallan más

próximas de dicho centro. En este caso, a una disminución de la temperatura ha debido corresponder un cambio en la composición química de las soluciones.

En los yacimientos argento-estañíferos la acción de las aguas termominerales ha debido ser mucho más importante que la de los gases. La casiterita se presenta aquí siempre bajo la forma de masas compactas o de cristales muy finos y muestra a menudo estructura concrecionada; además, el estaño se presenta también en forma de sulfuros complejos de plomo, cobre, antimonio y plata. La turmalina es poco abundante. La roca encajadora se halla sobre todo sericitizada. En estos yacimientos el estaño ha debido

precipitarse de soluciones acuosas cargadas de álcalis, y la temperatura de su formación ha sido probablemente menos elevada que en el caso de los yacimientos estañíferos.

Por fin, los yacimientos argentíferos, compuestos de sulfuros metálicos de estructura concrecionada, acompañados frecuentemente de baritina, desprovistos de turmalina y caracterizados por la sericitización o la caolinización de la roca encajadora, deben probablemente, su origen, sobre todo, a la acción de las aguas termales; éstas, según los casos, eran alcalinas o ácidas, y su aparición ha estado ligada a la erupción de rocas generalmente menos ácidas que las de los yacimientos de estaño.



LOS FERROCARRILES EN CHILE Y LOS AUTOMOTORES A GASOGENO (1)

POR

EMILIO GOBBI

(Continuación)

Ejemplo de economía secundaria

Una gran fábrica de quincallería y cerrajería europea tenía constantemente todo el piso de la fábrica recubierto de menudencias de fierro, enojoso y molesto, que salía caro de sacar cada semana; y que, para sacarlo, constituía un estorbo al trabajo tanto más cuanto que este trabajo era pagado a tanto la pieza.

Un director de la fábrica hizo poner en ciertos lugares algunos cajones, y proclamó que de todos los restos de fierro que se encontraran en los cajones, cada equipo recibiría el 10% *ad valorem*.

El resultado fué sorprendente en cuanto al orden, a la limpieza y a la economía. En estos cajones se encontraron hasta herraduras de caballo, recogidas por los obreros en el camino comunal...

Hemos dicho industria europea; en

(1) Véase Boletín Minero, Agosto 1926.

América sería necesario otra cosa, y en Chile otra aún, y ésta no podría ser inventada y aplicada con seguridad y provecho sino por chilenos.

Métodos modernos para obtener un mejor rendimiento general

Una empresa de Ferrocarriles es un coloso que no se modifica o se transforma con decretos ni con reorganizaciones radicales; ni tampoco todos los inconvenientes que acabamos de recordar pueden ser subsanados influyendo directamente sobre sus causas; las unas, por ser de esencia natural e inamovibles, otras por ser de orden económico social y fuera del alcance de la administración de la Empresa, y otra por no ser subsanables sino en un largo período de tiempo; pero no faltan los medios que permitirían mejorar una situación en caso que ésta fuera difícil o tendida.

Por lo general, en estos casos, el más rápido, productivo y conveniente, consiste en poder recurrir a la introducción de medios ajenos a las causas y aptos para ayudar o para reducir, en los límites de lo posible, los efectos de las causas nocivas.

Aparte de ciertas medidas económicas del tipo sugerido, y otras numerosas que pueden consistir en la adopción de todos los medios que convergen al objeto principal, como serían reducir los gastos de la materia prima de explotación, adopción de los modos que conducen paulatinamente a la standarización del material, etc., sería necesario recurrir también a los medios mecánicos adecuados y que tienen por fin reducir la utilización del material a función costosa, subs-

tituyéndolo progresivamente por medios de transportes accesorios que permiten reducir el personal obteniendo con esto un mayor tráfico; recurrir a los medios que conducen a la reducción en la intervención del obreiro y de su INICIATIVA; y todos los medios que permiten alcanzar un mejor rendimiento general e intensificar los transportes, sin que sea necesario el desembolso de fuertes capitales; en fin, todos los medios que pueden intensificar los transportes y reducir su precio.

El más importante de los medios adoptables con este fin es, indudablemente, el sistema de transportes por AUTOMOTORES.

La necesidad de este medio de transportes se hizo sentir poco después de la generalización de los Ferrocarriles, y sus ventajas prácticas y económicas y son considerables.

Debido a las importantes ventajas que ofrecen los automotores como medio económico de intensificación de los transportes, y por ser éstos utilizados después de muchos años, principalmente en Europa y Norte América, este sistema debe haber sido, sin duda, estudiado por la Empresa de los Ferrocarriles chilenos; y este estudio debe haber puesto en evidencia no sólo las ventajas generales de este modo de locomoción, más aún, las ventajas particulares que resultarían para Chile con la adopción de los automotores.

Si, a pesar de haber sido reconocidas estas ventajas, los automotores no fueron adoptados en Chile, ha sido, sin duda, a causa que los automotores construídos hasta ahora estaban concebidos en combinación con ciertos elementos mecánicos y eléctricos, los cuales, a pesar de las ventajas que ofrecían como medios de transportes, presentaban ciertos inconvenientes técnicos relacionados con el mantenimiento de este material rodante, los cuales constituían un obstáculo a su adopción en Chile.

Pero ahora, la industria de construcción mecánica pudo obtener automotores de un nuevo sistema, el cual, no sólo elimina los inconvenientes de los automotores eléctricos, sino ofrece otras ventajas importantes con relación a las particularidades naturales y sociales de Chile y que han sido anteriormente descritas.

Además, este medio de locomoción se impone ahora más que nunca debido también al encarecimiento de la mano de obra y de las materias primas de explotación, especialmente de los carbones y de los lubricantes, y también, sobre todo, a causa del método que éste lleva e impone, y de los motivos que crea con su adopción, los cuales permitirían a la Empresa subsanar ciertas dificultades de orden económico-social. (Hay casos en los cuales las repeticiones se hacen necesarias).

El objeto esencial de esta memoria consiste precisamente en la descripción de este nuevo sistema de automotores y de las ventajas generales y particulares que resultarían para Chile con su adopción.

2.—BOL. MIN.—STBRE.

GENERALIDADES SOBRE AUTOMOTORES Y SUS VENTAJAS

Ventajas económico-sociales

En principio y, como es sabido, el automotor consiste en un vagón que se desplaza por sus propios medios.

El automotor constituye el medio más económico y el que más se presta para la intensificación de los transportes sobre rieles y que conviene, tanto para el tránsito de los pasajeros como para el transporte de mercaderías, y esto, ya sea en los países de población densa o de población escasa.

Fomenta la riqueza nacional por influir en el desarrollo de la agricultura y de la minería, fomenta la inmigración, da valor a los terrenos, distribuye la riqueza nacional, induce al abaratamiento del costo de la vida en las ciudades, especialmente por prestarse a la recolección de las materias alimenticias producidas en los pequeños fundos ubicados alrededor de las ciudades; facilita y fomenta la instrucción y generaliza la higiene pública, e induce en arraigar al hombre y fijarlo en un punto determinado.

Disminuye los accidentes o sus efectos debido a su gran movilidad y a su masa incomparablemente reducida comparativamente a los trenes arrastrados por locomotoras.

Reune los pueblos apartados de una línea o estación principal.

Permite reducir el precio de los transportes.

Sus ventajas prácticas

El automotor puede ser dispuesto y construído según las necesidades de

la región que debe servir, llevando, por ejemplo, dos clases para pasajeros, un compartimento para equipajes, un compartimento frigorífico, lavatorio, buzón de correo desmontable, etc. Puede disponer, según los casos, de 30 a 80 asientos; puede tomar en remolque uno o más coches.

Los compartimentos pueden ser calentados en invierno, o bien constantemente en las regiones frías, y esto sin gastos, por el hecho de poder utilizar con este fin el agua caliente que sirve al enfriamiento del motor.

El automotor puede hacer recorridos de 300 kilómetros sin aprovisionarse, permitiendo, según las regiones, velocidades comerciales de 30 a 70 kilómetros por hora. (La velocidad comercial depende también del estado de la línea).

Puede tomar en remolque un carro dormitorio, restaurant o frigorífico, etc., a última hora, en casos imprevistos.

Constituye un modo de transporte rápido y de preparación inmediata, como sería el caso del automóvil. Estas ventajas son importantísimas para el servicio normal, y se hacen aún más importantes en caso de accidente, con fines de socorro y de reparaciones en la línea.

Ofrece el mayor rendimiento comparativamente al peso muerto y al peso útil llevado.

Para su garage y mantenimiento necesita de locales, talleres y útiles muy reducidos comparativamente a las locomotoras y a su material.

Permite un recorrido anual de más de 70,000 kilómetros, lo que corresponde a más del doble del recorrido que puede efectuar la locomotora en el mismo tiempo.

Sirve económicamente de ligazón entre los trenes de largo recorrido.

Disminuye el deterioro de la línea.

Anula los inconvenientes debidos al polvo, especialmente con relación al desgaste del mecanismo.

Disminuye los gastos del personal ocasionados para los desplazamientos, pernoctaciones, etc.

Permite aumentar el servicio en un mismo día sobre una misma línea.

El automotor puede ser accionado por sus dos extremidades, de modo que no necesita las plataformas de inversión.

Permite la posibilidad de utilizar el motor como fuerza motriz para accionar un tele, grúa, pescante o bomba.

Permite que la conducción y el control sean efectuados por un solo agente; permite la puesta en marcha inmediata; no ocasiona ningún consumo en los paros; permite el servicio sobre un gran radio de acción (300 y más kilómetros); puede ser dedicado al solo servicio rápido de materias alimenticias alterables, como sería el pescado, la carne, etc.; excluye los puestos de aprovisionamiento de agua y carbón, o bien, los reduce considerablemente; funciona con un peso muy reducido del combustible consumido por tonelada kilómetro; suprime la lubrica-

ción por parte del conductor y, por consiguiente, la supresión de los olvidos y de la falta de lubricación en los momentos oportunos; posibilidad de hacer un trabajo diario continuo; supresión de los humos y de las proyecciones del carboncillo; ningún consumo de agua, reducción en el tiempo empleado en el aprovisionamiento del combustible.

Facilita la administración y la dirección en los transportes.

Permite poner al corriente al personal rápidamente, y esto, sin comparación con el tiempo necesitado para formar un maquinista y un fogonero, puesto que los automotores se conducen como los tranvías.

Ofrece también una muy importante economía en el precio de compra del material rodante; permite una más rápida amortización; reduce considerablemente los gastos de primer establecimiento.

Disminuye el deterioro del material general gracias al peso reducido de los automotores.

Como lo veremos más adelante, el precio del transporte de la tonelada kilómetro es incomparablemente más bajo que el precio de los transportes obtenidos con locomotoras.

Permite, y con ventajas económicas importantes, reducir y confinar más y más la locomotora al servicio pesado de carga.

LAS VENTAJAS QUE ACABAMOS DE RECORDAR Y RESUMIR PUEDEN SER CONSIDERADAS COMO VENTAJAS SECUNDARIAS COMPARADAS CON LAS VENTAJAS QUE RESULTAN EN EL MANTENIMIENTO DEL MATERIAL, ventajas aún más importantes para Chile, como vamos a describir.

Los automotores a transmisión eléctrica y sus inconvenientes

Con el fin de hacer resaltar las ventajas que ofrecen los nuevos automotores, vamos a examinar rápidamente en qué consistían los automotores a transmisión eléctrica, y examinar las razones que hacían impropia su utilización en Chile.

Los automotores a transmisión eléctrica, y con relación al servicio al cual estaban destinados, ofrecían sobre la locomotora a vapor las ventajas principales anteriormente descritas.

La superioridad de este tipo de automotor tenía su causa en el empleo del motor a gas, el cual, comparativamente a la locomotora a vapor, presenta numerosas ventajas, las cuales serán más detalladamente descritas a continuación y que podrán ser deducidas por comparación, pero, las más importantes son las dos siguientes:

PRIMERO: un rendimiento másico por caballo de fuerza reducido, con el motor de gas, a 65 veces. (Locomotora con 200 kilogramos por HP, y el motor de gas 3 kilogramos por HP.). El rendimiento másico es relativo a la cantidad de materia, a la cons-

titución de la locomotora o al motor de gas para obtener un HP.

SEGUNDO: un rendimiento termodinámico, en término medio, 11 veces (once) superior a la locomotora.

Este último resultado ha sido obtenido con ensayos comparativos prácticos, efectuados en Europa en un período de 4 años consecutivos, (1913 a 1917) entre un automotor de transmisión eléctrica y una locomotora.

Es útil observar que, en estos ensayos, el consumo medio del carbón en la locomotora en todo el período de los ensayos, ha sido de 7 kilogramos por kilómetro, mientras que en Chile, y en los mejores casos, este consumo debe ser SUPERIOR, POR LO MENOS AL DOBLE, debido a la calidad inferior del combustible chileno cuando es empleado en las locomotoras, y también a causa de los otros factores de pérdidas anteriormente descritos y recordados.

Los resultados definitivos de estos ensayos han sido los siguientes, en igualdad de condiciones y de tonelaje:

LOCOMOTORA, con carbón a 25,45 francos por tonelada, costo total del recorrido kilómetro, comprendiendo los gastos de toda especie, en céntimos de franco... .. 207,60

AUTOMOTOR, con petróleo bruto a 175 francos por tonelada, costo total del recorrido kilómetro, comprendiendo los gastos de toda especie, en céntimos de franco... .. 79,68

Estas ventajas económicas, por sí solas justificarían el empleo de los automotores cuanto fuera posible. El rendimiento total que se obtiene con los automotores a transmisión mecánica y de gasógeno son mucho más superiores a los arriba descritos, como lo vamos a comprobar a continuación.

Razones probables que impidieron la adopción de los automotores a transmisión eléctrica en Chile

Nota: La descripción que sigue no tiene por objeto dar a conocer particularidades de mecanismo o detalles de construcción por cuanto esto pueda parecer, sino poner en evidencia o demostrar las causas profundas que vienen a influir favorablemente en los resultados finales y generales.

En los automotores a transmisión eléctrica, el motor acciona directamente una generatriz, la cual produce y distribuye la corriente eléctrica a dos motores que transmiten su movimiento a las ruedas motrices del vehículo con el intermediario de engranajes derechos.

Debido a que, hasta ahora, los motores de gas estaban contruídos para funcionar siempre en el mismo sentido de rotación, y que el régimen de su velocidad no podía variar sino entre un límite muy estrecho con relación a las más variadas velocidades necesarias al vehículo que movían, en este caso la transmisión eléctrica se justificaba, sobre todo, por dos razones:

PRIMERO: porque permitían con simplicidad mecánica la inversión en el sentido de la marcha del vehículo, a pesar que el sentido de rotación del motor se quedaba invariable; y

SEGUNDO: porque los motores eléctricos se prestaban a una gran variación en su velocidad de régimen, lo que permitía una transmisión directa de la energía producida por el motor a las ruedas motrices del vehículo, y esto, sin necesidad de otro mecanismo intermediario especial.

Si este mecanismo puede ser considerado como perfecto en Europa, no

podría ser considerado como tal en Chile, debido más especialmente a las dos razones principales siguientes:

La primera es debida a la naturaleza del material eléctrico, el cual, si puede ser considerado en Europa como un material de construcción y mantenimiento corriente, debe ser considerado en Chile como un material y mecanismo delicado, ya sea por exigir para su mantenimiento y reparación de un personal bien especializado en esta materia, el cual falta en Chile, circunstancia ésta que procuraría dificultades de organización y de primer establecimiento y sin que, después de superadas estas dificultades se obtuvieran las suficientes seguridades de obtener un organismo procurando a la Empresa el rendimiento esperado, un servicio asegurado y una suficiente duración del material.

Con esto sería aún necesario depender de materias primas y de accesorios importados, los cuales, a pesar de costar caros, presentan el inconveniente de no poderlos obtener con seguridad cuando fuera necesario, al menos de invertir con este material capitales importantes y que se quedarían inactivos, lo que no se justificaría, por otra parte, debido a que, en su mayoría, este material se altera con el tiempo.

Aparte de esto, el material eléctrico no presenta todas las ventajas que ofrece el material puramente mecánico, producido en grandes series según los métodos modernos de construcción, por las razones que examinaremos a continuación.

Además, debido a que los automotores para llenar sus objetivos deben ser distribuidos sobre todo el territo-

rio, y en puntos muy distanciados los unos de los otros, y esto debido especialmente a la configuración geográfica de Chile, y que esta circunstancia impondría la correspondiente edificación de pequeños talleres de reparación, constituiría un inconveniente que, junto a los anteriormente citados, serían lo suficientemente importantes para no permitir su adopción en Chile, a pesar de las ventajas importantes que ofrece por otro lado este sistema de transporte.

Con relación al material eléctrico y a su utilización en Chile, habría también otras observaciones que hacer, pero éstas conducirían inútilmente lejos, puesto que la presente memoria no tiene otro fin que el de dar una idea superficial y resumida de la cuestión.

La segunda razón, por ser de mucho menor importancia que la primera, constituye un inconveniente de una cierta consideración y que se deriva de la necesidad de emplear un combustible importado, el PETROLEO, y esto de muy lejos, lo que encarecería aún su precio, sin tener en cuenta los inconvenientes que este combustible induciría con la instalación de estancos y otros accesorios de almacenaje y de distribución y esparcidos sobre todo el territorio, mayores riesgos de incendio y otros pequeños inconvenientes que, por ser menos importantes, aumentarían en su conjunto el número de las dificultades; sin tener en cuenta la dependencia nacional, la cual constituye el más grave inconveniente.

Los automotores a transmisión mecánica y a gasógeno

En principio, los automotores a gasógeno utilizan el mismo motor de gas y el mismo mecanismo que los muy conocidos y vulgarizados automóviles.

En los automotores a gasógeno, el motor de gas, en lugar de aspirar y quemar vapores de petróleo, aspira y quema los gases combustibles derivados de la transformación de un combustible sólido y preparado simultáneamente con la aspiración del motor por un gasógeno.

En principio, el gasógeno transforma todo combustible sólido en gases combustibles, pero por cuanto se refiere a automotores, los combustibles que mejor se prestan a este efecto son: el carbón de madera, el coque y la hulla.

Con relación al mecanismo de estos automotores, y debido a la importancia de la materia, es útil poner en relieve, con algunos detalles, las razones y las causas que permitieron realizar este mecanismo, y esto, con el fin de justificar las ventajas que permite y sus consecuencias, de manera que las personas no especializadas en esta materia, y eventualmente llamadas a juzgar de su conveniencia, tengan presente un resumen de los elementos básicos que les permita formular un juicio con más acierto.

Las etapas evolutivas de la industria

Desde el día que el hombre pudo constatar que una piedra amarrada a la extremidad de un palo aumentaba considerablemente los efectos de su

esfuerzo, nació la industria. El fuego constituyó la segunda etapa; y de ahí, para concluir progresivamente a la máquina enteramente metálica, de gran rendimiento y de su conservación obtenida por la substitución de las piezas desgastadas por el uso, efectuando el SCRAP de los accesorios.

En resumen, la industria comprende las siguientes etapas evolutivas, las últimas de las cuales son en la actualidad importantísimas:

Como es sabido, empezó la industria con las ramas, los huesos, los cuernos y las piedras; se extendió al fuego, y, con esto, a los metales y sus aleaciones, de esto a las combinaciones de estos medios entre sí y a las transmisiones del movimiento; de ahí a la utilización de una energía que no fuera la de los animales, lo que permitió a la industria de alcanzar al motor y a la máquina embrionaria, las cuales indujeron a la especialización del hombre, la especialización indujo a su vez a la especialización y a la perfección de la máquina herramienta y a la selección de la materia prima, lo que determinó la concentración de los medios y la limitación en el NÚMERO de las piezas constitutivas y a la reducción en su PESO y VOLUMEN, las cuales indujeron a la intercambiabilidad y a la automaticidad de los ciclos continuos, y éstos a los aparatos automáticos de medida y de control en la construcción de las piezas, los cuales indujeron a la STANDARDIZACION y ésta, en fin, al SCRAP.

El SCRAP, como es sabido, consiste en la substitución de un medio industrial o de producción, por un nuevo medio, cuando éste procura una ventaja sobre el medio anterior.

El scrap se practicó también con las locomotoras en Norte América y en ciertos países de Europa.

Esta operación, ventajosa en ciertos países, no puede serlo en Chile, por cuanto concierne a las locomotoras, pero podrá serlo en parte y, en ciertos casos, en su totalidad, con los automóviles de transmisión mecánica.

Los transformadores de calor en trabajo y sus rendimientos

La industria dispone de dos transformadores de calor en trabajo: la máquina de vapor y el motor de gas.

Siendo el calor un estado vibratorio, la transformación del calor en trabajo se hace siempre por intermedio de un vapor o un gas.

Debido a la acción de ciertas leyes naturales, que imponen al hombre un límite estrecho en la posibilidad del aprovechamiento de la ENERGIA, resulta que la transformación del calor en trabajo no podrá ser nunca INTEGRAL. Pero, aparte de esto, el motor de gas es un transformador incomparablemente superior a la máquina a vapor.

Comparativamente a los dos sistemas, en la práctica industrial se obtienen los siguientes rendimientos de transformación.

De la cantidad del calor desarrollado por un combustible, considerada 100, su transformación en trabajo será:

Locomotora a vapor	3 a 4%
Máquinas de vapor estacionarias. . .	10 a 15%
Motores a combustión interna	25 a 30%
Motores tipo Diesel.	30 a 35%

Consecuencias derivadas de la explosión en los motores de gas

En principio, el funcionamiento del motor de gas consiste en comprimir un gas combustible, y, con la inflamación de éste, utilizar los efectos de la expansión de estos gases comprimidos y debido al calor desarrollado con la combustión, de donde resulta la transformación de este calor en trabajo.

El motor que recibe esta energía, la transmite en parte al punto de aplicación útil, el cual, en el caso del transporte, se encuentra en el punto que la rueda motriz está en contacto con el riel.

Siendo la combustión y la expansión de los gases casi instantáneas, la velocidad de rotación del motor no puede ser prácticamente inferior a 400 ó 500 revoluciones por minuto.

Esta circunstancia de alta rotación límite, comparativamente a la máquina de vapor, ha tenido consecuencias industriales importantísimas, sobre todo por cuanto concierne a los transportes.

La alta velocidad de rotación es la que ha permitido reducir considerablemente el peso total del motor de gas comparativamente a la máquina de vapor, en igualdad de potencia.

El ejemplo siguiente, a pesar de no ser exacto en la práctica, da una idea de esta reducción.

Supongamos un eje que tenga que transmitir 60 HP. con una sola rotación o vuelta por minuto. ⁽¹⁾

En este caso, el esfuerzo de torsión del eje es relativamente muy grande y tal que necesita un diámetro de 12

(1) El HP., o caballo de fuerza, es la cantidad de energía necesaria para levantar 75 kilogramos a la altura de un metro en un segundo. Es el trabajo que puede efectuar un hombre vigoroso por algunos segundos; el motor lo hace, en principio, indefinidamente.

centímetros; ahora si queremos transmitir solamente un HP. por este eje, será necesario un diámetro 60 veces menor que en el caso antes citado, o sea un eje de dos milímetros.

Si a este eje de 2 milímetros le hiciéramos transmitir el HP. con una revolución por MINUTO SEGUNDO, en un minuto habríamos transmitido los 60 HP. pero, en este caso, se habría reducido el peso y el volumen del eje considerablemente (6,000 veces), obteniendo la transmisión de una misma cantidad de energía en el mismo tiempo.

Como se comprende por este simple ejemplo, la casi instantaneidad natural de la explosión habrá permitido, al menos en parte, una considerable reducción en el peso del motor a gas comparativamente al peso de la locomotora.

En efecto, una locomotora de 500 HP. con su tender, el todo en orden de marcha, pesará alrededor de 100 toneladas; 60 toneladas la locomotora y 40 toneladas el tender, o sea un rendimiento másico de 200 kilogramos por HP., mientras que un motor a gas de 500 HP. no pesará más de 1,500 kilogramos, o sea 3 kilogramos por HP.

El rendimiento másico del motor tiene su importancia directa relativa a su utilización en cuanto a su peso reducido, pero tiene una importancia mucho mayor desde el punto de vista de su construcción, del mantenimiento y del SCRAP de los accesorios, ventajas todas estas que serán mejor comprendidas a continuación.

Evolución del motor de gas

La evolución del motor de gas comprende tres etapas:

1.º La destilación de la hulla con el

fin de obtener un gas para el alumbrado dió origen al motor de gas para ser aplicado a la pequeña industria.

2.º Los subproductos de la destilación de los petróleos permitieron reducir el peso y el volumen de estos motores y proveerlos de un combustible transportable y poder así ser aplicado al automóvil.

3.º El automóvil permitió perfeccionar y reducir aún en su peso el motor de gas, para que éste pudiera ser aplicado a la aviación.

Los motores de gas industriales tenían un rendimiento másico de 1,000 kilogramos por HP., con 350 a 400 revoluciones por minuto.

Los motores de automóvil pudieron ser reducidos a 3 ó 4 kilogramos por HP., con 800 a 1,200 revoluciones por minuto.

Los motores de aviación fueron reducidos a 2 y, en ciertos tipos de motores, a 1, y aún menos kilogramos por HP., y con 1,000 a 2,000 revoluciones por minuto.

El grado de perfección de estos últimos es tal, que pueden funcionar en plena carga hasta 80 horas seguidas, sin necesitar de ninguna intervención extraña, ya sea como lubricación, enfriamiento o de cualquiera otra naturaleza, y manteniendo un rendimiento máximo constante.

Estas cualidades son también las mismas que ofrece el motor empleado en los transportes.

Principio y constitución del motor de gas

Este tipo de motor descansa sobre el principio dicho de cuatro tiempos; quiere decir que un ciclo completo

comprende cuatro movimientos elementales del émbolo al interior del cilindro, de los cuales uno solo es útil; los otros tres son accesorios, o sea:

- 1.º Aspiración de la mezcla explosiva.
- 2.º Compresión de esta mezcla.
- 3.º Encendido del gas con explosión y efecto útil.
- 4.º Expulsión del cilindro de los residuos de la combustión.

Puesto que un movimiento del émbolo o carrera constituye un tiempo, corresponde a una media rotación del eje, con un motor de un cilindro se obtiene un efecto útil por cada dos revoluciones o vueltas del eje motor, y con un motor de cuatro cilindros se obtiene un efecto útil a cada revolución.

Estos efectos útiles aumentan con el número de los cilindros, y todos estos efectos serán comprendidos en una sola revolución del eje. Este ciclo de cuatro tiempos se renueva indefinidamente.

En su mayoría, estos motores son del tipo vertical; quiere decir que los movimientos del émbolo se hacen en este sentido.

Estas particularidades son importantes debido a sus consecuencias.

La constitución de estos motores comprende tres partés esenciales:

- 1.º Un cilindro con su émbolo.
- 2.º Un eje-manivela con su volante.
- 3.º Los accesorios de distribución.

Cilindro y émbolo

Las ventajas que presentan estas particularidades son, someramente, las siguientes:

Para la transformación del movimiento rectilíneo del émbolo en movimiento rotativo del eje motor no son necesarias las cabezas cruzadas y las guías de corredera como es el caso con la locomotora, puesto que en el motor de gas el cilindro y el émbolo hacen en el mismo tiempo las veces de estos accesorios. Al punto de vista del mantenimiento del material y de su duración, esta particularidad del motor de gas es muy importante.

Por otro lado, debido a la posición vertical del cilindro, el desgaste resultante de la fricción del émbolo sobre la superficie del cilindro se encuentra reducido a un minimum, el cual se limita a la ovalización de algunos décimos de milímetro después de 400 millones de movimientos o carrera del émbolo.

A estos 400 millones de movimientos corresponde un recorrido de más o menos 100,000 kilómetros efectuados por el vehículo.

Como lo examinaremos a continuación, un grupo de cilindros de un motor, que constituye la pieza más cara del motor, puede proveer alrededor de 100,000 kilómetros sin reparación y de 300,000 a 400,000 kilómetros con una o dos reparaciones, grandemente facilitadas con la intervención de una máquina herramienta especial.

El eje-manivela

El eje-manivela tiene su importancia en su masa reducida y en su insignificante desgaste.

Esta pieza, para un motor de 80 a 100 HP., mide alrededor de un metro veinte centímetros de largo, y no pesa más de 40 a 50 kilos.

En cuanto a su desgaste, es más o menos de la misma importancia que la de los cilindros; su reparación se

hace también muy sencilla y rápida debido a una máquina herramienta especial, la cual hace este trabajo perfecto, sin la intervención de un sabio.

Para esta pieza, la única en el motor, y demás mecanismo, se hace útil la intervención de un obrero bien especializado para el ajuste de los cojinetes de las bielas. Este obrero puede efectuar este trabajo sobre 100 a 150 motores por año.

La distribución

El sistema de distribución de un motor de gas es muy sencillo, y consiste en un eje dispuesto paralelamente al eje motor y mandado por esto con la ayuda de dos engranajes derechos.

El eje de distribución trabaja con una velocidad reducida a la mitad de la del eje motor.

Este eje lleva, tomadas en su masa, ciertas protuberancias (camos) que, con la rotación del eje, vienen a levantar ciertas piezas en su mayor parte cilíndricas y correderas, las cuales, a su vez, levantan las válvulas de distribución.

Nótese que esta distribución se hace por válvulas de contacto, quiere decir con ninguna fricción, y que éstas no pesan más de 100 a 150 gramos, y que su funcionamiento no pide al motor más que un esfuerzo insignificante y no tiene más que un movimiento vertical de 5 a 8 milímetros al máximo, y no se mueven sino dos veces en los cuatro tiempos.

Las ventajas de toda especie que ofrece este sistema de distribución no soporta comparaciones con el sistema de distribución de una locomotora, por

ejemplo, la cual en marcha normal, necesita para la distribución de un esfuerzo de 15 a 20 HP., de una reparación constante y delicada.

Las piezas que sufren un desgaste en esta parte del motor a gas son las piezas cilíndricas correderas y las válvulas. Estas piezas pueden hacer un servicio muy largo antes de necesitar una reparación, y esta reparación se obtiene sencillamente con el scrap de las piezas. En cuanto a las válvulas, éstas pueden soportar 4 a 5 retoques y rodajes antes de llegar a ser inutilizables.

En los motores a gas otros que el Diesel, el encendido del gas comprimido y contenido en el cilindro se obtiene por magneto, lo cual constituye un mecanismo de larga y segura duración y que, en cuanto a su mantenimiento, ofrece las mismas ventajas del otro mecanismo motor, del cual forma parte.

Lubricación y protección del motor

Debido, sobre todo, a la reducción en el peso y volumen de las piezas que constituyen el motor, ha sido posible ENCERRAR HERMETICAMENTE todos sus órganos móviles, lo que permite que éstos bañen constantemente en el lubricante; además, esta lubricación está asegurada por el funcionamiento constante de una pequeña bomba movida por el eje de distribución.

Esta bomba aspira el lubricante de un estanque que va en el cárter del motor y suficiente a un largo recorrido.

Indicadores de nivel advierten cuándo es necesario introducir nuevo lubricante, y esto es facilitado aún, debido a la regularidad de los períodos.

En resumen, el motor a gas es el transformador más excelente, de gran duración y de muy fácil mantenimiento; pero exige materiales particulares y una construcción de gran precisión y de un arreglo delicado con relación a la distribución y con los variados

movimientos de sus órganos los unos con los otros; pero, esto corresponde únicamente al constructor; la empresa que los emplea no tiene sino que aprovechar de los efectos de esta precisión y arreglos.

En cuanto a las ventajas que este motor ofrece con relación a su mantenimiento y reparación, lejos de los centros de su construcción, serán examinadas en el capítulo correspondiente y a continuación.

(Concluirá).



EL MERCURIO (1)

POR

M. G. RAYMOND, Ing. E. C. P.

¿Se conoce el mercurio desde muy antiguo? Sin poderlo suponer ni saber con seguridad el uso que pudieron darle los pueblos mediterráneos, lo cierto es que su principal mineral, el sulfuro mercúrico, fué descrito por Theophrasto, en el siglo tercero, antes de nuestra era, en su *Tratado de piedras*. Este alumno de Aristóteles lo designó con un nombre griego que indica el gran peso del mineral.

Lo mencionan, a principios de nuestra era, Vitruve y Plinio el Antiguo, pero lo designan por *minium*, probablemente por su rareza, salvo que el origen de este nombre se relacione, como lo creen algunos eruditos, con el nombre del río Mynus, hoy día Minho, que corre en Lusitania, al Norte del

Portugal, a cuyas orillas se habrían encontrado indicios del mineral.

Los bajos latinos volvieron a tomar la palabra griega y su denominación *cinnabaris* ha quedado para designar este cristal en la mayor parte de los idiomas modernos: cinabre en francés, cinnabar, en inglés, cinabio o cinabari-ta en español, zinner en alemán (algunas veces cinnabarit).

En muestras macizas y puras, cristalizado a menudo bajo el sistema romboédrico, es de un hermoso rojo oscuro que se acerca a violeta, pero cuando se le pulveriza, este tinte desaparece y queda de un rojo particular: es la base de los bermellones.

El cinabrio se ha encontrado en Europa, principalmente en Almaden, (España), y en Idria, en Carniole, que pasó a pertenecer a Yugoslavia

(1) Mines, Carrières, Grandes Entreprises, Mayo 1926.

después de la guerra. Se le ha descubierto en Estados Unidos, en California, cerca de San Francisco, en los yacimientos de Nueva Almaden (100 kms. al sur de San Francisco), y de Sulphur Bank, pero en estado amorfo, es decir, *métacinabre*. Estas explotaciones, como las de Kussel en el antiguo ducado, y al norte de Deux-Pont (Palatinado bávaro), que tratan un cinabrio con ganga calcárea, son las más productivas del mundo.

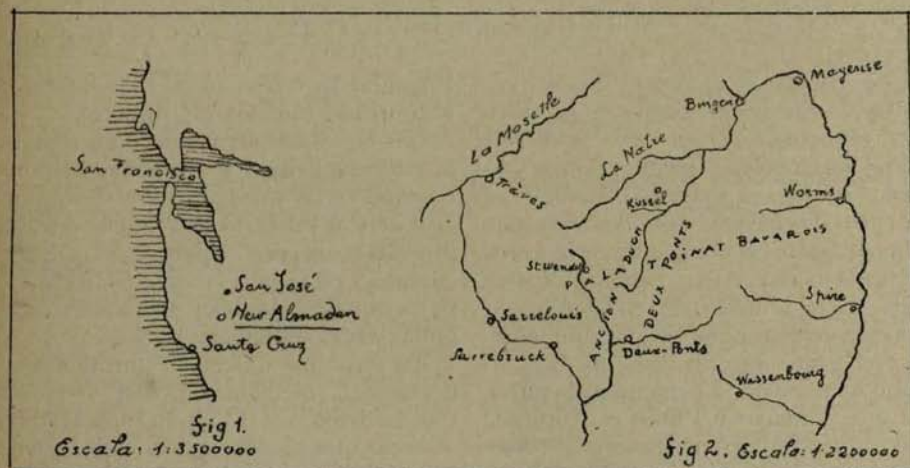
Además del yacimiento de Almaden, formado en terrenos de rocas silurianas, los otros se encuentran en cadenas terciarias o en la vecindad de rocas de origen volcánico, (traquitas, andesitas). Esto es, por lo demás, el caso de los diversos yacimientos más importantes que se conocen en Asia, (Persia, Japón, Kamtschatka), en América, (California, Méjico, Perú), y en África (Atlas).

han encontrado en los afloramientos, monedas romanas y árabes, que atestiguan trabajos antiguos y medioevales. Es probable que emplearan el mercurio para amalgamar el oro y lo utilizaran, también, para dorar la plata.

Son, probablemente, los moros los que establecieron las primeras explotaciones serias y los que fundaron la primera ciudad, ya que Almaden es nombre de origen árabe que significa "una mina".

Situada en Nueva Castilla, en un vallé siluriano, al Norte de Sierra Morena, Almaden se encuentra a 75 kms. más o menos y al O. S. O. de la Ciudad Real. Queda, por consiguiente, distante de la estación más próxima de la línea Ciudad Real a Badajoz.

Se le llama, algunas veces, Almaden del Azogue, (mina de mercurio), para distinguirla de Almaden de la plata, (mina de plata), situada en Andalucía.



Historia de las Minas de Almaden

La explotación en Almaden data, según Plinio, desde el tiempo de los griegos, pero no quedan rastros de su paso por este mineral. En cambio, se

No fué sino en el siglo XVI, cuando la explotación comenzó a tomar cierta importancia. En el siglo XVIII la composición del mineral ya había sido descubierta por el monje dominico *Alberto el Grande*, que era también

alquimista. Por la cualidad del mercurio, de no solidificarse sino a 40° bajo cero, lo habían empleado en los termómetros (siglo XVI), después de su aplicación en los barómetros (fin del siglo XV). Sus propiedades de amalgamación con el oro y la plata y su empleo en el estaño de los espejos, contribuyeron a que su uso se desarrollara rápidamente.

Las minas de Almaden estaban en aquella época en manos de los Fugger, alemanes de Suavia. Ricos comerciantes en trapos en Augsburgo; los Fugger habían anticipado sumas considerables, tanto al gran Maximiliano I de Austria, generoso, pero de escasos recursos, como a su hijo menor Carlos V. Ellos habían recibido en garantía, de estos soberanos fastuosos, propiedades de la Corona de Austria y después adquirieron títulos de nobleza. Mecenas de aquella época, los Fugger, además de su publicación del "Tesoro de la lengua griega" favorecieron el desenvolvimiento del arte en su ciudad de Augsburgo, y apoyaron, aún en Francia, los esfuerzos de Enrique Etienne.

En 1534, Carlos V, equipó contra Algeria su flota que fué allí mismo destruida en 1541. Los gastos de esta expedición fueron, en parte, cubiertos por los Fugger, y dos de ellos, Marco y Cristóbal, pudieron de este modo adquirir las famosas minas. Estos propietarios, conocidos en España con el nombre de "Los Fucares", las conservaron en su poder durante mucho tiempo y ahí formaron una fortuna colosal. En Sevilla se encuentra todavía "la calle de los Fucares", y su nombre aún sirve para referirse a los nuevos Cresos.

En 1646, el yacimiento pasó nuevamente a manos del Gobierno Español, el que enviaba el precioso producto a

América para la explotación del oro y de la plata por amalgamación.

Más tarde, las minas pasaron a poder de los Rothschild de Londres, mediante el pago de censos que alcanzaron hasta cinco millones de francos oro por año, lo que significaba a la Hacienda Pública la más segura de sus rentas. Desde 1921 pasaron nuevamente a depender directamente del Gobierno Español.

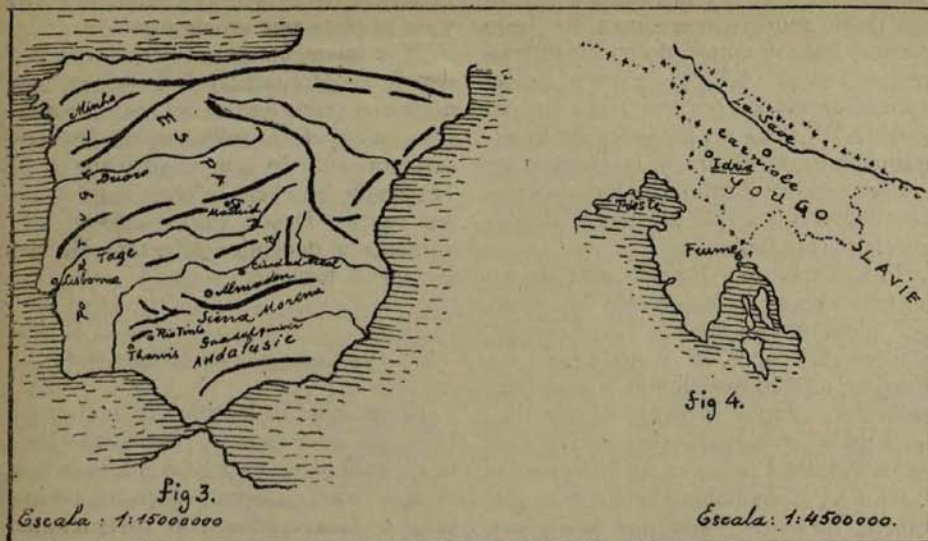
Yacimientos de Almaden

El yacimiento lo constituye el cinabrio, que se encuentra formando parte de bancos de esquistos silurianos y de cuarcitas, cubiertos en parte, de arcilla y atravesados por formaciones eruptivas. Raras veces se encuentra el mercurio al estado nativo en la arcilla o cuarcita.

El yacimiento se compone de tres mantos: San Nicolás, San Francisco y San Pedro, con inclinación de 80° y teniendo cada uno una potencia de 10 a 12 metros en una longitud en superficie de 150 a 170 metros. El mineral en bruto pierde 6 a 7% en peso de mercurio. La densidad del cinabrio puro es de 8,1 y la del mercurio, 13.59. Hasta hace poco, se había constatado que la masa de mineral era más abundante y más rica a medida que se profundizaba, lo que se ha confirmado con reconocimientos recientes efectuados con sondajes que han alcanzado hasta 350 metros bajo los afloramientos.

Los recursos están, pues, asegurados para el porvenir. Las últimas cubriciones que se han hecho, después de estas exploraciones, alcanzan a 130,000 metros cúbicos de minerales reconocidos, los que contendrían 30,000 toneladas de mercurio puro.

La extracción anual alcanza actual-



mente a 1,100 toneladas de mercurio por año, lo que significa que la producción está asegurada por cerca de 30 años.

Explotación y tratamiento

El método de explotación por relleno completo de las zonas explotadas, casi siempre con albañilería es tan clásico, como el tratamiento para obtener el mercurio.

No insistiremos más.

Peligros de los vapores del mercurio o de los polvos de sus minerales

Si se asigna un coeficiente 100 a la mortalidad media de las grandes ciudades, como también a los obreros que trabajan en las minas de fierro, se obtienen los siguientes valores:

102 para los mineros que trabajan en carbón;

110 para los mineros que trabajan minerales de estaño;

139 para los mineros que trabajan minerales de plomo;

173 para los mineros que trabajan minerales de cobre; y

180 a 200 para los mineros que trabajan minerales de mercurio.

Por muy pronunciadas que sean las densidades de los vapores de mercurio ($d: 5,4$), no deja de ser peligroso el trabajo en minas de este mineral por su fuerte toxicidad. A temperatura ordinaria, la tensión de este vapor es, sin embargo, del orden de $\frac{1}{2}$ mm. y a 100° es un poco mayor.

A pesar de todo, los vapores de mercurio—y los polvos de sus minerales en menor escala—producen en la salud de los obreros que trabajan, sea en el fondo de los pozos y, en general, en todas las usinas en que se le beneficia, como también, en aquellas en que se emplea el metal, (por ejemplo, el antiguo dorado de espejos), los efectos más terribles. Es lo que se denomina el hidragirismo.

Al cabo de corto tiempo los obreros son atacados de una parálisis nerviosa

(llamada mercurial), en extremo penosa, después de una salivación abundante (mercurial), seguida de la caída de los dientes, y en fin, de convulsiones, de espasmos y de calambres de carácter especial, al mismo tiempo que el sistema óseo sufre lesiones profundas. El enfermo termina por sucumbir de una extenuación siempre fatal.

Higiene del personal de obreros

Desde que estos síntomas regulares, precursores de una muerte penosa y rápida fueron reconocidos, se tuvo siempre cuidado de tomar las debidas precauciones.

Eliseo Reclus, en su *Geografía Universal*, nos ha indicado las antiguas condiciones de trabajo en Idria (Carniole): "El trabajo de la plata viva en las minas, dice él, es muy peligroso para la salud de los obreros. En el siglo XVII, no se empleaban sino los condenados a una muerte rápida, pues ellos no salían de las profundidades del suelo mientras tuvieran un poco de fuerzas."

En los Estados Unidos, los americanos no han ocupado sino a los chinos, aunque su trabajo no data, en verdad, más de una treintena de años.

En Almaden, el personal que se ocupa actualmente, es nativo de la misma región. Se ha estimado y reconocido que su temperamento se aclimata y se habitúa al medio nocivo, mientras que los extranjeros perecían siempre más rápidamente. Sus fuerzas decaen con rapidez y cada día más sensiblemente hasta una muerte segura.

Para mejorar la salubridad de esta población especial, los explotadores dan a sus obreros, desde hace algunos años, una semana cada dos de trabajo subterráneo. En este tiempo el personal se ocupa al aire libre, en los traba-

jos de campo. Así resulta un estado sanitario sensiblemente mejor para los obreros, que siempre son, sin embargo, pálidos y flacos.

Salario de los mineros

El obrero ocupado en la extracción del mineral gana un término medio de 200 pesetas por mes de 12 días de trabajo efectivo. En la actualidad, (Diciembre de 1925), este salario representa 750 francos mensuales, o sea 50 francos por día.

Hay que agregar lo que el minero puede obtener, además, en la superficie, ayudando al cultivo o en trabajos diversos, durante su descanso fuera de los vapores o polvos peligrosos.

Importancia económica del mineral de Almaden

Aunque 3 a 5 veces más rico que los demás minerales del mundo, el de Almaden, por su extracción anual, no alcanza a representar más del 30 a 35% de la producción mundial del mercurio.

Esto proviene de las precauciones higiénicas tomadas por el personal como también de la explotación de nuevos yacimientos descubiertos en nuestro globo.

A consecuencia de las medidas humanitarias que se han impuesto, el costo total de extracción se ha gravado fuertemente. Se ha duplicado desde 1919 a 1924, a pesar de algunas innovaciones introducidas en el tratamiento del mineral, que lo simplifican y lo hacen más eficaz al mismo tiempo que mejoran las condiciones de salubridad de los obreros.

Estos son los dos factores principales que hay que observar y en los cuales hay que poner todo cuidado.

Para el transporte, el mercurio se envasa en toneles cilíndricos que contienen 35 a 40 kgs. El cierre de las aberturas y rendijas se hace cuidadosamente bien, a fin de evitar los peligros que producirían los vapores tóxicos en los encargados del manejo de los toneles.

De 1564 a 1875, la producción de minerales se elevó a más de 620 millones de kgs., lo que representa un valor neto de 1,500.000.000 de francos oro, para una obtención media de 150 toneladas de mercurio por año.

Nosotros hemos visto, en párrafos anteriores, que la entrega anual de mercurio alcanza en la actualidad a más de seis veces esta última cifra.

Población obrera

En 1885, la población obrera era cerca de 4,000 obreros de usinas y minas.

En la actualidad, se ocupan cerca de 6,000, pero con condiciones higiénicas muy mejoradas, con perjuicio naturalmente del rendimiento anual. Pero

¿sería posible, en nuestra época, perpetuar los errores de otro tiempo?

A pesar que la ciudad está construída en una sola calle larga y angosta, tiene, sin embargo, aspecto de cierta importancia. El número de sus habitantes aumenta poco a poco: de 8,000 que eran hace 50 años, su número pasa ahora de 12,000.

Almaden tenía una Escuela de Minas que fué fundada en 1777. Se suprimió en 1836 y fué trasladada a Madrid.

Es de esperar que los buenos resultados obtenidos por las medidas tomadas en Almaden estos últimos años, para la salubridad de los obreros, mejorarán todavía y se extenderán a todas las explotaciones de mercurio del mundo.

El siniestro cuadro del siglo XIII, descrito por Eliseo Reclus, no será más que un espectro de horror del pasado. . . En Idra, por otra parte, el número de habitantes crece poco a poco: ha aumentado un 20% en estos últimos 20 años, y alcanza actualmente a 6,000 almas.



TEORIA GENERAL PARA EXPLICAR LA GENESIS Y FORMACION DE LOS YACIMIENTOS METALIFEROS DE TIPO PRIMITIVO ⁽¹⁾

POR

JUAN HEREZA Y ORTUÑO
Ingeniero de Minas.

Sabido es que la Metalogenia está falta de una síntesis que coordine en doctrina general los admirables fenómenos que en este orden de manifestaciones nos ofrece el incomparable laboratorio de la Naturaleza. Un intento en este sentido, no se me oculta que es algo superior a las fuerzas humanas, pero en todo caso, me sirven de disculpa, en primer término, una profunda convicción de la teoría que expongo, y en otro orden de ideas, la seguridad de que toda imperfección en el método o en la doctrina habrá de ser subsanada por los ingenieros y hombres de ciencia que me lean, especializados en la materia, los cuales habrán de seguir su labor, acaso lenta, pero segura, para arrancar a la Naturaleza el misterio de esos fenómenos que se esfuerza todavía en ocultarnos.

Dada la índole de este trabajo, voy a omitir la parte relativa a Cosmogenia para entrar decididamente a dar una idea sucinta de la teoría general mencionada. Por otra parte, aquellos para los cuales tengan interés decidido esas cuestiones o deseen mayor amplitud de ideas, podrán encontrarlas en los artículos publicados por mí en la *Revista Minera*, o en la conferencia que sobre estas cuestiones tuve el honor de pronunciar en el Insti-

tuto de Ingenieros Civiles y publicada también en la misma Revista.

La mayoría de los geólogos admiten hoy sin reservas una relación genética indudable entre los yacimientos metalíferos y los grandes macizos eruptivos que yacen también al contacto o en su proximidad más o menos inmediata, y no puede menos de ser así por cuanto las especies minerales que vemos en los yacimientos han necesitado para llegar a su situación actual: primero, una aportación desde las entrañas del planeta hasta las zonas superficiales donde yacen, cosa que no puede concebirse sino utilizando como vehículo esas masas eruptivas, y segundo, una separación de esas menas, valiéndose de mineralizadores adecuados en caliente, y, por lo tanto, a raíz de las intrusiones hipogénicas.

He dicho que la mayoría de los geólogos admiten este punto de partida, y sin perjuicio de volver en seguida sobre el mismo, bueno será rebatir brevemente las opiniones de los que ya hoy figuran en minoría; siquiera en algún tiempo, no lejano todavía, las escuelas alemanas dieron preferencia a una especie de lavado superficial de esas mismas rocas eruptivas, arrancándoles sus contenidos metálicos por disolución. Fácilmente se concibe que esta especie de lavado, sin más recursos térmicos que los proporcionados

(1) Véase "Boletín Minero", Junio 1925, pág. 321, y Marzo de 1926, pág. 305.

por el grado geotérmico en los circuitos recorridos por las aguas, no es bastante para explicar las dificultades que ofrece de continuo tan singular hidrometalurgia. En efecto: es evidente que las menas encontradas en los yacimientos metalíferos ofrecen cierto carácter no ya de generalidad sino más bien de universalidad respecto a su depósito en un medio innegablemente reductor. Sólo en las zonas altas se nos ofrecen menas oxidadas, congénitas, o posteriores al depósito. Pero ¿cómo extender el mismo sello de oxidación original a todo el yacimiento para admitir después, en contra de todas las leyes de la termoquímica, reducciones fantásticas con consumo de energías térmicas extraordinarias? No basta citar casos exigüos para extender el procedimiento a casos extraordinarios como son, ciertamente, las grandes masas de sulfuros de Riotinto, donde ni se ven restos del agente reductor, ni se ven precipitados pétreos en forma concrecionada que las aguas debieron precipitar por simple evaporación, y sin apelar a energías desmedidas, como es el caso para la reducción de sulfatos a sulfuros.

No creemos que valga la pena insistir sobre procesos de innegable mérito y sin valor históricos, pero que la observación y los adelantos científicos modernos van desplazando paulatinamente para colocarlos, con todos los honores propios del caso, en su verdadero lugar.

Supuesto que los procesos metalogénicos deben tener lugar a raíz de las intrusiones hipogénicas, cuando conservan éstas todavía gran suma de actividades, la teoría general que vamos a exponer necesita además de esta hipótesis fundamental, generalmente admitida, otras dos complementarias en las cuales reside el verdadero espíritu

y carácter de la teoría. Debemos advertir anticipadamente, que las dos hipótesis de que vamos a hacer mención no son, en modo alguno, arbitrarias y como traídas forzadamente para fundar sobre ellas una teoría más o menos verosímil; por el contrario, esas hipótesis encuentran en la realidad apoyos, en tal medida sólidos, que nosotros, sin grandes reservas, los colocamos de preferencia en el cuadro de las verdades demostradas.

Consiste la primera hipótesis en ver en las grandes asociaciones materiales los centros donde se produce la formación original de elementos químicos. No podemos detenernos a examinar en detalle los hechos que dan validez a esta presunción, pero sí haremos de ellos una mención sintética.

Es sabido que los elementos y compuestos químicos se van poniendo de manifiesto al análisis espectral a medida que aumenta el grado de concentración, o si se quiere, el proceso evolutivo de las grandes asociaciones materiales, y así, en las nebulosas, observamos el *nebulium* de peso atómico 0,50, con relación al del hidrógeno. En las estrellas blancas dominan el hidrógeno y el helio; en las amarillas se observan espectros de rayas negras, características de metales, y, finalmente, las estrellas rojas, último grado de percepción al análisis referido, nos muestran rayas características de combinaciones químicas, especialmente hidrocarbурadas. Otro argumento sólido es el siguiente: En nuestra tierra, como asociación material, no podían estar totalmente diferenciados sus elementos químicos a raíz de su separación de la nebulosa primitiva, porque, si tal hubiera sido el caso, los elementos como el hidrógeno debieron marchar de una vez para siempre a las altas capas de la atmósfera y los elementos pesados al centro. Es así que

las erupciones e intrusiones hipogénicas abundan en hidrógeno y compuestos ligeros, luego debemos suponer neoformaciones químicas en el recinto esferoanular de nuestro planeta, de modo parecido a como expusimos en las ideas vertidas sobre Cosmogénia en la conferencia ya citada.

Sabido es, también, que es muy corriente admitir en los magmas eruptivos una basicidad creciente con la profundidad. Es cierto, a grandes rasgos, tratándose de épocas geológicas determinadas. Pero la serie eruptiva moderna no toma sus manifestaciones antiguas, sino que comienza por emisiones de acidez comparable a los granitos, como son las *traquitas*, *liparitas* y *fonolitas*. También, en presencia de estos hechos, nos vemos obligados a admitir nuevas formaciones para la mejor comprensión de los mismos.

La segunda de las hipótesis a que nos hemos referido es el fundamento de la teoría general, desde el punto de vista metalogénico, y muy especialmente por lo que se refiere a las etapas finales o carbonatadas del proceso total. Consiste esta hipótesis en ver dominando al hidrocarburo entre todos los compuestos gaseosos capaces de engendrarse en la zona esferoanular de nuestro planeta, y, por lo tanto, en ver asimismo ese predominio entre todos los compuestos gaseosos capaces de acompañar a las erupciones e intrusiones hipogénicas.

Más adelante haremos consideraciones varias para legitimar esta hipótesis, que vale tanto como colocarla en el cuadro de los hechos probados. Por lo pronto, y admitido ese predominio, vamos a dar un ligero esquema del proceso general metalogénico.

Supuesta una intrusión hipogénica, en zona más o menos profunda de la corteza terrestre, no es posible negar un máximo de actividad metalogé-

nica en los momentos que siguen a la intrusión, cuando ésta conserva una elevada temperatura y gran suma de compuestos volátiles. Las primeras emisiones son, o debemos concebirlas, como realmente violentas en un proceso pneumotermal regulado por las leyes de la presión osmótica, con recorridos que van del centro a la periferia del macizo. Los *haluros* y los *sulfuros metálicos*, de gran estabilidad a temperaturas elevadas, son el tipo de estas grandes masas que se establecen al contacto de la intrusión con los terrenos adonde la intrusión llega.

Los haluros, al descender la temperatura en la periferia del macizo, son descompuestos por el vapor de agua que de ordinario acompaña a las emisiones con carácter original, sin contar también con que esa agua existe a toda profundidad en la corteza terrestre. El resultado de esta acción es el depósito de un óxido metálico con escape del hidrácido correspondiente.

Entre otros menos comunes, los yacimientos de casiterita y de hierros magnéticos están en este caso, siendo de notar que para el hierro no se precipita el sesquióxido, mena la más estable en nuestros habituales medios, sino el óxido magnético que, a esas elevadas temperaturas, 1,700 a 1,800°, posee la máxima estabilidad.

El agua no ejerce acción manifiesta sobre los sulfuros, y así éstos se precipitan, merced a simples descensos de presión y temperatura; unos, hierro y a veces cobre, pneumotermalmente, de un modo violento al contacto de la intrusión, y otros más moderadamente en proceso francamente hidrotermal, a lo largo de un trayecto metalogénico más o menos complicado entre los lugares donde la intrusión yace y las altas capas de la corteza terrestre.

Estas grietas, que en todo campo

intrusivo se establecen entre los macizos y la superficie terrestre, son las preferidas, o mejor dicho las obligadas, para los depósitos metalogénicos. En ellas hay posibilidad de acciones oxidantes, centrífugas o centrípetas, y el oxígeno sería capaz de producir en los sulfuros reacciones de oxidación parecidas a las que el vapor de agua produjo en los haluros; pero los hidrocarburos, con su elevado calor de combustión, salen al paso en estas acciones, y su combustión parcial, produciendo agua y anhídrido carbónico, acentúa el carácter hidrotermal de los procesos ulteriores y bicarbonata ciertos elementos contenidos en las disoluciones, de tal suerte que, al desprenderse el anhídrido en exceso en los lugares donde se producen depresiones bruscas, se precipitan carbonatos o productos que, como la sílice, son de igual modo solubles en aguas cargadas de anhídrido carbónico. El *barrio*, que puede precipitarse al estado de carbonato, encuentra siempre modo de pasar a sulfato, dada la gran estabilidad de esta forma mineral. De este modo se explica, con facilidad suma, el por qué son siempre las mismas y de la misma naturaleza química carbonatada, las gangas que acompañan a los yacimientos sulfurados: *sílice*, *barita*, *calcita*, *siderosa*, *diaglita*, *rodonita*, etc. Esta presencia de gangas carbonatadas o silicatadas, igualmente solubles en anhídrido carbónico, es una especie de anticipación metalogénica de la fase final carbonatada, en la cual todos los compuestos contenidos en las disoluciones pasan a bicarbonatos primero, y a carbonatos precipitados después, cuando la combustión de hidrocarburos primitivos se acentúa y última en las capas superiores de la corteza terrestre.

Muchos autores han supuesto que las calizas, y aún el anhídrido carbó-

nico del aire, podrían obrar en gran escala fenómenos de carbonatación metalogénica. Nosotros estimamos que, sin negar la posibilidad de estas acciones, en muy contados casos y reducidos límites, el solo agente capaz de actuar en gran escala y de un modo general en los fenómenos de metalogénesis es el anhídrido carbónico producido del modo dicho, por combustión de hidrocarburos, al fin de los grandes procesos metalogénicos.

Esta afirmación no se basa en una mera hipótesis, sino en hechos que demuestran la verosimilitud de la hipótesis fundamental.

En Huelva, en las regiones de las grandes masas de piritas y manganesos, no hay calizas, y, sin embargo, las manifestaciones últimas del proceso metalogénico general están constituidas por masas de carbonatos y silicatos de manganeso, a las cuales es forzoso atribuir un origen primitivo, según el modo dicho.

En el Cabo de Gata, en Almería, en zona eruptiva, formada por *traquitas*, *andesitas* y *basaltos*, hay un campo filoniano de mena de plomo dominante, y en las zonas altas de los rellenos filonianos abundan las carbonataciones forzosamente primitivas de plomo, zinc, hierro y manganeso. Estos dos últimos metales, en la zona superficial afectan, por epigénesis, formas oxidadas.

En Sakamody (Argelia), y en un terreno cretáceo, sin calizas, hay masas de sulfuros complejos, zinc dominante, con blenda en profundidad y carbonatos y silicatos en las zonas superficiales. En estas zonas donde las calizas no existen, muchos autores han querido atribuir al anhídrido carbónico del aire la virtud de la carbonatación, pero, ¿cómo se explica entonces la aportación de sílice y silicatos, si no es por un disolvente adecuado co-

mo el anhídrido carbónico, el cual no sería lícito sustraerle a la acción carbonatada, general y primitiva?

Por el contrario, hay regiones con estratigrafía caliza al contacto de menas sulfuradas u oxidadas, sin indicios carbonatados, excepción hecha de las gangas de profundidad.

Así, por ejemplo, en Derbyshire y Northumberland, en la caliza carbonífera en relación con *melafiros*, hay yacimientos que contienen como menas exclusivamente sulfuros, *galena*, *pirita* y *blenda*, y como gangas, *cuarsos*, *fluorina*, *calcita* y *baritina*. No hay carbonatos a pesar de yacer entre calizas. Los hubo indudablemente de naturaleza primitiva en regiones superiores, pero como se trata de pliegues hercinianos, muy gastados por denudación, las partes altas han desaparecido y sólo quedan en profundidad las anticipaciones representadas por las gangas. De igual suerte, en la estratigrafía de los países escandinavos hay calizas al contacto de masas de *magnetitas* y *oligistos*, pero no hay carbonatos, sin duda por la antigüedad, y si esas acciones afectaran un carácter general no habría razón alguna para esa ausencia de carbonatos y silicatos en zonas antiguas de la corteza, si no fuera porque todo ello obedece de un modo más lógico y general, sin ambigüedades de ningún linaje, a la teoría que hemos expuesto.

Además, es fácil comprender que si hubiera de atribuirse la carbonatación a las calizas y al anhídrido carbónico del aire, no habría en la naturaleza carbonatos de hierro y de manganeso, que son precisamente los más abundantes.

La caliza no cede su anhídrido para formar carbonatos menos estables, ni el oxígeno del aire ha de ceder el paso al anhídrido carbónico, toda vez que el sesquióxido de hierro y el peróxido

de manganeso son las formas más estables de estos metales.

Todavía para el H se pudiera concebir una carbonatación secundaria, pero no tendríamos ya una teoría general con validez para todos los fenómenos de metalogénesis.

En casi todos los fenómenos geológicos es frecuente la petición de principio, y es evidente que en el caso de estratigrafía caliza, la idea que primeramente acude al espíritu, como más lógica para explicar un fenómeno de carbonatación, es la de atribuir esa virtud a la caliza, y, en efecto, como roca soluble, no puede permanecer inactiva en los procesos metalogénicos, pero de ahí hasta atribuir a la caliza la totalidad de la acción hay una diferencia considerable, porque no basta en un caso determinado explicar por este procedimiento la génesis de la mena principal, sino que es necesario, además, envolver en su solo proceso general la unión constante e íntima entre carbonatos de un lado y sílice y silicatos de otro, y ese proceso no puede ser otro que el tantas veces mencionado.

Como la solubilidad y carácter carbonatado de la caliza pueden enmascarar la pureza del fenómeno primitivo en toda su integridad, necesitamos de ciertos signos complementarios que nos adviertan acerca del carácter primitivo o secundario de las formaciones. Estos signos, cuya presencia abona el carácter primitivo de las formaciones, son: *manganeso*, *silice*, *magnesio*, *fluor* e *hidrocarburos*.

Como el *manganeso* no es geoquímicamente sulfurable, allí donde se encuentre habrá que atribuirle la forma primitiva carbonatada y extender ese mismo origen a todos los que yacen en su compañía en forma carbonatada.

La *silice*, libre o combinada, es un

buen signo para decidir acerca del origen primitivo de las menas a que acompañe o de que forme parte, toda vez que el disolvente metalogénico es sólo apto para disolver grandes cantidades de sílice y silicatos, cuando contiene un exceso de anhídrido carbónico.

El *magnesio* está en el mismo caso que el manganeso en lo de no ser geoquímicamente sulfurable. Los pocos yacimientos industrialmente aprovechables de este metal son de carbonatos y silicatos, y esta misma naturaleza abona su carácter primitivo.

Fuera de estos casos, sólo abunda en los magmas hipogénicos y su carácter primitivo está siempre fuera de duda, debiendo ocurrir lo mismo para todas aquellas menas acompañadas de manifestaciones magnesianas. Las calizas metalíferas son siempre magnesianas, sin duda, por el gran poder de difusión de las sales de magnesia, y el sello primitivo debe extenderse a los carbonatos compañeros de yacimiento.

El *fluor* es un mineralizador de tipo indudablemente primitivo. Los autores afectos a teorías secundarias se han visto siempre un poco desconcertados al tratar de explicar las mineralizaciones fluoradas, atribuyéndolas a las micas, como si estos compuestos no fueran suficientemente estables para empeñarse en acciones reductoras sin justificación posible. El fluor en forma de fluorina acompaña frecuentemente a carbonatos y gangas carbonatadas, y aun cuando aparentemente está fuera de fase metalogénica su presencia es fácil de explicar. Los fluoruros solubles (alcalinos o de plata) que hayan escapado sin descomponer en el disolvente metalogénico, al llegar al contacto con calizas se ha precipitado el fluoruro de calcio insoluble, pero el fluor no deja de impri-

mir su carácter primitivo a las menas entre las cuales se encuentra.

HIDROCARBUROS.—El hidrocarburo es un compuesto primitivo por excelencia y, por de contado, el fundamento de la teoría general que venimos exponiendo. Los metales depositados en vía hidrotermal a baja temperatura, como el mercurio, la plata y, en ocasiones, el zinc, conservan huellas hidrocarbурadas en sus yacimientos. En los metales depositados a más altas temperaturas o en vía francamente pneumotermal no pudo haber condensación de hidrocarburos, pero su huella persiste en las mangas carbonatadas periféricas y en la impregnación carbonosa de las pizarras envolventes, debida de un modo indudable a combustiones incompletas de estos compuestos primitivos.

Pero, si algo faltara, además de todo lo expuesto, para hacer entrar la hipótesis del hidrocarburo en la esfera de los hechos reales, debemos observar que en el ambiente dominante en las grandes profundidades de nuestro planeta, las leyes del desplazamiento del equilibrio en los sistemas químicos formuladas por Van t'Hoff y Le Chatelier para variaciones de los factores nos llevan a la producción de compuestos endotérmicos o débilmente exotérmicos, a lo sumo, y es este siempre, precisamente, el carácter térmico de los compuestos primitivos derivados de los hidruros y metaloides mono, bi, tri y tetravalentes. Los hidrocarburos que están en este caso, la mayoría son endotérmicos, y el resto débilmente exotérmicos. De todos modos su combustión es extraordinariamente exotérmica, y es su forma de equilibrio necesaria cuando, llegados a las zonas altas de la corteza terrestre, entran en contacto con el oxígeno.

Después de haber meditado mucho los puntos cardinales y los detalles de

esta teoría afianzados en nuestro espíritu por la observación natural de los hechos señalados, no vemos otra que nos explique con mayor verosimilitud todos los fenómenos que más en detalle hemos expuesto en nuestras teorías sobre metalogenia, y estenogénesis de yacimientos, publicadas en la *Revista Minera de Metalurgia y de Ingeniería. (España)*.

Sería de desear que por los ingenieros avezados en estas interesantes

cuestiones se estudiasen con detenimiento los principios de la teoría aquí expuesta, para, en su día, comprobarlos o refutarlos y, de este modo, establecer la teoría general de que estamos faltos en Metalogenia.

Mientras eso llega, mis estudios y observaciones futuras han de llevar como norma única la de pulir, hasta donde sea posible, la teoría general que queda expuesta.



EL PROCEDIMIENTO HOLT-CHRISTENSEN Y SU APLICACION EN EL PERU Y BOLIVIA

POR

ROBERT D. FERRON

Consideraciones generales

La metalurgia de minerales de plata en la región sur de los Andes, había avanzado muy poco durante los últimos treinta años, hasta la introducción del procedimiento arriba nombrado. Hace unos cuarenta años, en la América del Norte, el procedimiento Patera, había reemplazado al procedimiento más antiguo de amalgamación, en la metalurgia de plata.

El procedimiento Patera consistía en someter los minerales de plata a un tostado con sal en hornos de reverbero hechos a mano o en hornos Kiln, para después lixiviar los calcinados con una solución de hiposulfito de soda, para extraer la plata, la cual se precipitaba por medio de polisulfuros alcalinos. Los precipitados tenían ley de plata de 15% hasta 40%, formán-

dose así un producto de alto valor y poco peso.

La construcción de caminos, ferrocarriles y fundiciones en los Estados Unidos y Méjico, dió por resultado que, generalmente, convenía más a los mineros concentrar sus minerales y despacharlos a las fundiciones, para así aprovecharse del cobre o plomo que contenían los minerales. En las minas aisladas, muchas veces resultó que podía aplicarse el procedimiento de cianuración con mejores resultados económicos que el procedimiento Patera. Así es que, poco a poco, desapareció el sistema Patera en Norte América.

En la región del sur de los Andes, especialmente en Bolivia, el procedimiento Patera pronto llegó a constituir el método normal para el tratamiento de minerales de plata; posición

en que ha seguido manteniéndose hasta hoy día. Para esto hay dos motivos: en primer lugar, la gran parte de los minerales no puede tratarse por el método de cianuro, debido a su alta ley de cobre o a su constitución compleja; y, en segundo lugar, la falta de fundiciones y subidos fletes al extranjero, hicieron necesario un tratamiento que podía producir una concentración de la plata, en un producto de alta ley y poco peso, aunque a un sacrificio en la recuperación.

El procedimiento Holt-Christensen ha introducido un perfeccionamiento sobre el sistema Patera

Desarrollo del procedimiento Holt-Christensen

En el año 1911, los señores Holt y Christensen estaban buscando un método para tratar económicamente minerales de plata de 10 onzas por tonelada, de los rajos de la mina Ontario, Park City, Utah, Estados Unidos. En el curso de este trabajo, descubrieron la idea de aplicar la tostadura con sal por medio de una insuflación de aire, utilizando azufre del mineral como combustible. También llegaban a saber que una solución de lejía acidulada por ácidos del humo producido, podía extraer mayores cantidades de la plata que soluciones de hiposulfito.

En seguida se construyó un ingenio en Park City. Este marchó durante varios años, produciendo plata a mucho menos costo que habían conseguido con los ingenios de amalgamación y método Patera. En este ingenio se hizo un estudio cuidadoso de los tipos de máquinas y de los materiales de construcción para saber cuál sería más apropiado para el procedimiento nuevo. Más tarde, cuando ya habían estudiado más detalladamente el pro-

cedimiento en un ingenio de tamaño comercial, seguían con la construcción de dos ingenios de 200 toneladas por día en el distrito de Tintic, Utah. Uno de éstos, el de la Compañía Tintic Standard, ha sido delineado en todo detalle en dos periódicos científicos, hace algunos meses ⁽¹⁾. Para detalles completos, refiero al lector estas publicaciones. Aquí basta indicar solamente los resultados conseguidos. El ingenio trata un mineral cuyo ensayo es como sigue:

Plata, 18 onzas por tonelada; Plomo, 5%; Cobre, 0.3%; Azufre, 3.0%.

Se consigue un rendimiento actual de 90% de la plata y 66% del plomo, a un gasto de \$ 4.43 por tonelada tratada. Con mayor número de estanques de lixiviar, podía subir la recuperación del plomo hasta 90%. Se produce la plata en un precipitado que ensaya 10,000 a 14,000 onzas por tonelada, o en barras; el plomo en barras, y el cobre como cemento de alta ley.

Descripción del procedimiento

Los minerales son molidos hasta un tamaño de 1/4" o 1/16", y se les mezcla con un 6% ó 12% de sal, la mezcla se humedece con una solución estéril y queda listo para ser cargado a los hornos. Más o menos un 5% de azufre en forma de sulfuro es suficiente para combustible. Si el mineral contiene menos que esta cantidad, se iguala a la diferencia agregando aceite crudo, carbón de piedra, taquia o cualquier otro combustible. Si el mi-

(1) Véase "The Tintic Standard Production Plant", por A. B. Barsons, Engineering and Mining Journal-Press, Agosto de 1925.

"The Chloridizing Mill of the Standard Reduction Co.", por Allen y Madge. Trans. American Institute Mining Engineers, Septiembre de 1925.

neral contiene más de 5% de azufre, hay que rebajarlo con calcinados. Mientras que la mezcla puede contener 10% de sal, el consumo actual de ella es siempre mucho menos, debido a la recuperación de sal para usar el exceso de solución en mojar la mezcla.

El rasgo notable de la tuesta, es el uso del horno Holt-Dern. Este horno posee un gran número de parrillas paralelas que giran en un eje horizontal por mecanismo apropiado. Se extiende sobre la parrilla más o menos 30" de profundidad de la mezcla, y se deja entrar por debajo una corriente de aire. La zona de tuesta sube despacio por la carga, y en dos o tres horas llega a la superficie. La insuflación de aire es entonces cortada, y las parrillas son puestas en marcha, hasta que toda la carga, menos unas 6", ha sido descargada. En seguida se paraliza el movimiento de la parrilla, se pone nueva carga encima de las 6" de mineral calcinado, se repone el soplo de aire y sigue otra vez la tuesta.

Se llevan los calcinados a los estanques de lixiviar por medio de canaletas con corriente de solución. Después de lixiviar dos o tres días, los relaves son lavados y botados. Las soluciones pasan a canaletas llenas de fierro viejo para precipitar cobre y plata en la primera parte, y plomo en la última sección. Las soluciones estériles se devuelven para lixiviar otra vez y el exceso para mejorar la mezcla que entra a los hornos. Se consigue bastante acidulación en las soluciones, dejándolos chorrear por el humo en una sección apropiada de la chimenea. Los precipitados se pueden vender como están, o convertirlos en barras de plomo, plata y cobre.

1.º Se consigue mejores recuperaciones tratando mineral grueso, que con el practicado antiguamente sobre

minerales finos. La molienda se puede hacer siempre en molino de rodiles, sin usar molinos de bolas como se hacía anteriormente.

2.º Las pérdidas debido a la volatilización de la plata y escape de mineral en polvo, son casi totalmente eliminadas. En los hornos de tipo antiguo estas pérdidas suben generalmente hasta 10 ó 15% de la plata.

3.º Hay poco o nada de gasto de combustible en la tuesta.

4.º Hay un gran ahorro de mano de obra en comparación con los hornos antiguos.

El procedimiento Holt-Christensen generalmente produce más altas recuperaciones de plata, con mucho menor trabajo de mano y gastos en general, que el antiguo de cloridación.

Aplicación en Bolivia

Un artículo notando las primeras instalaciones en Bolivia, con datos comparativos con el procedimiento Patera, ya ha sido publicado (2). El primer ingenio construido, en San Vicente, ha proporcionado resultados tan satisfactorios, que están actualmente doblando la capacidad del ingenio. Un problema nuevo que surgió en el tratamiento de estos minerales y que fué la acumulación excesiva de sulfatos en las soluciones, se ha solucionado satisfactoriamente por el método de enfriar las soluciones hasta que los sulfuros se precipitan.

Se han realizado experimentos largos, tanto en el laboratorio como en un ingenio experimental, sobre los minerales de desmonte y mina de la Compañía Huanchaca de Bolivia,

(2) Véase "Blast roasting and improvement; over Old Patera Processe", por R. D. Ferron, "Engineering and Mining Journal-Press", 29 de Noviembre de 1924.

con bastante éxito. Con este trabajo se solucionó el problema del tratamiento de minerales con alta ley de azufre, por el método de devolver productos calcinados para formar la mezcla. También la Compañía Minera de Oruro ha construido recién un ingenio de prueba. Mucho trabajo experimental se hace actualmente en Bolivia, con otros minerales complejos.

Aplicación en el Perú

Una de las Compañías más grandes ha estado experimentando con este procedimiento durante los últimos dos años. Se dice que los resultados han sido satisfactorios, y es de esperar que a la terminación del trabajo los datos sean publicados, por ser de mucho interés. También se han realizado trabajos experimentales sobre minerales de cobre y plata en el sur del Perú.

Instalación en Caylloma.—Después de una experimentación en escala de laboratorio, la Sociedad Minas de Plata de Caylloma tiene en construcción un plantel de prueba. Los minerales de Caylloma son muy complejos, conteniendo galena, blenda, pirita, chalcopirita y varios sulfuros de plata, con ganga de cuarzo, rodonita y calcita. Hace años, un plantel de cianuración para tratar estos minerales directamente, resultó un fracaso completo. El ingenio actual de mesas y flotación, produce una recuperación regular de plata y oro, pero los fletes son tan subidos que conviene conseguir los valores en productos de menos peso. Como el trabajo aquí constituye un ejemplo de cómo se debe proceder en adoptar un procedimiento metalúrgico, una ligera descripción puede ser de interés.

El primer paso era una experimentación en escala de laboratorio. Este

trabajo, realizado en la misma mina, indicaba qué minerales de la mina, o concentrados del ingenio de flotación, podían ser tratados con buena recuperación de plata y cobre. Para el oro, era necesario someter los relaves a otra lixiviación con soluciones de cianuro. Debido a la recuperación más baja conseguida por flotación, pareció que era posible conseguir una recuperación total más elevada, tratando minerales de la mina directamente por lixiviación; pero era necesario confrontar éste con los gastos de tratamiento.

Por eso, el segundo paso, ha sido la construcción de un plantel completo de 25 toneladas por día, para determinar estos datos en escala comercial. Este ingenio debe ser terminado en los primeros meses de 1926. Todos los datos relativos a molienda, consumo de sal, fierro y cianuro, y, en general, todos los gastos, juntos con recuperaciones de oro, plata y cobre, serán determinados en este ingenio, tanto con metales brutos como con concentrados.

Una vez conseguidos estos datos y solucionado cualquier problema inesperado que se presente, la Compañía puede seguir la erección de un ingenio grande con conocimiento completo de lo que es necesario y con la seguridad de los resultados metalúrgicos y económicos. Mientras que se construye un nuevo ingenio, el plantel de prueba puede prestar servicios de valor retratando los concentrados del actual ingenio de concentración.

Observaciones sobre el procedimiento

El procedimiento Holt-Christensen debe resultar de interés a muchas de las minas de plata afligidas por subi-

dos gastos de flete. Se puede conseguir buenos resultados tratando casi cualquier mineral, cualquiera que sea su complejidad, siempre que la cantidad de óxido de cal no sea alta en comparación con la cantidad de azufre. Se puede lixiviar con lejía ácida, precipitando sobre fierro viejo; o con hiposulfito, precipitando con polisulfuros alcalinos, según la conveniencia económica.

Si hay oro en cantidades importantes, se puede recuperarlo con otra lixiviación de cianuro. La poca cantidad de combustible necesaria para el

procedimiento es cosa de importancia en el Perú. El procedimiento precisa supervisión cuidadosa e inteligente, pero proporciona buenos resultados cuando es aplicado en debida forma. El gasto de sal puede ser un dato de mucha importancia en la aplicación del procedimiento en el Perú. Como es probable que el procedimiento puede dar un nuevo impulso a la industria minera de la plata, es de esperar que el Gobierno ayudará, dejando la producción y venta de sal para ingenios metalúrgicos, al más bajo precio posible.



EL PETROLEO

Su producción e influencia económica en el mundo

La cuestión del petróleo, es de capital importancia, desde el punto de vista económico, y aún político; interesa a todas las grandes naciones y tiene influencia en muchos intereses particulares. Vemos, entonces, que sería de gran utilidad analizar un notable y bien documentado estudio que acaba de publicar en los "Anales de Geografía", el sabio profesor M. Fernand Maurette, a quien ya le debemos un excelente folleto sobre los "Grandes mercados de materias primas". La explotación del petróleo constituye una gran empresa. Requiere grandes esfuerzos en sus comienzos y grandes inversiones de capital, porque son muy elevados los porcentajes de eventualidades que se presentan. En segundo-lu-

gar, el petróleo en bruto no se puede utilizar; se requiere la instalación de poderosas usinas de refinación situadas, en lo posible, cerca de los pozos de extracción. Pero como éstos luego se agotan, se debe entonces multiplicar las canalizaciones, los ferrocarriles petrolíferos y, a veces, las flotas petrolíferas, tanto para proveer los centros de refinación vecinos a los mercados, como para distribuir después los productos del consumo. Se comprende, en consecuencia, que empresas de tanta trascendencia sólo puedan emprenderse por grandes compañías industriales y comerciales, con un vasto campo internacional de operaciones.

La América está a la cabeza de la producción mundial de este precioso mineral, más que cualquier otro país. En una producción total general de

141 millones de toneladas, en 1924, el continente americano, figura con 122.5, o sea un 87%, y los Estados Unidos, con 98, (y aún 100 millones en 1923), o sea un 70%. En diez años, esta producción ha aumentado en 200% en Estados Unidos, única potencia petrolífera completa, y en cuyo territorio se efectúa, a la vez, la extracción, refinación y su comercio. Hoy día, en plena producción, se calcula que los yacimientos americanos se extinguirán en una veintena de años; los Estados Unidos, no obstante, no sólo utilizan su propio petróleo, puesto que han refinado 115 millones de toneladas en 1924.

Lo importan especialmente de Méjico, pero disminuyen su exportación, porque la formidable potencia económica de Estados Unidos se basa, en gran parte, en el consumo de petróleo.

Méjico ha hecho progresos maravillosos a este respecto. Su producción petrolífera, que era casi nula a principios del siglo y de 463,000 toneladas solamente en 1910, ha llegado a 4,475,000 en 1915, a 21,971,000 en 1920, y a 22,413,000 toneladas en 1923; con un pequeño descenso en 1924, (21 millones), por los transtornos políticos. Mientras toda la riqueza petrolífera de Estados Unidos, parece estar ya totalmente conocida, Méjico no habrá puesto en explotación más de una décima parte de su territorio petrolífero.

En fin, la América del Sur, ofrece también brillantes expectativas; ya Venezuela ha producido millón y medio de toneladas y el Perú un millón.

La Europa, a pesar de sus necesidades enormes, sólo posee, desgraciadamente, dos regiones petrolíferas: la Galitzia que ha llegado a ser polonesa, y la Valaquia en Rumania. Ambas sufrieron las consecuencias de la guerra; la primera, que producía en 1913,

1.114,000 toneladas, bajó a 771,000, en 1924; la segunda ha vuelto a su primitiva producción de 1.850,000 toneladas y está en vías de aumentarla. Ambos países refinan casi todas sus extracciones. Debemos mencionar también el pequeño yacimiento alsaciano de Péchelbrom, en que la explotación francesa ha hecho subir la producción de 50,000 a 73.000 toneladas.

Hasta fines del siglo XIX, el Asia Occidental eran la principal productora de petróleo en el mundo, en las explotaciones caucásicas de la Rusia. Estas han rendido 8.322,000 toneladas en 1913; con el régimen del Soviet, bajó a tres cuartas partes, en 1924, con 6.155,000 toneladas, y esta cantidad es absorbida en su totalidad por las necesidades de los rusos, como lo será cualquier aumento de extracción, por las vastas reservas del país de los Soviets.

Es por esto que la Inglaterra ha buscado petróleo más al Sur, y con buen éxito. En efecto, ha empezado a explotar ricos yacimientos en la Persia meridional; de 248,000 toneladas explotadas en un principio, en 1913, ha aumentado la producción a 4.245,000 toneladas en 1924. Dos cañerías y un ferrocarril, llevan el petróleo en bruto a la costa, en donde se refina en parte, y el resto se lleva a las usinas de Inglaterra. El petróleo persa alcanza ya el 25% de las importaciones de la metrópoli británica y esta proporción va en vías de aumentar.

Queda en tercer lugar, la Zona del Extremo Oriente, todavía precaria, que debe contener ricas reservas en los inmensos territorios no reconocidos de la China, Siberia y de la India. Dos regiones petrolíferas se explotan en la Birmania británica, que producen un millón de toneladas por año, y en las islas Sondas, posesiones Neerlandesas en que se han extraído 3 millones de

toneladas en 1924, sin contar 648,000 toneladas en el Sarawak inglés.

La refinación se hace en sus vecindades, o en el Japón. Este imperio Asiático, posee algunos yacimientos petrolíferos, pero su débil rendimiento ha sido sólo de 222,000 toneladas en 1924, y está obligado a proveerse de los Estados Unidos.

La grande industria del petróleo comprende tres partes principales: la extracción, transporte y refinación, que están estrechamente ligadas entre sí; aunque las grandes Compañías petrolíferas han debido buscar recursos en todas partes para llegar a ser poderosas. Además, como los mejores yacimientos, se agotan al cabo de cierto tiempo, han debido adoptar una política activa de anexiones de nuevos yacimientos y formar verdaderos "trust" internacionales. La mayor parte de esas compañías se han iniciado como compañías de transporte del petróleo, y las flotas petrolíferas han adquirido

después una importancia considerable; 5 años atrás, había en el mundo una flota de más de mil buques petroleros, con un tonelaje bruto de 5 millones y medio de toneladas; y esta cantidad ahora se ha duplicado.

El orden de potencia productora es el siguiente: Estados Unidos e Inglaterra, suman en conjunto el 82% del tonelaje; más distanciados vienen Noruega, Francia, Italia y los Países Bajos. Las grandes compañías petrolíferas millonarias, son, naturalmente, norteamericanas y británicas y están en plena evolución. Las tres más importantes son: la "Standard Oil", americana, la "Royal Dutch anglo-holandaise" y la "Anglo Persian Oil". Se deduce, de este resumen, lo complejo que son los problemas que se refieren a la cuestión del petróleo y cuán grande es la importancia que para todos tiene obtener claras nociones al respecto.



PRODUCCION DE PETROLEO EN MEJICO. DURANTE EL AÑO 1925

La producción de petróleo en la República de Méjico, en el año próximo pasado, ascendió a 18,364,817 metros cúbicos, o sea 115,514,700 barriles, valorados en 299,268,632 pesos mejicanos, contra 91,351,206 barriles y 272,084,563 pesos en el año anterior. Las zonas de mayor producción fue-

ron, por orden de importancia, las siguientes: Cacalilao (Panuco), 40 millones 337,946 barriles; Panuco (diversos), 20,811,384; Ebano, 15 millones 534,514; Tierra Blanca-Chapopote-Alamo, barriles 14,168,898; Toteco-Cerro Azul, 10,170,226; Tepetate Chinampa Amatlan Xacamixtle, 9 mi-

llones 254,854; Cerro Viejo, barriles 1.270,530; Topila, 1.073,577; Potrero del Llano, 1.031,472 barriles. Hasta el 31 de Diciembre de 1925, Méjico había producido, en total, en los veinti-

cinco años que lleva de vida esta industria, 208.337,096 metros cúbicos de petróleo, o sea 1,310.506,324 barriles con un valor comercial de pesos mejicanos de 2,344.802,338.



LA FUSION DEL ALUMINIO

POR

E. RICHARZ ⁽¹⁾

En la fusión y en la colada del aluminio hay que tener en cuenta lo siguiente:

1.º El aluminio, fundido a una temperatura elevada, presenta una gran afinidad por el oxígeno; por consiguiente, es preciso evitar que durante la fusión exista oxígeno libre en la llama o en los gases de la combustión. Parece que sería conveniente recubrir el metal con una capa de escorias; pero se ha demostrado que la mejor protección contra la oxidación es la película de óxido que recubre el metal. Los óxidos que se encuentran en el aluminio provienen de inclusiones que el metal, por su pequeño peso específico, no puede eliminar. Estos óxidos se introducen en la masa líquida al verterla o agitarla inoportunamente.

2.º A partir de una cierta temperatura (alrededor de los 720 grados) el aluminio se combina fácilmente con el nitrógeno y el metano, por cuyo motivo conviene mantener la temperatura

de fusión lo más baja posible. La presencia de nitruro de aluminio se revela por el olor a amoníaco que se desprende cuando el metal fundido se pone en contacto con algo húmedo; en las mismas condiciones el carburo de aluminio desprende un olor a acetileno muy marcado.

3.º El calor específico del aluminio (0,232 a 1,000 grados) es relativamente grande, por lo que, a pesar de su bajo punto de fusión (658 grados), absorbe para fundirse mayor cantidad de calor que los metales ordinarios, y al enfriarse, permanece en estado líquido durante más tiempo.

4.º El aluminio, especialmente cuando está a una temperatura elevada, disuelve el zinc, el níquel, el silicio, etc., lo que es preciso tener en cuenta al seleccionar el revestimiento del horno.

Antes de cargar el horno hace falta limpiar cuidadosamente todos los residuos de aluminio que hubieran podido quedar de una operación anterior; también hace falta quitar todas las partículas de hierro y óxido de hierro.

(1) Chemiker Zeitung, vol. 49, pág. 813.

Para quitar el hierro se utiliza un imán. Las virtutas de aluminio, bien secas, se reúnen en briquetas. En los crisoles no se pueden emplear más que briquetas pequeñas; en los hornos de reverbero y en los hornos eléctricos se tiene a emplear briquetas grandes para reducir la oxidación. Si no se dispone de prensa, se aglomeran las virtutas y recortes de chapa de aluminio con un 30 a 50% de una mezcla de 85% de sal común y 15% de espato flúor molido. La fusión sin adición de mezcla de sales no es conveniente.

El aluminio se funde en crisoles, hornos de reverbero u hornos eléctricos. Los crisoles se hacen con el mortero normal de grafito, pero, a causa de la gran afinidad del aluminio por el silicio, el aglomerante se disuelve rápidamente; para aumentar la duración del crisol se puede enlucir el interior de éste con un espesor de 20 a 30 milímetros de magnetita. Conviene emplear crisoles del mayor tamaño posible. En las condiciones normales deben contener, por lo menos, 250 kilogramos de metal. Antes de utilizarlos, hay que secarlos cuidadosamente, para lo cual se les coloca durante ocho a quince días bajo la bóveda de un horno.

Para realizar la fusión se empieza por calentar lentamente el crisol al rojo; entonces se echan en él, con precaución, algunos pedazos grandes de aluminio, que se funden después de haber cubierto el crisol con una tapadera de chapa de hierro. Cuando el metal fundido ha llegado al rojo, se añaden otros pedazos de aluminio o briquetas, hundiéndolos en el metal ya líquido con unas tenazas de hierro. Así se reducen al mínimo las pérdidas. Cuando el metal vuelve a estar rojo, se añaden nuevamente cargas, y así se procede sucesivamente hasta llenar el crisol de modo que el metal quede a

unos 10 centímetros del borde. Sobre el metal líquido se forma una especie de espuma con un 60 a 70% de aluminio puro y el resto de óxido. Para evitar las pérdidas por oxidación, el líquido no debe pasar de una temperatura de 710 a 725 grados. Cuando, como ocurre en el horno eléctrico, se puede mantener una atmósfera neutra, es preferible calentar a 1,000 grados; el óxido contenido en la masa sale a la superficie, y la espuma que antes hemos mencionado sólo contiene óxido.

Para refinar el metal líquido se han propuesto numerosos desoxidantes; pero todos presentan ciertos inconvenientes, entre los que dominan los de alzarse al aluminio o atacar a las paredes del crisol. Como desoxidantes se han empleado los cloruros y los fluoruros alcalinos; los fluoruros de cobre, níquel y zinc, y los cloruros de los metales pesados. Los halógenos, una vez en libertad, se unen al óxido de aluminio y forman compuestos que flotan en la superficie.

El mejor procedimiento para desoxidar el aluminio consiste en revolver suavemente la masa líquida con una pértiga de madera dura. Hay que tomar la precaución de no sobrepasar la temperatura de 720 grados, pues, pasada ésta, habría el peligro de la absorción de los hidrocarburos por el aluminio.

Antes de colar el metal, se quitan los óxidos y la escoria que nadan en su superficie. Cuando se coge el metal con una cuchara, hace falta que ésta esté muy limpia, y, sobre todo, libre de óxido.

El horno tiene sobre el crisol la ventaja de que permite operar con mayor peso de metal; en cambio, presenta el inconveniente de exponer el metal a la absorción de óxidos y nitruros. Empleando como combustible el gas o los

derivados del petróleo, se puede regular mejor la marcha del horno.

Conviene que la solera sea profunda, pues así se reduce la superficie libre del metal fundido. El revestimiento del horno debe ser neutro o básico; el aluminio ataca rápidamente a los ladrillos de cuarzo y a los la-

drillos ácidos. El mejor revestimiento es el de ladrillos de magnesita o el de ladrillos francamente básicos.

El horno eléctrico presenta la ventaja de permitir trabajar con una atmósfera neutra, y trabaja más económicamente que el de reverbero.



BIBLIOGRAFIA MINERA Y GEOLOGICA DE CHILE

CONTINUACION

POR

J. BRÜGGEN

Geólogo del Cuerpo de Ingenieros de Minas.

INTRODUCCIÓN

En 1919 publiqué en el Boletín de la Sociedad Nacional de Minería la BIBLIOGRAFÍA MINERA Y GEOLÓGICA DE CHILE en la cual había tratado de reunir todas las publicaciones hechas en el país o en el extranjero acerca de las Minas y la Geología de Chile.

Si, ahora, después de seis años ya puedo entregar a la Imprenta una Continuación de la Bibliografía con unos 600 títulos, se debe esto no solamente a nuevas publicaciones hechas posteriormente, sino en gran parte a nuevas fuentes de informaciones que he podido aprovechar.

La obra de MILLER y SINGEWALD: *The Mineral Deposits of South America*, me proporcionó un gran número de descripciones aparecidas en Estados Unidos acerca de las minas de Chile y Bolivia. Además, aproveché mi estadía en Berlín en 1921 donde en las grandes bibliotecas de los Institutos Geográficos, Geológico y Mineralógico de la Universidad revisé la mayor parte de las revistas científicas existentes en el mundo.

El número de las publicaciones citadas alcanza hasta ahora una cifra superior a 1990 o casi 2,000. Según idiomas se reparten del modo siguiente: en castellano unos 820, en alemán unos 530, en inglés 390 y en francés 220.

Para facilitar el uso de la Bibliografía, he agregado a esta continuación un nuevo índice que comprende también los títulos de la primera parte.

LISTA DE LAS REVISTAS Y DE LAS ABREVIACIONES USADAS

- ANAL. INST. ING. CHILE.—Anales del Instituto de Ingenieros de Santiago de Chile.
- ANAL. UNIVERS. NAT. MUS. HUNG.—Annales Historico-Naturales Musei Nationalis Hungarici. Budapest. Hungría.
- ANN. NEW. YORK. ACAD. SCIENCE.—Annals of the New York Academy of Sciences.
- ANN. REP. SMITH. INST.—Annual Report of the Board of Regents of the Smithsonian Institution.
- ASOC. PRODUCT. SALITRE.—Asociación de los Productores de Salitre de Chile. Circular Trimestral. Valparaíso.
- ASS. FRANC. POUR L'AVANCE SCIENCES.—Association Française pour l'Avancement des Sciences. París.
- BLACKWOODS EDINBURGH MAGAZ.—
- BOL. DIR. ESTAD. GEOGR.—Boletín de la Dirección General de Estadística y Estudios Geográficos. La Paz
- BOL. SOC. ESP. HIST. NATUR.—Boletín de la Sociedad Española de Historia Natural.
- BOL. MINAS, INDUSTR. CONSTR.—Boletín de Minas, Industria y Construcciones. Lima.
- BOLIVIA MINERA.—Bolivia Minera. Ministerio de Justicia e Industria. La Paz.
- BOL. OFIC. ESTADÍSTICA.—Boletín de la Oficina Nacional de Estadística. La Paz.
- BULL. GEOL. SOC. AM.—Bulletin of the Geological Society of America. Rochester (N. Y.).
- BULL. INST. AEGYPT.—
- BULL. PANAMER. UNION.—Bulletin of the Panamerican Unión.
- CENTRABL. KUNSTDÜNGER IND.—Centralblatt fuer die gesamte Kunstdünger Industrie. Mannheim.
- CHEMIC. TRADE. JOURN.—The Chemical Trade Journal.
- CHILEAN REV.—The Chilean Review. London.
- COLLIERY ENGINEER.—Colliery Engineering. London.
- CONGR. CHIL. MINAS. METAL.—Congreso Chileno de Minas y Metalurgia. Santiago. 1916.
- DIRECC. GENERAL. ESTADIST. EST. GEOGR.—Véase: BOL. DIR. ESTAD. etc.
- ERDM. WERTHERS. JOURN. PRAKT. CHEMIE.—Erdmann Werthers Journal fuer praktische Chemie.
- ERNAEHRUNG DER PFLANZE.—Die Ernaehrung der Pflanze. Mitteilungen des Kalisyndikats. Stassfurt.
- GAEA.—Gaea. Anales de la Sociedad Argentina de Estudios Geográficos. Buenos Aires.
- GEOL. FÖREN FÖRH.—Geologiska Föreningens Stockholm Förhandlingar. Stockholm.
- GLÜCKAUF.—Essen.

- IRON AGE.—The Iron Age. New York.
- IRON TRADE REV.—Iron Trade Review.
- JOURN. CHEM. SOC.—Journal of the Chemical Society. London.
- JOURN. LIVERPOL. GEOL. ASSOC.—Journal of the Liverpool Geologists Association. Liverpool.
- JOURN. R. SOC. ARTS.—Journal of the Royal Society of Arts. London.
- JOURN. SOC. CHEM.—
- MEM. SOC. CIENT. MÉXICO.—Memorias de la Sociedad Científica, Antonio Alzate. México.
- METALL U ERZ.—Metall und Erz. Halle.
- MIN. ENG. WORLD.—Mining and Engineering World.
- MINER. INDUSTRY.—The Mineral Industry. Mac. Graw Hill. New York.
- MINER. MAGAZ. JOURN. MIN. SOC.—The Mineralogical Magazin and Journal of the Mineralogical Society. London.
- MINES AND MINERALS.—Mines and Minerals. Scranton (Pa).
- MIN. SCIENCE.—
- MIN. MAGAZ.—Mining Magazin. London.
- MITT. DEUTSCH-OESTERR. ALPENVER.—Mitteilungen des Deutsch-Oesterreichischen Alpenvereins.
- MONOGR. IND. MINERA.—Monografías de la Industria Minera. Oficina Nacional de Inmigración, Estadística y Propaganda Geográfica. La Paz.
- NATURW. WOCHENSCHR.—Naturwissenschaftliche Wochenschrift. Jena.
- OFICINA INMIGR. ESTAD.—Véase MONOGR. IND. MINERA.
- OESTERR. ZEIT. BERG. U. HUETTENW.—Oesterreichische Zeitung fuer Berg. und Huettenwesen.
- PALAEOBOT. ZEITSCHR.—Palaeobotanische Zeitschrift.
- PHOENIX.—Phoenix. Zeitschrift fuer deutsche Geistesarbeit, in Suedamerika. Buenos Aires.
- POP. SCI. MONTH.—Popular Science. Monthly.
- PROC. CRYST. SOC.—Proceedings of the Crystallographical Society.
- PROC. MIDLAND INST. M. E.—Proceedings of the Midland Institute of Mining, Civil and Mechanical Engineers. Newcastle upon Tyne.
- PROC. 2. PANAMER. SCIENT. CONGR.—Proceedings of the 2. Panamerican Scientific Congress. Wáshington. 1917.
- REP. CORNWALL POLYT. SOC.—Annual Report of the Royal Cornwall Polytechnical Society. Falmouth.
- REV. AMER.—La Revue Américaine. Bruxelles.
- REV. GÉNÉR. BOT.—Revue Générale de Botanique.
- REV. MINERA.—Revista Minera. Oruro. Bolivia.
- REV. MINIST. COLONIZ. AGRICULT.—Revista del Ministerio de Colonización y Agricultura. La Paz.
- RIQUEZA MINERA.—La Riqueza Minera de Chile. Santiago.
- SITZ. BER. BAYER. AKAD.—Sitzungsberichte der Bayrischen Akademie der Wissenschaften.
- TRANSACT. INST. MIN. METAL.—Transactions of the Institution of Mining and Metallurgy. London.

- TRANSACT. R. GEOL. SOC. CORNWALL.—Transactions of the Royal Geological Society of Cornwall. Penzance.
 ZEITSCHR. ALLGEM. ERDKUNDE.—Zeitschrift fuer allgemeine Erdkunde. Berlin.
 ZEITSCHR. VULKANOLOGIE.—Zeitschrift fuer Vulkanologie. Berlin.

I. YACIMIENTOS METALIFEROS

A) CHILE.

- 1352.—Allen, A. W.—La empresa de Chuquicamata.
 Bol. Soc. Nac. Min. 1921. p. 371-90.
 Traducción de un artículo de Min. Scient. Press. 1921.
- 1353.—Anónimo.—The extent of the Chilean Iron Ore Deposits.
 Iron Trade Review. 1913. Tomo 52. p. 459-62.
1354. — Quarrying Ore in distant Chile (Tofo).
 Iron Trade Review. 1914. Tomo 54. p. 1061-64.
1355. — The Bethlehem Steel Companys Tofo Mines.
 Iron Age. 1914. Tomo 93. p. 1456-58.
1356. — Operations at the Tofo Mines in 1914.
 Iron Age. 1914. Tomo 94. p. 1448-49.
1357. — Development of Mining in South America. Chile.
 Min. Eng. World. 1914. p. 518-23.
1358. — Smelting at Panulcillo.
 Eng. Min. Journ. 1915. Tomo 100. p. 787-89.
1359. — Mining at Tocopilla. Chile.
 Eng. Min. Journ. 1916. Tomo 101. p. 259.
1360. — Los Yacimientos de cobre que explota la Braden Copper Company.
 Teniente Topics. Tomo 1. p. 24-29.
1361. — Chuquicamata.
 Bol. Soc. Nac. Min. 1923. p. 86-87.
1362. — Sociedad Minas de Plata, Nueva Elqui.
 Riqueza Minera. Año 1. p. 10.
1363. — The Andes Copper Mining Company: Potrerillos.
 Riqueza Minera. Año 1. p. 12.
1364. — Santiago Mining Company. Minas Africana y Lo Aguirre.
 Riqueza Minera. Año 1. p. 13.
1365. — Compañía Minera Domeyko.
 Riqueza Minera. Año 1. p. 14.
 Minas de Los Sapos, Espino, Farellón de Vásquez, Incienso, Plazuelas.
1366. — Mina "Exploradora" y Anexas. Sierra de la Encantada. Chañaral.
 Riqueza Minera. Año 1. p. 30.
1367. — Compañía Minera "Eureka" de Tres Puntas.
 Riqueza Minera. Año 1. p. 94.

- 1368.--**Anónimo.**—Compañía Minera “Elisa de Bordos”.
Riqueza Minera. Año 1. p. 96-97.
1369. — Compañía Minera de Aconcagua.
Riqueza Minera. Año 1. p. 124-29.
1370. — Compañía Minas de Plata “Vicuña”.
Riqueza Minera. Año 1. p. 136-39.
Minas Vacas Heladas y Río Seco.
1371. — Sociedad Fundición Nacional de Plomo.
Riqueza Minera. Año 1. p. 153.
1372. — Productos de Chile: El Manganeso.
Riqueza Minera. Año 1. p. 185.
1373. — Compañía Minera Chañarcillo y Lomas Bayas.
Riqueza Minera. Año 1. p. 203.
1374. — Productos de Chile: El Fierro.
Riqueza Minera. Año 2. p. 233.
1375. — Compañía Minera “Los Bronces de Río Blanco”.
Riqueza Minera. Año 2. p. 252-53 y 256.
1376. — Productos de Chile: El Arsénico.
Riqueza Minera. Año 2. p. 315.
1377. — Compañía Minera del Pacífico.
Riqueza Minera. Año 2. p. 320.
Minas: Ranchos, San José, California, Santa Rosa.
1378. — Compañía Minera Fortuna, Limitada.
Riqueza Minera. Año 2. p. 326-27.
Minas: Carlota, Arturo Prat, Abundancia, Porvenir.
1379. — Compañía Aurífera Brilladora.
Riqueza Minera. Año 2. p. 330.
Minas: Brilladora y Llahuán.
1380. — Compañía Minas de Gatico.
Riqueza Minera. Año 2. p. 331.
1381. — Compañía Minera Huanillos y Punta Blanca.
Riqueza Minera. Año 2. p. 334-35.
Minas: Huanillos, Punta Blanca.
1382. — Compañía Minas y Fundición de Atacama.
Riqueza Minera. Año 2. p. 336.
Minas: Ojancos Nuevos.
1383. — Productos de Chile: El Cobalto.
Riqueza Minera. Año 2. p. 351.
1384. — Productos de Chile: Molibdeno y Tungsteno.
Riqueza Minera. Año 2. ps. 369 y 378.
1385. — Compañía Minera Santo Tomás de Manganeso.
Riqueza Minera. Año 2. p. 395.
1386. — Productos de Chile: el Plomo.
Riqueza Minera. Año 2. p. 409 y 420.
1387. — Compañía Minera Ofelia de Pabellón de Pica.
Riqueza Minera. Año 2. p. 415.
1388. — Productos de Chile: El Mercurio.
Riqueza Minera. Año 3. p. 449 y 463.
1389. — Comunidad Aurífera Polcura.
Riqueza Minera. Año 3. p. 475.

- 1390.—**Anónimo**.—Productos de Chile: El Manganeso.
Riqueza Minera. Año 3. p. 541, 552 y 554.
1391. — **Compañía Aurífera Angostura**.
Riqueza Minera. Año 3. p. 548-49 y 551.
- 1392.—**Aracena, M.**—Noticias sobre la naturaleza y el beneficio de los minerales de plata de la veta de San Javier, situada en el departamento de Ovalle.
Anal Univers. 1850. p. 212-13.
- 1393.—**Astorga, M. R.**—Reseña de algunos minerales antiguos de Huasco.
Congr. Chil. Minas y Metal. 1916. Tomo 6. p. 31-38.
- 1394.—**Avalos, C. G.**—Noticias sobre Collahuasi.
Bol. Soc. Nac. Min. 1910. p. 415-18.
- 1395.—**Barber, G. M.**—Notes on the treatment of the gold ores of the Guanaco Mineral District, Desert of Atacama, Chile.
Transact. Inst. Min. Metalurgy 1897. Tomo 5. p. 99-114.
- 1396.—**Benítez, F.**—El mineral de Catemu.
Bol. Soc. Nac. Min. 1921. p. 317-40 y 515-45.
- 1397.—**Blanquier, J.**—Copper Mines in Chile.
Min. Scient. Press. 1913. Tomo 106. p. 478-80, 507-09 y 583-84.
- 1398.—**Braden, W.**—Conditions and Costs of Mining at the Braden Copper Mines, Chile.
Transact. Amer. Inst. Min. Eng. 1909. Tomo 40. p. 743-46.
Eng. Min. Journ. Tomo 88. p. 1026-27.
1399. — **Early history of the Braden Copper Company**.
Teniente Topics. Tomo 1. p. 19-23.
Traduce.: Teniente Topics. Tomo 1. p. 41-44.
- 1400.—**Brain, J.**—La industria minera en Magallanes.
Bol. Soc. Nac. Min. 1906. p. 1-7.
Oro, cobre, carbón.
- 1401.—**Bruehl, P. T.**—Collahuasi La Grande Copper Mines, Tarapacá, Chile.
Eng. Min. Journ. 1917. Tomo 104. p. 910-12.
Extracto en: Geol. Zentralbl. 1920. Tomo 25. p. 342.
- 1402.—**Buck, C. A.**—The Tofo Iron Mines in 1914.
Eng. Min. Journ. 1915. Tomo 99. p. 145-46.
- 1403.—**Darapski, L.**—Die nutzbaren Lagerstaetten Taltals (Chile). Los yacimientos mineros de Taltal.
Zeitschr. prakt. Geol. 1902. Tomo 10. p. 153-55.
- 1404.—**Douglas, J.**—The copper mines of Chile.
Eng. Min. Journ. 1872. Tomo 13. p. 330-31, 340, 363, 387-88 y 406. (Es reimpresión de un artículo publicado en: The London Quarterly of Science).
- 1405.—**Echegaray, N.**—El mineral de Chañarillo.
Bol. Soc. Nac. Min. 1905. p. 357-60.

- 1406.—**Edwards, H. W.**—Mining in the Straits of Magellan.
Eng. Min. Journ. 1911. Tomo 92. p. 1091-93.
(Lavaderos de oro; mapa ilustrativo de la repartición de los minerales de oro, cobre y lignita).
- 1407.—**Eich.**—Ueber die Entdeckung und das Vorkommen von Silbererzen im Mineral von Caracoles im Departament Lamar (Atacama), Bolivien. Sobre el descubrimiento y el yacimiento de los minerales de plata de Caracoles.
Berg u. Huettennm. Zeit. 1871. Tomo 30. p. 133-36.
- 1408.—**Fleck, A.**—Der Kupfererzbergbau im lateinischen Amerika.—La minería del cobre en la América latina.
Glueckauf. 1911. Tomo 47. p. 466-74, 507-12, 550-54.
Traducc. en: Min. Journ. 1911. Tomo 93. p. 430-31, 436-37, 466-67 y 496-97.
1409. — Copper Mining Industry of Chile, Past and Present.
Min. Eng. World. 1911. Tomo 35. p. 859-60.
- 1410.—**Fleury, M.**—Mines de cuivre et d'or de Remolinos au Chili.
Ann. Mines. 1863. (6). Tomo 5. p. 510.
- 1411.—**Fritzsche, C. H.**—Investigaciones microscópicas sobre formación y orden de sucesión de los minerales.
Bol. Soc. Nac. Min. 1923. p. 478-84.
Riqueza Minera. Año 2. 1923. p. 268-69.
1412. — Consideraciones generales sobre la geología de los yacimientos de cobre en Chile.
Riqueza Minera. Año 2. 1924. p. 353-54.
- 1413.—**Gandarillas Matta, J.**—La industria siderúrgica y las minas de hierro.
Congr. Chil. Minas y Metal. 1916. Tomo 1. p. 1-230.
Descripción de los yacimientos chilenos en las páginas 106-24.
- 1414.—**García, A. G.**—Breves apuntes sobre algunos centros mineros principales del Departamento de Copiapó. (40 pág.)
Valparaíso, 1917.
- 1415.—**Gimenez, J. V.**—La industria del cobre en Chile.
Anal. Soc. Cient. Argentina. 1899. p. 209-38.
- 1416.—**Gmehling, A.**—Metallurgische Beitrage aus Chile. Das Auftreten der Silbererze zu Challacollo und deren Laugung zu Cerro Gordo.—Contribuciones metalúrgicas de Chile; Los minerales de plata de Challacollo y su lixiviación en Cerro Gordo.
Oesterr. Zeit. Berg. u. Huettennw. 1893. Tomo 43. p. 468-71 y 479-83.
- 1417.—**González, M. C.**—The Mineral Region of Collahuasi.
Eng. Min. Journ. 1911. Tomo 92. p. 956-57.
- 1418.—**Graham, H. R.**—The mines of the Braden Copper Co.
Min. Eng. World. 1915. Tomo 43. p. 805-08.

- Traducc. en: Bol. Soc. Nac. Min. 1920. p. 238-40.
Extracto en: Geol. Zentralbl. Tomo 25. p. 372-73.
- 1419.—Harder, E. C.—Manganese Ores of Russia, India, Brazil and Chile.
Transact. Amer. Inst. Min. Eng. 1917. Tomo 56.
p. 31-76.
- 1420.—Harding, J. E.—Andes Copper Mining C.'s Development at Potrerillos, Chile.
Eng. Min. Journ. 1918. Tomo 105. p. 137-39.
Traducc. en: Bol. Soc. Nac. Min. 1920. p. 218-20.
Extracto en: Geol. Zentralbl. Tomo 25. p. 342.
- 1421.—Hartwig, A.—Die Eisenindustrie in Chile.—La industria siderúrgica en Chile.
Mitt. Deutsch-Suedam. Inst. 1915. p. 12-39.
- 1422.—Hawxhurst, R.—The Poderosa Copper Mine, Collahuasi, Chile.
(trad. véase N.º 75).
Eng. Min. Journ. 1908. Tomo 85. p. 490-91.
1423. — The Collahuasi Copper district, Chile.
Min. Magaz. 1910. Tomo 3. p. 270-77.
- 1424.—Junghann, H.—Die Kupfergrube Chuquicamata in Chile.
Zeitschr. Berg. Huett. Sal. Wesen. 1914. Tomo 62.
p. 411-14.
- 1425.—Kaempffer, E.—El mineral de Potrerillos:
Bol. Soc. Nac. Min. 1905. p. 56-63.
- 1426.—Keller, H. F.—Notes on some Chilean copper minerals.
Proc. Amer. Phil. Soc. 1908. Tomo 47. p. 79-85.
- 1427.—Kemp, J. F.—Iron ore resources of Colombia, Venezuela, Bolivia, Perú and Chile.
En: The Iron ore resources of the World. 11. Congreso Geológico Internacional. Estocolmo. 1910. Tomo 2. p. 801-06.
- 1428.—Kuntz, J.—Informe general sobre la zona cuprífera de los departamentos de Vallenar y Freirina. (19 fig. varios planos).
Bol. Soc. Nac. Min. 1921. p. 399-412; 1922. p. 547-569, 1923. p. 3-30.
1922: Tunillas, Dadrín, Cachiyuyo, América, Las Guías, Veta Gruesa, Fraguíta, San Juan de Dios, Ratones, Mollaca, Almireces, Cerro Colorado de Cachiyuyo, Mantos de Domeyko, Piriña, Mantos Palacios, Cinchado.
1923. El cobre, Perdices, Cóndor, Manque, Las Breas, Orito, Manto Verde, Carrizo, Remolinos, Camarones, Porotas, Nauches, Dolores, Manto de Algarrobito, Paico, Calaveras, Morado, Lechuza, Quebradita, Fraguíta, Arenillas, Aguadita.
1429. — La Minería de Copiapó. (numerosas fig. y fot.).
Bol. Soc. Nac. Min. 1923. p. 87-100, 131-156, 165-210.
Inca de Oro, Galleguillos, Jesús María, Durazno, Garín Viejo, Ladriillos, Retamo, Cabeza de Vaca, Lomas Bayas, San Antonio, El Rosario, Rincón de Bodega, Ojanco Viejo, Ojanco Nuevo, Pintados, Punta del Cobre, Ladriillos, Altar de Cobre, Altar de Plata, Sierra Carmen, Cerro Blanco, Amolanas, Azufre, Puquios, Dulcinea, Llampos, Morado.

- 1430.—Kuntz, J.—Informe sobre un viaje a los principales centros mineros del Departamento de Chañaral.
Bol. Soc. Nac. Min. 1923. p. 285-304 y 315-337.
Salado, Limbo, Jote, Flor de Tulipán, Animas, Pozos, Manto Verde, Laura, Kuroki, Carrizalillo, Punta Negra, Carmen, Santa Rosa, Parafso, Leonor, Carmen, Potrerillos, Pueblo Hundido, Manto Tres Gracias.
1431. — Monografía Minera de la Provincia de Coquimbo. (numerosos perfiles y g.).
Bol. Soc. Nac. Min. 1925. p. 331-40, 415-28, 608-619, 679-693, 772-90, 863-78; 1926. p. 200-211, 330-41.
Departamento de La Serena:
Yerba Buena, Mina Rica, Zapallo, Mina Grande, Los Morros, La Higüera, Brillador, San Antonio, Tunillas, Dadín, Pajonales, Talcuna, Las Cañas, Condoriaco, Quitana, Arqueros, Rodaito, El Tofo, p. 337-681.
Departamento de Elqui:
Sauce, Porongo, Las Breas, Uchumi, Andacollito, Peralillo, Almendral, Rubio, Nueva Elqui, Los Tilos, p. 681-93.
Departamento de Coquimbo y Ovalle:
Tambillos, Andacollo, El Cobre, Huatada, Panuleillo, Incienso, Cocinera, Lechuza, Atutema, Peñuelas, Tamaya, Samo Alto, Huampulla, Quebrada Seca, Minas de las regiones de Sotaquí y Paloma, Punitaqui, Mollacas, La Laja, Altar, Talca, Tulahuén, Hurtado, Torca, Minas de Manganeso, p. 772-873.
Departamento de Combarbalá:
El Cobre, San Lorenzo, Sta. Gertrudis, Los Sapos, Pulpica, Escondida, Cerro Gloria, Alegría, Andacollito, Peña Blanca, Cárcamo, p. 873-209 (1926).
Departamento de Illapel:
Lahuín, Quebrada Sánchez, Guías, Los Brujos, Llamuco, Consuelo, Mirador, Las Palmas, Iglesia, p. 1926, p. 209.
1432. — Estudio sobre el proyecto de establecimientos de concentración.
Bol. Soc. Nac. Min. 1923. p. 397-417.
1433. — Ueber die gegenwaertige Bewegung in der Kupferindustrie Chiles und die Beteiligung deutschen Kapitals.
Metall und Erz. 1921. Tomo 18. p. 523-24.
1434. — Die Erzlagerstaetten und der Bergbau von Copiapó, Chile.
Metall und Erz. 1924. Tomo 21. p. 85-99.
- 1434 a. — Die Kupfergrube von Potrerillos der Andes Copper Mining Co.
Metall u. Erz 1926. Tomo 23. p. 173-76.
- 1434 b. — Die Kupfergrube Chuquicamata.
Metall u. Erz. 1926. Tomo 23. p. 193-99.
- 1435.—Lamb, M. R.—Gold discovery at Putú, Chile.
Eng. Min. Journ. 1911. Tomo 92 p. 1078-79.
1436. — Gold and silver in Chile.
Eng. Min. Journ. 1915. Tomo 99. p. 847-49.
Cachinal, Miles (Talca), Las Vacas.
- 1437.—Latham, R. E.—Mineral de Oro de Los Rulos.
Riqueza Minera. Año 3. 1925. p. 518 y 527.
- 1438.—Launay, L. de.—Une mine de couperose au Chile (Copaquire).
La Nature. 1902.

- 1439.—**Leith, C. K.**—Iron ores of the Americas.
Proc. 2. Panamer. Scient. Congr. Wáshington.
1917. Tomo 8. p. 954-59.
- 1440.—**Lindgren, W.**—Gold and silver deposits in North and South America.
Transact. Amer. Inst. Ming. Eng. 1916. Tomo 55.
p. 883-909.
Proc. 2. Panamer. Scient. Congr. Wáshington.
1917. Tomo 8. p. 560-78.
- 1441.—**Linnemann, Cl.**—Los yacimientos de fierro en el sur de Atacama.
Bol. Soc. Nac. Min. 1920. p. 691-705.
- 1442.—**Loram, S. H.**—Placers of Tierra del Fuego.
Min. Scient. Press. 1909. Tomo 99. p. 125-28.
- 1443.—**Machado, M. R.**—Estudios de la región de Caleu y de algunas de sus principales minas.
Bol. Mus. Nac. de Chile. 1911. Tomo 3. p. 387-95.
- 1444.—**Marín Vicuña, S.**—La industria del Cobre y el Mineral de Potrerillos.
Bol. Soc. Nac. Min. 1920. p. 11-36.
1445. — La industria del Cobre en Chile.
Rev. Chil. Hist. y Geograf. 1920. Tomo 33. p. 132-72.
1446. — La Minería en Chile y Perú.
Riqueza Minera. Año 1. 1921. p. 11.
- 1447.—**Mella, F.**—Black Sand Deposits of the island of Chiloé.
Eng. Min. Journ. 1921. Tomo 111. p. 497-501.
- 1448.—**Miller, B. L.**—Geología y minería andinas.
Bol. Soc. Nac. Min. 1921. p. 465-74.
- 1449.—**Miller, B. L. y Singewald, J.**—Exploitation of Chilean Mines.
Eng. Min. Journ. 1916. Tomo 102. p. 289-93.
1450. — The Mineral Deposits of South América. (598 pág. 60 fig).
New York y London. 1919.
La parte referente a Chile se halla en las pág. 233-347.
- 1451.—**Murdoch, J. A. W.**—A curious copper deposit in Chile.
Eng. Min. Journ. 1901. Tomo 71. p. 587-88.
Transact. Inst. Min. Metall. London. 1901. Tomo 9.
p. 300-02.
- 1452.—**Muro, J.**—The silver-bearing veins of Huantajaya. Tarapacá, Chile.
Mining Journ. 1908. Tomo 83. p. 485 y 502.
- 1453.—**Oehmichen, H.**—Una excursión al yacimiento de sulfato de cobre de Copaquire en el norte de Chile. (traduce. del N.º 121).
Bol. Soc. Nac. Min. 1920. p. 502-08.
- 1454.—**Officer, H. G.**—Geology of the Huantajaya Silver District.
Eng. Min. Journ. Press. 1922. Tomo 113. p. 568-72.
Traduce. en: Bol. Soc. Nac. Min. 1923. p. 217-30.

- 1455.—**Ossandon, B.**—Posibilidades Mineras en el departamento de Elqui.
Riqueza Minera. Año 1. p. 52.
1456. — Posibilidades mineras en Coquimbo.
Riqueza Minera. Año 1. p. 86.
1457. — Investigaciones mineras.
Riqueza Minera. Año 1. p. 98.
1458. — Yacimientos auríferos en el departamento de Elqui.
Riqueza Minera. Año 1. p. 158.
1459. — La industria del Manganese en Atacama y Coquimbo.
Riqueza Minera. Año 2. p. 306.
1460. — El mineral del Carmen.
Riqueza Minera. Año 2. p. 435.
- 1461.—**Pope, E. D.**—Gold Mining in Chile.
Min. Magaz. 1915. Tomo 13. p. 33-36.
- 1462.—**Sánchez, P. O.**—Caracoles. Su descubrimiento.
Bol. Insp. Geogr. Minas. 1913. p. 137-43.
- 1463.—**San Roman, Fr. J.**—El nuevo Mineral de Oro "Remolinos".
Bol. Soc. Nac. Min. 1888. I. p. 799-800.
- 1464.—**Señoret, M.**—La región aurífera en la Tierra del Fuego.
Anal. Soc. Cient. Argent. Tomo 35. p. 243-52.
- 1465.—**Simmersbach, R.**—Das Eisenerzvorkommen von Tofo bei Coquimbo in Chile.
Zeitschr. prakt. Geol. 1917. p. 186-90.
- 1466.—**Smith, J. R.**—The economic geology of Chile (Mineral resources)
Bull. Amer. Geogr. Soc. 1904. Tomo 36. p. 1-21.
- 1467.—**Strauss, L. W.**—The Mineral Industry of Chile.
Min. Scient. Press. 1916. Tomo 112. p. 475-78.
- 1468.—**Sundt, F. A.**—Mining and Metallurgy in Chile.
Mines and Minerals. 1910. Tomo 30. p. 646-47.
1469. — The Calama Copper District, Chile.
Mines and Minerals. 1911. Tomo 31. p. 473-75 y 605-06.
- 1470.—**Walker, Ed.**—The Copper Sulphate Deposits at Copacquire,
Eng. Min. Journ. 1903. Tomo 75. p. 710.
- 1471.—**Whitehead, W. L.**—The veins of Chañarcillo.
Economic Geology 1919. Tomo 14. p. 1-45.
Traducido en: Bol. Soc. Nac. Min. 1925. p. 34-40,
81-97, 134-141, 195-201, 268-275 y 353-59.
Extracto en: Geol. Zentralbl. 1920. Tomo 25. p. 372.
Estudio minucioso con planos, perfiles y fotografías metalográficas.
- 1472.—**Yeatman, P.**—The Braden Copper Company.
Eng. Min. Journ. 1911. Tomo 92 p. 1128-32 y 1186-88.
1473. — The Braden Copper Mines.
Min. Scient. Press. 1911. Tomo 103. p. 769-72.

- 1474.—**Yeatman, P.**—The Mine of the Chile Exploration C.° Chuquicamata, Chile.
 Proc. 2. Panamer. Scient. Congr. Washington.
 1917. Tomo 8. p. 260-77.
 Traducc. en: Bol. Soc. Nac. Min. 1920. p. 260-77.
 Extracto en: Geol. Zentralbl. 1920. Tomo 25. p. 341-42.

Addenda

- 1474 a.—**Anónimo.**—The Chile Copper C.°
 Bol. Soc. Nac. Min. 1924. p. 334-337.
- 1474 b. — Informe de la Braden Copper Company para 1923.
 Bol. Soc. Nac. Min. 1924. p. 437-40.
- 1474 c. — La Anaconda Copper C.° reanuda los trabajos en Potrerillos.
 Eng. Min. Journ. Press.
 Traducido en: Bol. Soc. Nac. Min. 1925. p. 266-68
- 1474 d.—**Brown, O. M. y F. Benítez.**—El fracaso de las exploraciones en las antiguas minas de Plata de Atacama.
 Bol. Soc. Nac. Min. 1924. p. 292-97.
 Tres Puntas, Lomas Bayas, Chañarillo
- 1474 e.—**Cereceda, L.**—La Compañía Minera de las Condes.
 Riqueza Minera. Año 3. 1925. p. 600-605.
- 1474 f.—**Kuntz, J.**—Erste Eindruecke eines Bergingenieurs in Chile.
 Metall u. Erz. 1921. Tomo 18. p. 519-22.
- 1474 g.—**Lindgren, W. y E. S. Bastin.**—The Geology of the Braden Mine, Rancagua, Chile (mapa y perfiles geológicos).
 Economic Geologic. 1922. Tomo 17. p. 75-99.
1474. h.—**Mella, F.**—Platino en Chiloé.
 Riqueza Minera. Año 3. 1925. p. 619.
 Traducción de un artículo publicado en: Mineral Resources of the United States.
- 1474 i.—**Motter, W. D. B.**—Operations of the Chile Exploration Co. Chuquicamata, Chile.
 Mining and Metallurgy. 1924. p. 13-16.
- 1474 k.—**Packard, R. O.**—The Copper-Silver Mines of the Collahuasi District.
 Chilean Review. 1924. p. 382-83.
 Trad. en: Bol. Soc. Nac. Min. 1925. p. 318-21.
- 1474 l.—**Pitblado, L.**—Gold Mining. in Chile.
 Min. Magaz. 1921. Tomo 24. p. 27-30.
 Alhué.
- 1474 m.—**Ramírez, A. A.**—Yacimientos metalíferos en Colchagua.
 Riqueza Minera. Año 3. 1925. p. 687.
- 1474 n.—**Anónimo.**—Productos de Chile: El hierro.
 Riqueza Minera. 1925. p. 699-701 y 708.
- 1474 o. — Producción minera de Chile en 1924.
 Riqueza Minera. 1925. p. 746.

- 1474 p.—**Anónimo.**—Sociedad Fundición Nacional de Plomo.
Riqueza Minera. 1926. p. 803.
- 1474 q. — Sociedad Explotadora de Manganeso.
Riqueza Minera. 1926. p. 816-18.
- 1474 r.—**Ackermann, R.**—La Industria del Plomo en Chile.
Riqueza Minera. 1925. p. 781.
- 1474 s.—**Kuntz, J.**—Progreso de la Geología de los Yacimientos.
Bol. Soc. Nac. Min. 1926. p. 81-91.
Perfiles por las minas: Abundancia de Paposo, Talcuna, San Pedro de Nolasco.
- 1474 t.—**Lehmann, C.**—La industria del cobre en Chile y su relación con los pequeños capitales nacionales.
Riqueza Minera. 1926. p. 807 y 814.

B) BOLIVIA

- 1475.—**Anónimo.**—Sociedad Estañífera Chacaltaya.
Riqueza Minera. Año 1. p. 68.
1476. — Empresa de Estaño de Araca.
Riqueza Minera. Año 2. p. 317.
1477. — Compañía Minera y Agrícola Oploca de Bolivia.
Riqueza Minera. Año 2. p. 319 y Año 4. p. 800.
1478. — Compañía Minera de Oruro.
Riqueza Minera. Año 2. p. 321 y Año 3. p. 732-34.
1479. — Sociedad Estañífera Chacaltaya.
Riqueza Minera. Año 2. p. 324.
1480. -- Empresa Minera y Agrícola Santo Cristo.
Riqueza Minera. Año 2. p. 325.
1481. — Compañía Estañífera Kumurana de Potosí.
Riqueza Minera. Año 2. p. 332-33.
1482. — Compañía Minera Victoria.
Riqueza Minera. Año 2. p. 341.
1483. — Compañía Minera de Plata y Estaño Machacamarca de Potosí.
Riqueza Minera. Año 2. p. 393.
1484. — Compañía Minera El Salvador.
Riqueza Minera. Año 3. p. 451 y 456.
1485. — Compañía Estañífera Inquisivi.
Riqueza Minera. Año 3. p. 471.
1486. — Compañía Estañífera de Ocuri.
Riqueza Minera. Año 3. p. 493 y 497.
1487. — Sociedad Estañífera Morococala.
Riqueza Minera. Año 3. p. 513.
1488. — Compañía Estañífera Kumurana de Potosí.
Riqueza Minera. Año 3. p. 517.
1489. — Empresa Estañífera "El Turquí de Potosí".
Riqueza Minera. Año 3. p. 518.
1490. — The Chorolque Tin District.
Min. Magaz. 1911. p. 213-15.

- 1491.—Agle, W.—The Tipuani Gold Fields of Bolivia.
Eng. Min. Journ. 1897. Tomo 63. p. 544.
- 1492.—Aramayo, I.—Cerro de Potosí.
Bol. Dir. Estad. Estud. Geogr. 1913. N.º 86. p. 193-214.
- 1493.—Avalos, C. G.—Riqueza Minera de Bolivia.
Bol. Ofic. Estadística. 1913. p. 340-60.
- 1494.—Ballivian, M. V.—Sinópsis estadística y geográfica de la República de Bolivia.
Ofic. Nac. Inmigr. Estad. La Paz. 1903. Tomo 2. Sección Minera: p. 36-163.
- 1495.—Ballivian, M. V. y B. Saavedra.—El cobre en Bolivia. (68 págs.)
Monogr. Ind. Minera. La Paz. 1898.
— El estaño en Bolivia (con apéndice sobre el Bismuto).
Monogr. Ind. Minera. La Paz. 1900. (133 págs.).
- 1496.—Ballivian, M. V. y J. Zarco.—El oro en Bolivia.
Monogr. Ind. Minera. La Paz. 1898. (248 págs.).
- 1497.—Bancroft, H.—The tin situation in Bolivia,
Transact. Amer. Inst. Min. Eng. 1914. Tomo 47. p. 173-89.
- 1498.—Benson, A.—Gold dredging possibilities in Bolivia.
Min. World. 1910. Tomo 32. p. 892.
- 1499.—Blanco, P. A.—Monografía de la Industria Minera en Bolivia.
Direcc. Gener. Estadíst. Est. Geogr. 1910. (404 págs.).
- 1500.—Blik, P. F. y Söhnlein.—Bolivian Mining in 1915.
Eng. Min. Journ. 1916. Tomo 101. p. 173-75.
- 1501.—Bradley, D. H.—Mining in Bolivia.
Min. Magaz. 1905. Tomo 11. p. 41-48.
- 1502.—Brown, G. E.—Present position of Bolivian tin mines.
Mining Journ. 1909. Tomo 85. p. 399.
1503. — An unusual arrangement of tin ore in a vein.
Mining Journ. 1912. Tomo 97. p. 611-12.
- 1504.—Bullock, St.—A trip through Bolivia.
Eng. Min. Journ. 1915. Tomo 100. p. 421-24.
Potosí y Oruro.
- 1505.—Comynet.—Note sur les exploitations aurifères de la vallée de Tipuani, Bolivie.
Annal. Mines. 1858 (5). Tomo 13. p. 155-65.
- 1506.—Conway, W. M.—The goldfields of eastern Peru and Bolivia.
Journ. Roy. Soc. Arts. 1908. Tomo 57. p. 29-37.
- 1507.—Copeland, Durward y Hollister.—Tin ore dressing at Llallagua, Bolivia.
Eng. Min. Journ. 1915. Tomo 100. p. 461-64, 513-15 y 555-58.
- 1508.—Corning, F.—The gold deposits of the Tipuani River, Bolivia.
Eng. Min. Journ. 1886. Tomo 42. p. 58-60.
- 1509.—Coutouly.—Le cuivre en Bolivie.
Annal. Mines. 1899. (9). Tomo 15. Bull. p. 351-54.

- 1510.—Davy, W. M.—Ore deposition in the Bolivian Tin Silver Deposits. *Economic Geology*. 1920. Tomo 15. p. 463-96. (12 figs.).
- 1511.—Dean, G. W.—Tin Mining and Milling in the Bolivian Andes. *Eng. Min. Journ.* 1910. Tomo 90. p. 1053-54.
- 1512.—Endter, A.—The tin mines of Llallagua, near Oruro, Bolivia. *Mining Journ.* 1909. Tomo 86. p. 52-53.
- 1513.—Everding.—Unterlagen zu einer bergmaennischen Lagerstaetten-Begutachtung im bolivianischen Zinnerzdistrikt. Bases para una información minera sobre los yacimientos de estaño de Bolivia. *Glueckauf*. 1909. Tomo 45. p. 1325-35.
- 1514.—Falancier.—Mining Industry in Bolivia. *Mining Journal*. 1907. Tomo 81. p. 321.
- 1515.—Fawns, S.—Tin deposits of the World (304 págs.). London. 1907.
Bolivia: p. 122-37. Huanuni, Morococala, Vilacollo, Negro Pabellón, Colquirí, Sayaquiri, Oruro, Abicaya, Chorolque, Quimza Cruz, Potosí, etc.
- 1516.—Firebrace, W. E.—Suchez de Bolivia Hydraulic Mine. *Min. Scient. Press*. 1909. Tomo 98. p. 287-88.
- 1517.—Frochet, M.—Note sur les gisements de Tipuani, Bolivie, (con mapa). *Annal. Mines*. 1901. (9). Tomo 19. p. 149-85.
1518. — L'étain en Bolivie. *Annal. Mines*. 1901. (9). Tomo 19. p. 186-222.
- 1519.—Glaizot, F.—Voyage minier à travers le continent Sud Américain de La Paz à Pará, par les Andes et l'Amazon. *Bull. Soc. l'Industr. Minérale*. 1910. (4). Tomo 13. p. 5-50.
Minas de La Paz y Oruro.
- 1520.—Gmehling, A.—Metallurgische Beitraege aus Bolivia. *Oesterr. Zeit. Berg. u. Huettenw.* 1890. Tomo 38. p. 269-73, 281-86, 294-98, 1891. Tomo 39. p. 527-28.
- 1521.—Godoy, Felipe de.—Relación que hizo Felipe de Godoy del asiento minero, minas y población de San Felipe de Austria, llamado Oruro. *Bol. Ofic. Estadística*. 1912. p. 414-64.
Copia de un manuscrito del año de 1608.
- 1522.—Gray, W. y A. L. Halden.—Tin mining in Bolivia. *Min. Magaz.* 1910. Tomo 3. p. 203-05.
- 1523.—Hawxhurst, R.—Bedded copper deposits of Carangas, Bolivia. *Eng. Min. Journ.* 1910. Tomo 90. p. 909-13.
- 1524.—Hess, Fr. y E. Hess.—Bibliography of the Geology and Mineralogy of Tin. *Smiths. Miscell. Collect.* 1912. Tomo 58. págs. 36 a 45 se refieren a las minas de Bolivia.
- 1525.—Lemuhot, L.—Procédés d'amalgamation des minerais d'argent à Potosí. *Annal. Mines*. 1858. (5). Tomo 13. p. 447-96.

- 1526.—**Lincoln, Fr.**—The Incaoro Gold Mines and Mill. Pallaya, Bolivia.
Min. Scient. Press. 1914. Tomo 108. p. 561-65.
1527. — Gold Mining in Bolivia.
Eng. Min. Journ. 1915. Tomo 99. p. 351-54.
Traducc. en: Bolivia Minera. 1916. p. 69-77.
Extracto en: Geol. Zentralbl. Tomo 25. p. 370.
1528. — Milluni Tin Mining District, Bolivia.
Min. Scient. Press. 1915. Tomo 110. p. 470-73.
Traducc. en: Bolivia Minera. 1916. p. 48-54.
1529. — The Potosí Tin Mining District, Bolivia.
Min. Scient. Press. 1915. Tomo 111. p. 127-29.
Traducc. en: Bolivia Minera. 1916. p. 33-39.
1530. — Quimza Cruz Tin District, Bolivia.
Min. Scient. Press. 1915. Tomo 110. p. 721-24.
Traducc. en: Bolivia Minera. 1916. p. 39-47.
1531. — Situación de las minas de estaño de Bolivia.
Bolivia Minera. 1916. p. 21-33.
1532. — The Pazña Tin Mining District, Bolivia.
Min. Scient. Press. 1917. Tomo 114. p. 774-75.
1533. — The Oruro Tin-silver District. Bolivia.
Min. Scient. Press. 1917. Tomo 115. p. 57-58.
1534. — Corocoro Copper Mines.
Min. Scient. Press. 1917. Tomo 115. p. 461-63.
- 1535.—**Mac. Dermott, W.**—The Tin Mines of Bolivia.
Transact. Inst. Min. Metallurgy. 1899. Tomo 7.
p. 77-90.
- 1536.—**Miller, B. L. y J. T. Singewald.**—The Patiño Tin Mines, Bolivia.
Eng. Min. Journ. 1916. Tomo 102. p. 451-55.
Extracto en: Geol. Zentralbl. Tomo 25. p. 405.
Minas de Uncia y Huanuni.
1537. — The Huayna Potosí Bismuth-Tin Mines of Bolivia.
Eng. Min. Journ. 1916. Tomo 102. p. 1065-67.
Extracto en: Geol. Zentralbl. Tomo 25. p. 373-74.
- 1538.—**Minchin, J. B.**—The Mineral Resources of Bolivia.
Eng. Min. Journ. 1890. Tomo 50. p. 192-94.
Oruro.
1539. — Tin Mines of Bolivia.
Eng. Min. Journ. 1891. Tomo 51. p. 586-87.
1540. — Tin in Bolivia.
Miner Industry. 1902. Tomo 2. p. 588-90.
- 1541.—**Muñoz, R. V.**—Apuntes de la Mina Pulacayo.
Bol. Minas, Industr. Constr. Lima. 1890. Tomo 6.
p. 81-84.
- 1542.—**Pasley, Ch.**—Tin Mines of Bolivia.
A paper read before the Institution of Mining and
Metallurgy. 1903.

- 1543.—**Peele, R.**—Informe presentado por R. Peele al Peruvian Exploration Syndicate sobre las Minas de Plata de Colquechaca. (40 págs.).
Sucre. 1892.
1544. — Notes on the Huanchaca Mine of Bolivia.
School of Mines Quart. 1893. Tomo 14. p. 152-55.
1545. — The silver mines of Colquechaca, Bolivia.
Eng. Min. Journ. 1894. Tomo 57. p. 78-79 y 100-01.
- 1546.—**Penberthy, J.**—Tin in Bolivia.
Rep. Cornwall Polyt. Soc. 1909. Tomo 39. p. 127-42.
- 1547.—**Pepper, Ch. M.**—Bolivia's Tin Resources and the United States.
Iron Age. 1914. Tomo 93. p. 1120-23.
- 1548.—**Pfordte, O. F.**—The Mining District of Oruro, Bolivia.
Eng. Min. Journ. 1892. Tomo 53. p. 447-48.
- 1549.—**Pissis, A.**—Memoria sobre el asiento y explotación de las minas de Oruro.
Bol. Ofic. Estadística. 1912. p. 470-81.
Reproducción de un artículo del año de 1845.
- 1550.—**Preumont, G.**—The Bolivian Tin Mining Industry and Railways.
Mining Journ. 1908. Tomo 83. p. 5-6 y 65-66.
1551. — Northern Tin Fields of Bolivia.
Mining Journ. 1908. Tomo 83. p. 160, 249 y 314.
1552. — Antimony Mining in Perú and Bolivia.
Mining Journ. 1908. Tomo 83. p. 282.
- 1553.—**Roberts, M.**—Minerals found in the Silver Mines of Tatasi and Portugaleta, Bolivia.
Transact. Inst. Min. Metallurgy. 1899. Tomo 7.
p. 91-93.
1554. — Chorolque Tin Mines and Alluvial Deposits, Bolivia.
Transact. Inst. Min. Metallurgy. 1901. Tomo 9.
p. 373-76. 1903. Tomo 12. p. 404-05.
Mining Journ. 1903. Tomo 73. p. 642.
- 1555.—**Rohl, J.**—Les mines de cuivre en Bolivie.
Rev. Amér. 1903. N.º 6.
- 1556.—**Romaña, E.**—Una inspección de los yacimientos de Estaño de Bolivia y una Exploración por el mismo metal en el Perú.
Bol. Cuerpo Ingen. Minas. 1908. N.º 57. p. 1-99.
1557. — The Tin Deposits of Bolivia.
Mining Journ. 1908. Tomo 84. p. 37-38 y 91-92.
- 1558.—**Rumbold, W. R.**—Tin Mining in Bolivia.
Mining Magaz. 1910. Tomo 2. p. 45-54.
1559. — El origen de los yacimientos de estaño de Bolivia.
Traducción del N.º 139 en: Bolivia Minera. 1916.
p. 7-20.
- 1560.—**Sanjines, C.**—Mineral Resources of Bolivia.
Min. Scient. Press. 1912. Tomo 104. p. 376-78.
- 1561.—**Schneider, G. W.**—Mineral Industry of South America with special reference to Bolivia.
Min. Science. 1915. Tomo 71. p. 27-37.

- 1562.—**Schneider, G. W. y J. T. Singewald.**—The Mining Industry of Bolivia.
Eng. Min. Journ. 1920. Tomo 109. p. 787-90.
- 1563.—**Singewald, J. T. y B. L. Miller.**—Silver Tin Mining in Bolivia (Oruro).
Eng. Min. Journ. 1916. Tomo 102. p. 533-35.
Extracto en: Geol. Zentralbl. Tomo 25. p. 404-05.
1564. — The Mining Industry of Bolivia.
Eng. Min. Journ. 1916. Tomo 102. p. 1005-09.
1565. — New Developments in the Porco District, Bolivia.
Eng. Min. Journ. 1917. Tomo 103. p. 329-33.
Extracto en: Geol. Zentralbl. Tomo 25. p. 371-72.
- 1566.—**Söhnlein, M. G. F.**—Tin Mining in Bolivia.
Eng. Min. Journ. 1915. Tomo 99. p. 143-45.
1567. — The Avicaya Mill.
Min. Scient. Press. 1917. Tomo 115. p. 343-44.
Pazña.
- 1568.—**Steinmann, G.**—Tin ore deposits of Bolivia.
Mining Journ. 1907. Tomo 81. p. 453.
1569. — El origen de los yacimientos cupríferos de Corocoro y de otros semejantes en Bolivia. (32 págs.).
Rev. Minera. 1916.
Traducc. del N.º 149.
- 1570.—**Stelzner, A.**—Zinnerzlagerstaetten von Bolivia. Yacimientos de estaño de Bolivia.
Zeitschr. Deutsch. Geol. Ges. 1892. Tomo 44. p. 531-33.
- 1571.—**Strauss, L. W.**—The Corocoro Copper District, Bolivia.
Min. Magaz. 1912. Tomo 7. p. 207-14.
Traduce. en: Bolivia Minera. 1916. p. 54-69.
- 1572.—**Sundt, F. A.**—Corocoro Copper District of Bolivia.
Eng. Min. Journ. 1915. Tomo 99. p. 189-90.
- 1573.—**Velásquez, J.**—Apuntes de viaje por las principales minas de Bolivia.
Bol. Minas, Industr. Constr. Lima 1895. Tomo 11. p. 90-95.
1574. — La Compañía de Huanchaca de Bolivia.
Bol. Minas, Industr. Constr. 1905. (2). Tomo I. p. 9-11.
- 1575.—**Walle, P.**—La Bolivie et ses mines. (460 págs.).
Paris. 1913.
- 1576.—**Weddel, H. A.**—Voyage dans le nord de la Bolivie et dans les parties voisines du Perou ou visite au distrit aurifère Tipuani.
Paris. 1853.
- 1577.—**Wepfer, G. W.**—Tungsten in Bolivia.
Eng. Min. Journ. 1914. Tomo 97. p. 1251-52.

- 1578.—**Wepfer G. W.**—Tin Mining in Bolivia.
Min. Scient. Press. 1914. Tomo 108. p. 251-55.
- 1579.—**Wiener.**—Les Mines d'Argent d'Oruro (Bolivie).
Annal. Mines. 1894. Tomo 5. p. 511-20.

Addenda

- 1579 a.—**Anónimo.**—Compañía Estañífera de Colquechaca.
Riqueza Minera. Año 3. 1925. p. 594.
- 1579 b. — Compañía Minera Porvenir de Huanuni.
Riqueza Minera. Año 3. 1925. p. 654-56.
- 1579 c. — Compañía Minera Cruz Falda.
Riqueza Minera. Año 3. 1925. p. 679 y 686 y Año 4 p. 811.
- 1579 d.—**Brehm, H.**—Die Wolframit-Zinnerzlagertstätten des Kami (Bolivien).
Zeitschr. f. Prakt. Geol. 1921.
- 1579 e.—**Pilz, R.**—Einige Mitteilungen ueber das andine Bolivien und die wirtschaftliche Bedeutung der mineralischen Bodenschätze desselben.
Metall u. Erz. 1925. p. 363-76 y 397-403.
- 1579 f.—**Sznepka, G.**—Ueber bolivianische Bleivorkommen und Bleibergbau.
Metall u. Erz. 1923. p. 81-84.
- 1579 g. — Beitráge zur Geologie bolivianischer Zinnerzlagertstätten.
Zeitschr. f. prakt. Geol. 1923. Entrega 11 a 12.
- 1579 h.—**Venables, H. L.**—Mining in Bolivia.
Min. Magaz. 1925.
Traducido en: Bol. Soc. Nac. Min. 1925. p. 500-509.
- 1579 i.—**Singewald, J. T. y E. W. Berry.**—The Geology of the Corocoro Copper District of Bolivia. (117 págs. 7 tabl. con fot).
The Johns Hopkin University Studies in Geology. N.º 1.
- 1579 k.—**Ribette, C. A. de la.**—Report to the Bolivian Government on the Corocoro District.
La Gaceta del Gobierno. 1846. Tomo 57. Agosto 2.
- 1579 l.—**Anónimo.**—La exportación minera de Bolivia en 1924.
Bol. Soc. Nac. Min. 1925. p. 499.
- 1579 m. — La producción minera de Bolivia.
Bol. Soc. Nac. Min. 1925. p. 534-37.
- 1579 n. — La producción de Estaño en Bolivia.
Bol. Soc. Nac. Min. 1925. p. 538-39.
- 1579 o. — La producción de Estaño en Bolivia.
Mining Journ. 1925, Febr.
Traduc. en: Bol. Soc. Nac. Min. 1925. p. 522-25.
- 1579 p. — Compañía estañífera Kumurana de Potosí.
Bol. Soc. Nac. Min. 1925. p. 541-45.

- 1579 q.—**Anónimo.**—Compañía estañífera de Cerro Grande.
Bol. Soc. Nac. Min. 1925. p. 544-45.
- 1579 r. — **Compañía Minera de Oruro.**
Bol. Soc. Nac. Min. 1925. p. 545-48.
- 1579 s. — **Sociedad Estañífera Morococala.**
Bol. Soc. Nac. Min. 1925. p. 548-50.
- 1579 t. — **Compañía Minera y Agrícola de Oploca.**
Bol. Soc. Nac. Min. 1925. p. 550-55.
- 1579 u. — **Compañía Estañífera Kala-Uyu.**
Riqueza Minera. 1925. p. 732-34.
- 1579 v. — **Compañía Estañífera Excelsior de Potosí.**
Riqueza Minera. 1926. p. 804-05.
- 1579 w. —**Neuenschwander, C. R.**—Relación sobre algunas empresas
mineras de Estaño en Bolivia.
Riqueza Minera. 1925. p. 749.
Montserrat, Oruro, Caracoles.
- 1579 x.—**Salinas-Lozada, J. Z.**—Bolivia Minera.
Bol. Soc. Nac. Min. 1925. p. 473-83.

(Continuará).

INVESTIGACION DE UN METODO ANALITICO PARA EL TRATAMIENTO DE MINERALES AURIFEROS, POR VIA HUMEDA ⁽¹⁾

POR

M. DÉGOUTIN,
Ingeniero Civil de Minas.

Utilidad del método

El estudio y determinación de un nuevo método de análisis práctico de minerales auríferos, que abarque en conjunto la extracción del oro y su dosaje, por la vía húmeda, es de especial interés por las consideraciones siguientes:

1.º *Para laboratorios de ensayos, en*

(1) Traducido de Mines Carrières, Grandes Entreprises, Marzo 1926.

general.—El procedimiento de la vía seca es el que se emplea más actualmente en la mayoría de los casos; y como no puede controlarse sino por sí mismo, adolecerá de los defectos inherentes a él, tales como la impureza de los reactivos, impregnaciones auríferas de los utensilios, pérdidas por fusión, copelación, etc.

2.º *Para las usinas de tratamiento.*

—Cualquiera que sea el procedimiento que se va a usar, el taller en que se

efectúa la extracción del oro de los minerales, se encuentra casi siempre distante del laboratorio de ensayos, y es frecuente que el personal encargado de hacer esa operación se escoja entre los químicos del laboratorio del que se extraen la mayor parte de los reactivos que se necesitan.

Particularmente, por cianuración, que es el procedimiento más corriente, la obtención del oro en partículas impalpables, su secadura y tostadura, su mezcla en los crisoles con los fundentes, son operaciones en que es imposible evitar que se produzcan pequeñas pérdidas de partículas por adherencia a las manos y vestidos de los operarios.

También sucede siempre que en el mismo laboratorio en que se ensayan productos pobres, como los residuos del tratamiento, se ensaya, también, elementos más ricos, como concentrados, partículas auríferas, ejes metálicos de primera fusión, escorias y lingotes, y en esas condiciones es casi imposible conseguir del personal subalterno las precauciones y limpieza necesarias para evitar todo contacto entre un ensayo y otro, de lo cual pueden resultar grandes errores para los ensayos de minerales pobres.

Basta recordar, que un décimo de milígramo de oro, en cien gramos de mineral, corresponde a un gramo por tonelada, y que hay residuos que se ensayan en medio gramo, y aún en menor escala.

Se ha comprobado que en un laboratorio donde se ensayan muestras muy ricas de minerales auríferos, es necesario tomar muchas precauciones para no encontrar también oro en los ensayos de los mismos elementos de prueba, es decir, de los fundentes solos, sin mineral. Se ve, pues, que todos los utensilios y reactivos usados en la vía seca, están siempre más expues-

tos a impregnarse de substancias ricas, sobre todo con los polvos de la cianuración, que por la vía húmeda, en que casi todas las operaciones se efectúan en vasos cerrados o fáciles de cerrar, en que se controla bien si una cantidad se sobrepasa o nó, y en que todos los reactivos se mantienen en frascos cuidadosamente tapados.

Por otra parte, la vía húmeda podría servir de control a los ensayos por vía seca; aparte de que permite con mucha facilidad ensayar de una vez gran cantidad de mineral, mientras que por la vía seca ya se sabe que sólo se pueden fundir, a lo más, de 50 a 100 gramos de mineral en un crisol.

Por la vía húmeda, en cambio, se pueden extraer de una sola vez 500 ó más gramos de oro de ciertas soluciones.

Los laboratorios instalados cerca de las usinas de tratamiento, reciben también, para su análisis, los minerales que se extraen de las galerías de exploración o de las canteras de explotación de una mina o de minas vecinas a la usina.

Los resultados de esos ensayos son de una importancia capital, ya que sirven de base para iniciar la dirección de los trabajos e imprimir el rumbo futuro de la explotación; cualquier error, por insignificante que sea, basta para decidir la muerte de una empresa y pueden determinar el abandono total o parcial de una mina.

Este hecho sucede a menudo. El empleo de un solo método de ensayo, puede inducir, aún al químico más competente, pero de poca experiencia, a incurrir en errores insospechables, pero que repetidos muchas veces lo llevan al más funesto resultado.

Si se estudia la historia de muchos minerales de oro, se puede constatar la frecuencia con que se ha incurrido en esos errores, y algunos bastante

graves; grandes inversiones y gastos inútiles efectuados por Sociedades que después han fracasado completamente porque sus cálculos los han basado en una serie de muestras mal tomadas, o en el resultado de falsos ensayos originados por algún error permanente, que se vino a descubrir demasiado tarde, si es que se llega a encontrar; muchas veces se llega a constatar solamente cuando se efectúan posteriores experiencias del tratamiento de los minerales en grande escala, los errores anteriores cometidos en los ensayos de las muestras tomadas de la mina.

He podido observar en muchas explotaciones que los análisis del oro se efectúan casi siempre sin cuidado ni control alguno, por personas descuidadas e incompetentes, y sin embargo, se han basado sobre sus resultados como si fuesen absolutamente exactos. He visto, también, un caso en que, por descuido de un químico, todos los útiles y aparatos, los reactivos y hasta los muros del laboratorio estaban tan impregnados de partículas de oro, que hubo necesidad de abandonarlo y hacer una nueva instalación en otra parte, con material completamente nuevo, para poder obtener, al fin, resultados más exactos. Un nuevo procedimiento que permita hacer verificaciones relativamente fáciles sería, pues, de gran utilidad. Puede decirse que interesaría, en general, a todos los técnicos que se dedican a la minería o a la metalurgia del oro.

3.º *En prospección.*—Es evidente que al estudiar un nuevo yacimiento de oro en el terreno, es muy importante poder conocer en seguida los contenidos de algunas de sus muestras y de sus diversas clases de mineral, para poder ubicar las secciones más importantes en que se harán los reconocimientos, y evitar así las tardías sor-

presas que son tan frecuentes. Ahora, para efectuar ensayos en el terreno, es preciso, con los métodos actuales, transportar un equipo pesado de hornos, muflas, crisoles, balanzas de precisión, reactivos, etc., construir el horno, buscar ladrillos, piedras y un combustible apropiado, etc. Y todo esto, más los crisoles y fundentes que es preciso llevar, pesa ocho o diez veces más que los mismos minerales que se van a ensayar. Por el contrario, la vía húmeda, especialmente con sus métodos colorimétricos, precisa un equipo o material más liviano e instalaciones más sencillas, algunos útiles de laboratorio, pesos, matraces, vasos, etc., y menor cantidad de reactivos; su empleo también es mucho más cómodo en países tropicales. Además, permite trasladarse de un punto a otro sin tener que hacer cada vez una nueva instalación, lo que demanda mucho tiempo.

El ensayo volumétrico tendría todavía la ventaja de no necesitar de una balanza de ensayo de gran precisión, que es de por sí un instrumento costoso y delicado para transportar; una pequeña pesa, que aproxime al centígramo es suficiente para titular los líquidos. Tendré particular interés en todo lo que a continuación voy a tratar, en tener presentes estas consideraciones para los viajes de prospección.

MÉTODOS QUE SE EMPLEAN

La determinación del contenido de oro de un mineral, por vía húmeda, comprende dos operaciones principales, que son: extracción del oro y su dosaje. Los procedimientos ensayados hasta ahora, que yo conozca, son los siguientes:

A.—Extracción y separación del oro por disolución

Sin tuesta.—1.º Por el agua regia; 2.º Por los cianuros alcalinos.

Con tuesta.—1.º Por los cianuros; alcalinos; 2.º Por el cloro; 3.º Por el bromo; 4.º Por el yodo; 5.º Por el mercurio.

B.—Titulación del oro

Por pesada.—1.º Precipitación del oro por medio de un reductor, calcinación y pesada; 2.º Precipitación del oro por el mercurio y disolución del mercurio.

Por volumetría.—1.º Método que sólo se aplica a soluciones de oro bastante concentradas; 2.º Por la orthotolidina y el metol.

Por colorimetría.—1.º Por los cloruros de estaño; 2.º Por el arseniato de hierro; 3.º Por el tricloruro de titanio.

Métodos mixtos.—Pueden mencionarse aquí los que exigen el empleo de pequeños dispositivos portátiles para hacer algunas operaciones por vía seca, como el soplete, el horno Braly de esencia que pueden facilitar mucho el trabajo, como por ejemplo, para purificar por copelación el oro y la plata extraídos por disolución o transformarlos en botones que permitan pesarlos directamente o avaluar indirectamente su peso, (por medio del microscopio o la escala de Plattner).

Pasaremos en revista estos diversos métodos para dar una idea de los resultados obtenidos y de sus ventajas e inconvenientes, en particular desde el punto de vista de su empleo en prospección. Pues, es en este caso en que sería de gran utilidad poder disponer de procedimientos fáciles y sencillos de aplicar, ya que no se nece-

sita tanta precisión como en los de la vía seca.

Los métodos preferidos serían aquellos que exigieran la menor cantidad de utensilios y en que sólo se necesitaran reactivos fáciles de encontrar en cualquier farmacia en caso de pérdida o falta de los que se llevan al terreno.

A.—Extracción y separación del oro por disolución

I.—*Sin tuesta del mineral*

Los métodos que se emplean con minerales tostados pueden servir también para los crudos, siempre que estos sólo contengan oro nativo mezclado con otros minerales y gangas completamente oxidadas, y aún así los resultados no suelen ser satisfactorios, sobre todo con el mercurio; para los ensayos volumétricos es más conveniente hacer el ensaye después de la tuesta.

1.º *Por el agua regia*

Es el procedimiento más conocido, pero pocas veces se emplea: consiste en tratar el mineral en caliente por el agua regia, compuesta de 3 a 4 partes de ácido clorhídrico por 1 de ácido nítrico. Tiene la ventaja de ser muy rápido y poder aplicarse a todos los minerales, aún sin tuesta previa y de necesitar ácidos que pueden conseguirse en todas partes, aunque no sean muy puros; pero hay el inconveniente de que se disuelven, además del oro, gran número de otras sustancias, como el fierro, azufre, piritas, alúminas, carbonatos, arsénico, cobre, zinc, etc., y se necesitan, por consiguiente, grandes cantidades de ácidos, cuyo transporte es delicado en ciertas regiones.

Al ensayar personalmente este mé-

todo, he tratado muchas muestras de 10 grs. de mineral concentrado (que contenían de 20 a 60% de pirita aurífera con gangas silicosas, que molí y pasé por el tamiz N.º 80), por agua regia clorhídrica caliente diluída en medio volumen de agua. Por ejemplo, calenté 10 grs. de concentrado con 22% de pirita con 60 c.c. de HCl y 4 c.c. de NO_3 a 32° , más 30 cc. de agua. Después de la reducción de la pirita, le iba agregando poco a poco, para mantener un calor progresivo, 2 ó 3 cc. de HCl, hasta que cesaba completamente el desprendimiento de vapores de cloro, lo que constaba por medio del papel de yoduro de potasio.

Eliminadas así las substancias nítricas, iba vertiendo algunas porciones de agua, agregando también algo de agua de bromo para neutralizar la reducción del cloruro de oro por el papel filtro. (Se podría, también filtrar primero y sacar el cloro después sin agregar bromo, y aún dejarlo, si se va a tratar después por la potasa). Después del lavado con agua de bromo, hacía hervir el líquido filtrado para eliminar el bromo y agregué una solución de potasa o soda cáustica más o menos al 10%; logré precipitar así la mayor parte de los metales, pero el hidrato de oro que se precipita inmediatamente se redisolvió en orato alcalino. Filtrando nuevamente y lavando lo mejor posible con agua caliente, obtuve una disolución que hice hervir y que agregándole cloro, dejó precipitar el oro, (ligeramente mezclado en un débil precipitado análogo al de aluminio).

Filtré, por última vez, dejando la solución en reposo durante 1 hora con una pequeña cantidad de agua de cloro o bromo, y esta última disolución, después de separar el cloro o bromo por ebullición, me dió, al fin, sólo el cloruro o bromuro de oro.

Antes de esta última ebullición, es conveniente agregar, como yo lo he hecho algunas veces, un poco de cloruro o bromuro de potasio, para formar una sal doble, que es más estable, y también prolongar la duración del calor para disminuir el volumen de la solución, cuando su calor inicial sea al parecer demasiado débil para hacer una titulación calorimétrica.

Se mide ese volumen y se le subdivide, en el mayor número de partes que sea posible, 2 ó 3 partes iguales, por ejemplo, para repetir la titulación.

El cloruro de plata que resulta por el agua regia queda disuelto, en parte, en el residuo insoluble, y el resto, que se disuelve en el HCl y los cloruros, se descompone por (alcali), sobre todo con la ebullición, y da el óxido de plata que debe precipitarse con los otros óxidos. Se le podría redissolver como el primero por un cianuro alcalino o el amoníaco para transformarlo en seguida y dosificarlo aparte, pero no hice el experimento, porque mis minerales contenían muy poca plata.

Los diversos ensayos que he realizado así con titulación ulterior por el cloruro de titanio o copelación y pesada, me han dado dos veces los mismos resultados que por la vía seca, una vez un poco más, otra un poco menos, y en último resultado nulo. La causa de obtenerse a veces menos oro que por vía seca, puede quizás tener su explicación por las siguientes observaciones que han hecho algunos autores: "en las soluciones muy saturadas de oro, el precipitado negruzco que forma el cloro y otros reactivos análogos (formol, azúcar, glicerina, etc.), se subdivide en partículas tan pequeñas que atravesarían en parte los filtros; pero no se perdería nada, aún en sus soluciones más débiles, empleando de preferencia el agua oxigenada, y haciendo hervir hasta la descomposición

de su exceso agregando, además, un poco de ácido clorhídrico; se forma entonces un precipitado de un tinte rojo-oscuro. No he hecho el ensaye por falta de H_2O_2 .

En cuanto al resultado nulo, creo que se debió a que temiendo la falta de potasa cáustica quise neutralizar una parte de la solución regia por el carbonato de soda, antes de agregar el exceso de potasa. Es posible, quizás, que el oro se haya precipitado con el peróxido de fierro, y no se haya redissuelto en KOH, porque la solución filtrada no dió nada, mientras que el precipitado de fierro, tratado al crisol rindió todo el oro del mineral. Parece, pues, que la potasa cáustica arrastra al oro con bastante facilidad, mejor aún si contiene un poco de carbonato, como en este caso, pero cuando los carbonatos alcalinos se emplean al mismo tiempo solos, no se tiene el oro en disolución.

Siempre los incompletos resultados que he obtenido en otros análisis, por medio de la potasa, pueden deberse a esta influencia de los carbonatos, o bien al hecho de que los precipitados voluminosos de los óxidos han retenido una parte del oro y la potasa a causa de un lavado imperfecto.

Conforme a estos resultados, quizás el método aplicado con ciertas precauciones podría recomendarse para ciertos minerales que sólo contengan oro, un poco de plata, trazas de galena y cierta proporción de pirita ordinaria con cuarzo y esquistos como gangas. Pero estos ensayos deben repetirse, porque no existe la certidumbre de que la potasa, a menudo carbonatada, redissuelva siempre bien al oro y que el lavado del precipitado gelatinoso pase en seguida en su totalidad al través del filtro.

Se necesitaría realizar numerosos ensayos para comprobar si este pro-

cedimiento puede tener éxito con diferentes minerales que contengan, por ejemplo, blenda, arseniuros, antimonio, estaño, cobre, etc.

Es preferible, tal vez, usar otro método de precipitación, el que mencionaré en seguida, y que creo aplicable a un mayor número de casos. Consiste en hacer hervir la solución filtrada de cloruros con granallas de zinc; se logra precipitar así, con los demás minerales simples, el oro y la plata casi puros y se podrá eliminar siempre en gran cantidad las soluciones de fierro; se atacaría en seguida el precipitado por el agua de cloro o bromo y se separaría el oro por un método apropiado de la plata, del cobre, zinc, etc., que podrían disolverse con él, si su titulación no puede hacerse en presencia de ellos.

Aún en caso de minerales piritosos, sería conveniente empezar precipitando oro y plata por el zinc, después redissolverlos y tratar la solución por la potasa, porque el fierro y la alumina cuyos hidratos, muy impregnados de potasa, son difíciles para lavar en el filtro, se eliminarían de esta manera; junto con el oro y la plata, el zinc precipitaría también otros metales, como el cobre, el plomo, pero en menor escala.

Como una variante, algunos químicos recomiendan hacer pasar, después de disolver y filtrar por la solución de agua regia, una corriente de ácido sulfúrico, que reduce primero, los compuestos nitrosos transformando las sales áuricas al estado de sales aurosas, y, en seguida, se precipita el oro, que se recoge en el filtro después de hacer hervir el líquido.

Agregando ahora al líquido filtrado una solución de acetato de plomo, se obtiene un precipitado de cloruro de plomo que arrastra al cloruro de plata que se había disuelto por los cloruros

y ácido clorhídrico; se puede redisolver en seguida el cloruro de plata en cianuro de potasio o hiposulfito de sodio, que servirá también para lavar el residuo del tratamiento inicial; se obtendrá, de este modo, el cloruro de plata que se podrá dosar. De esta manera la solución cianurada tratada por el zinc sulfúrico, nos dará la plata reducida que se disolverá en el ácido nítrico; la solución de hiposulfito con un ácido nos dará por ebullición el sulfuro de plata.

Después de eliminar los compuestos nitrosos por calentamiento con HCl, se podrá tratar la solución ácida de cloruros por una corriente de hidrógeno sulfurado. Este experimento dará un precipitado de sulfuros que pueden contener: oro, plata, cobre, plomo, bismuto, arsénico, antimonio, etc., quedando en el líquido si el mineral contenía: fierro, manganeso, aluminio, zinc y cromo, etc. (Se necesita que la solución tenga de 10 a 12% de HCl libre). Se tratarán de nuevo los sulfuros por el agua regia.

En estos diversos ensayos es preciso recordar que las soluciones de cloruro y bromuro de oro con la ebullición, sobre todo cuando se la lleva hasta la evaporación seca, tienden a descomponerse en parte, y a precipitar el oro.

2.º *Por los cianuros alcalinos*

Se puede aplicar uno de los dos procedimientos más importantes empleados en la metalurgia del oro y de la plata, a saber: la lixiviación o percolación y la agitación.

a) La lixiviación con cianuro sin tuesta no puede emplearse si el mineral contiene el oro en combinación con algunas substancias como el telurio, arsénico, etc.; en cuanto a la presencia de cobre, no estorbaría como en la me-

talurgia, porque la cantidad de cianuro que se consume al disolverse no tiene importancia y se puede separar con facilidad del oro y la plata.

Pero esta lixiviación no sirve más que como ensayo de tratamiento metalúrgico, porque se necesita a la vez que el mineral se reduzca a polvo muy fino ofreciendo un conjunto muy permeable en que no se puede constatar la presencia de las partículas auríferas. También sólo se le emplea en el tratamiento de minerales molidos, arenas o concentrados a los cuales se les ha extraído de antemano, parte de su contenido. Por otra parte, los granos de pirita o cuarzo que contienen oro solamente disuelven en forma muy lenta, de manera que aún después de 15 ó 20 días a fuerza de repetidos lavados, no se alcanza a disolver más del 70 al 85% del oro existente y comunemente mucho menos plata. No obstante, su aplicación es sencilla: basta extender en un pequeño balde de fierro o en un frasco grande invertido al cual se le ha desfondado previamente una capa de mineral, sobre otra de pedazos de vidrio o porcelana cubiertos con pedazos de género y verter todos los días la solución de cianuro de 5 a 6 grs. por litro, (reforzada de cuando en cuando), se la deja en reposo durante 24 horas y se la recoge después dejándola correr por un tubo de goma fijo en el fondo que se puede mantener abierto o cerrado con una pinza de Mohr, (se recomienda no usar recipientes de madera, porque éstos absorben cianuro y oro). Debe saberse con exactitud el volumen de la solución que se emplea, y como hay pérdidas por evaporación, lo mejor es pesar el frasco lleno de mineral impregnado en solución y medir la solución que queda; se puede obtener así un volumen conocido en que se dosa el oro y la plata, por medio de los procedimientos corrientes. (He des-

crito muchos de estos métodos en mi libro "Estudios prácticos de minerales auríferos", publicado en 1906). Si se quiere dosar sin escorificar ni copelar, hay que redissolver el oro por el agua de cloro o bromo; en seguida, el AgCl y AgBr resultantes, tratarlos por el zinc con agua acidulada, para obtener plata que se redissuelve por NO_3H .

b) El procedimiento por agitación, sólo se aplica a minerales pulverizados por el tamiz N.º 120 ó 150; en este caso la disolución del oro y de la plata es más rápida y completa, pero se necesita un dispositivo especial para agitar o revolver la solución de cianuro y mineral, durante 30 a 60 horas, a fin de que los granos más finos no se depositen. Puede adaptarse fácilmente un pequeño motor hidráulico para hacer girar un frasco grande que contenga la mezcla, y es conveniente dejar un volumen de aire que se pueda renovar de cuando en cuando, pues el oro se disuelve mejor en las soluciones de cianuro en presencia de oxígeno. Puede también producirse la agitación mediante el aire que arrastra un pequeño chorro de agua, o con auxilio de un eje vertical provisto de paletas que gire dentro de un recipiente de fierro. Al final del ensayo, se agrega agua de cal y se continúa agitando para que se efectúe bien la mezcla, después se toma un poco de mezcla y se mide; conociendo el volumen total del líquido, (solución de cianuro y agua de cal), el dosaje de esta proporción, dará la cantidad de oro disuelta, que puede elevarse a 92 o 95%.

He empleado a menudo este procedimiento para determinar el contenido de algunos relaves de tratamiento o de minerales pobres y arcillosos, operando sobre dos o tres kilos de mineral en un tubo cilíndrico de palastro. Este cilindro que lleva el mineral y la solución de cianuro se coloca sobre dos ro-

dillos que giran continuamente, (los detalles del empleo de la cianuración en pequeña escala, los daré en mi obra "El estudio práctico de los minerales en general").

II.—*Después de la tuesta del mineral*

Observaciones sobre la tuesta.—Se podría objetar que la tuesta no es un procedimiento de la vía húmeda, pero como es fácil hacerla en cualquier parte, sin necesidad de grandes hornos, se la puede considerar que participa de las ventajas que he indicado para los métodos de prospección. Además, permite aplicar a casi todos los minerales, los diversos procedimientos de disolución que hemos descrito y que, sin ella, muchos no podrían efectuarse,

En los laboratorios la tuesta se hace, generalmente, en hornos de mufla, pero es más cómodo efectuarla a pleno aire con carbón de leña o en un hornillo. La tuesta se puede hacer, también, en grandes retortas de greda cocidas, o bien, en una plancha de palastro con una capa delgada de arcilla, procedimiento este último por el cual se consigue, fuera de tostar de una sola vez, mayor cantidad de mineral que con el horno de mufla, una tuesta más completa. La tuesta se hace en esta forma: se extiende una capa de mineral de 5 a 25 mm. a lo más de espesor; se coloca la retorta sobre tres piedras grandes que, a su vez, descansan sobre tres apoyos de ladrillo, o también, sobre 4 fierros en forma de parrilla debajo de los cuales se prende el carbón; se aumenta o disminuye el calor acercando o retirando las brasas o echando más carbón, si es necesario. El calentamiento debe hacerse lento, y durar el tiempo que sea necesario; debe removerse el mineral con una lámina de fie-

rro, teniendo cuidado de no producir pérdidas.

El fondo del tiesto de greda no debe calentarse al rojo, sino al final de la calcinación, momento en el cual, un calor más intenso termina por descomponer ciertas sales que se forman y evaporar el azufre; la operación se concluye cuando cesa el desprendimiento de SO_2 y el mineral adquiere un tinte de color rojizo, (color de moho). Con minerales muy complejos es preciso proceder con mayor lentitud, sobre todo con aquellos que desprenden substancias volátiles. Por ejemplo, al tostar el mispickel se desprende sulfuro de arsénico al rojo sombra, y al elevarse más la temperatura, por ejemplo, al rojo, la volatilización se hace muy rápida y ocasiona pérdidas de oro, y sobre todo, la plata. Es preciso, pues, disminuir el calor una vez que empieza la tuesta y mantener una temperatura moderada durante una o dos horas, según la proporción de cuerpos volátiles. Cuando se trata de materias muy fusibles, no se deben preparar concentrados muy puros; la presencia de granos de cuarzo y otras gangas, aunque estén en polvo, evitan las aglomeraciones. Por si se forman grumos se deberá moler y tamizar de nuevo el mineral para repetir la tuesta en buenas condiciones. En tales casos, ya un poco complicados, se usará una cápsula más o menos grande y se extenderá el mineral de modo que forme una capa bien delgada.

A fin de evitar la pérdida de apreciables cantidades de oro y plata, que, indudablemente, arrastran los compuestos volátiles, conviene para esta clase de minerales no emplear la tuesta clorurante.

Es conveniente pesar el mineral antes y después de la tuesta, para determinar las pérdidas por calentamiento;

se pueden tratar, en seguida, partes iguales de mineral calcinado por procedimientos diversos y determinar a cuánta cantidad de mineral sin calcinar corresponden.

1.º *Por los cianuros alcalinos*

Todo lo que se ha dicho, respecto a los métodos de minerales sin calcinar, puede también, aplicarse a los minerales tostados; se consigue entonces, obtener la doble ventaja de una disolución más rápida y completa, a causa de la porosidad de los granos, y de poder tratar casi todos los minerales, aun los más complejos, si la tuesta está bien hecha. Finalmente, en la mayoría de los casos, el cianuro disuelve la plata casi tan bien como al oro.

2.º *Por el cloro*

Este ensayo, según lo dan a conocer diversos autores, consiste, como en la metalurgia de este metal, en hacer pasar una corriente de cloro lavado a través de una capa de mineral ligeramente húmedo y lavar después el mineral para recuperar el oro al estado de cloruro. Según algunos autores, el cloro que se emplea debe lavarse antes, para eliminar ciertos ácidos susceptibles de formar H_2S , con los sulfuros que pueda contener el mineral; el H_2S podría formar sulfuro de oro, inatacable por el cloro, pero esto no sucede, porque esta reacción es más bien teórica.

Los inconvenientes del método son los siguientes: la confección de un nuevo aparato complicado para preparar y lavar el cloro y que, además, permita la producción continuada de este gas justamente necesaria para mantener durante uno o dos días un exceso de cloro en la masa de mineral; la necesidad de emplear sólo mi-

nerales molidos, humedecidos y muy permeables al gas en todas sus partes, y la incertidumbre de la disolución completa del oro, cuando se encuentra mezclado con una fuerte proporción de plata; es preciso, en este caso, prolongar la acción del cloro y extraer la plata después del oro, mediante lavados con hiposulfito de soda. En prospección y en muchos lugares aislados, no se tiene siempre a mano los reactivos necesarios para preparar cloro por los procedimientos clásicos (MnO_2 con HCl o $SO_4 H_2$ y $NaCl$); es preciso recordar también, que se le puede obtener en frío por el cloruro de calcio o bien cloruro de potasa, (agua de javel), y un ácido, o en caliente con HCl o ($SO_4 H_2$ y $NaCl$), mezclado a un oxidante, distinto del MnO_2 , como por ejemplo, el permanganato, clorato o bicromato de potasa. (Estas anotaciones son aplicables también a otros gases; así, se obtiene SO_2 con un ácido y sulfitos, bisulfitos e hiposulfitos, y si, además, se agrega zinc, se desprende H_2S , que se puede preparar también con un ácido y el polisulfuro de sodio o de calcio, fácil de producirlo por ebullición de azufre en polvo con soda o lechada de cal).

Se utilizará una de esas reacciones para efectuar la cloruración con más rapidez, imitando la operación metalúrgica del cilindro giratorio.

Introducida la carga de mineral en un frasco que contenga una solución diluida de cloruro de calcio, se le agrega un poco de ácido (HCl o $SO_4 H_2$) diluido y se agita el frasco colocándolo sobre los rodillos giratorios; de vez en cuando debe agregarse cloro hasta llenar el frasco, después de cuatro a diez horas de rotación la operación ha terminado.

Las agitaciones del frasco podrán efectuarse solamente después de cada

adición de cloro como se indicará en el párrafo siguiente al hablar del bromo; pero en este caso el tratamiento se prolongaría a uno o dos días. Conviene tener siempre un exceso de hipoclorito para que el ácido agregado, no lo neutralice completamente, porque este ácido disolvería en seguida demasiadas sustancias extrañas.

La cloruración puede naturalmente aplicarse de la misma manera a los minerales que sólo contienen, fuera del oro nativo sustancias oxidadas o sin acción química, como, por ejemplo, el cuarzo.

3.º Por el bromo

El reemplazo del cloro por el bromo tiene la ventaja de simplificar mucho el procedimiento. Se sabe que el agua disuelve al bromo más o menos 3% de su peso. En este tratamiento basta dejar reaccionar el agua de bromo sobre el mineral y agitar el frasco de vez en cuando. El agua de bromo debe llevar disuelto un pequeño exceso de este gas para compensar al que será absorbido por el mineral.

Este método, no obstante, tiene todavía algunos inconvenientes: *primero*, la dificultad de obtener bromo en ciertos países (en rigor, se le podría preparar, como en el caso del cloro, calentando un bromuro alcalino con el ácido sulfúrico y un oxidante, MnO_2 , o bicromato, y condensando en seguida los vapores); *segundo*, el peligro de respirar sus sofocantes vapores, (utilizado por esto en la guerra); *tercero*, la necesidad de moler el mineral muy fino, (de 80 a 100 mallas), de tostarla, y, en fin, si se desea dosar el contenido de plata, efectuar un segundo tratamiento.

La tuesta no es necesario que sea absolutamente perfecta, porque si queda un poco de azufre, el bromo lo oxi-

da completamente; es este uno de los procedimientos que más se emplea para dosar el azufre; vale la pena, sin embargo, relegarlo a segundo término.

Como el cloro, el bromo tiene la ventaja de eliminarse completamente de sus soluciones, por la ebullición.

Algunos químicos han indicado el empleo del agua de bromo de diversas maneras, sea para simples ensayos cualitativos o para el dosaje del oro. Algunos dejan en reposo el mineral pulverizado durante una hora, solamente en el agua de bromo, y tratan, en seguida, la solución por los cloruros de estaño, (polvo de Cassius); otros, agitan con algunos centímetros cúbicos de éter mezclado con bromo, sólo o con un poco de agua, (el éter tiene la propiedad de tomar el AuCl_3 ó el AuBr_3 de sus soluciones en agua). Otros químicos recomiendan para el dosaje una reacción de doce horas en la obscuridad, seguida de ebullición y precipitación en caliente por FeSO_4 mezclado con un poco de SO_4H_2 ; es probable que aún a la luz la acción sea la misma; sin embargo, hay autores que aconsejan, por el contrario, efectuar la agitación a plena luz; si hay un exceso de bromo, como debe ser, se deben obtener los mismos resultados; aunque entre dos agitaciones todo el interior de la masa queda en la obscuridad. El residuo lavado del tratamiento se calienta algún tiempo al baño maría con un exceso de AmCl para disolver AgBr . (se puede emplear el hiposulfito).

Mis ensayos personales han consistido en tratar durante veinticuatro horas, cantidades de 10 a 50 gramos de pirita calcinada por el agua mezclada con bromo en exceso. Agitada de vez en cuando, y si la parte superior del frasco no parecía estar llena de vapores rojos de bromo, agregaba 1 a 2 cc. de bromo. Después de tratar por ebu-

llición el líquido filtrado, en presencia de una solución de potasa y de agua de cloro, sólo he recuperado la tercera parte del oro previsto, a causa, tal vez, del inconveniente ya citado para el agua de cloro. En otros ensayos, la solución hervida con zinc en polvo dió el mismo porcentaje constatado por fusión y copelación; lo mismo que tratándola por el zinc y ácido sulfúrico en frío; en este último caso, la pirita quedó negra, es decir, tostada de una manera imperfecta. Traté 50 gramos de mineral piritoso correspondientes a 75 gramos de pirita sin tostar, con 200 cc. de agua y 2 cc. de bromo. Después de doce horas de agitación, como había desaparecido el exceso de bromo, agregué $\frac{1}{2}$ cc. de bromo y lo dejé en contacto otras diez horas más, dándole algunas agitaciones.

Debo citar, también, los siguientes ensayos que he efectuado. Eché en agua de bromo un granito de oro nativo que extraje del mineral, el que durante una noche se disolvió completamente; pero habiendo hecho lo mismo con una lámina de oro puro y otra de oro y plata, adelgazadas con martillo, al cabo de cuatro semanas no se habían disuelto completamente; hay aquí un hecho que merecería un estudio aparte.

En metalurgia, se ha utilizado, también, el agua de bromo en barriles giratorios, para reemplazar al cloro en el tratamiento de las piritas y piritas arsenicales (mispickel) tostadas; tratando, en seguida, el líquido por el SO_2 para transformar el AuBr^3 al estado de AuBr^2 y calentada en seguida para eliminar el SO_2 y precipitar al oro. Se ha empleado, igualmente, bromo mezclado con ácido clorhídrico, consiguiendo que las reacciones sean más rápidas, podría ensayarse, también, este procedimiento en el laboratorio; pero, el ácido clorhídrico pre-

senta el inconveniente de disolver muchas otras sustancias además del oro; el NaCl o AmCl, serían, quizás, más útiles, al menos para disolver el AgBr.

El procedimiento Lossen, consiste en disolver oro por un hipobromito alcalino, que se regeneraría en seguida por electrolisis.

Cuando el contenido de plata del mineral es bastante pequeño, se lograría disolverla, como acabamos de verlo, agregando el bromo en una solución concentrada de uno o muchos cloruros o bromuros alcalinos, porque el AgBr es bastante soluble en esas soluciones, pero es insoluble en soluciones muy diluidas. O bien se lavaría el mineral con soluciones concentradas, solas o mezcladas con un poco de bromo, después de haber separado la primera porción de agua de bromo cargada de oro. Este último procedimiento sería preferible si el mineral contuviera una cantidad apreciable de plata.

4.º Por el yodo

Diversos químicos recomiendan emplear las soluciones de yodo para disolver el oro de un mineral, ya sean en alcohol puro o diluido, o bien en la solución de un yoduro alcalino. Este método tiene la ventaja de no producir vapores desagradables, y de utilizar un elemento que se puede obtener en cualquier parte, a lo menos en forma de tintura de yodo, (que diluida en agua, deja precipitar el yodo).

Es necesario siempre evitar el empleo del yodo libre con compuestos amoniacales, que dan en algunos casos y aún en líquidos ácidos, como yo mismo lo he experimentado de un modo imprevisto, un precipitado eminentemente explosivo: el yoduro de nitrógeno.

Para un ensayo cualitativo bastaría dejar durante una hora en contac-

to con cien gramos de mineral finamente molido una solución de yodo en alcohol; después absorber este líquido en papel secante y quemar este papel; si hay oro en el mineral, las cenizas del papel en vez de ser blancas, toman un tinte que varía del rosa al púrpura. Se podría, según las necesidades, disolver el yodo en el alcohol que se emplea en los anafes, pero algunas sustancias usadas en la desnaturalización de éste producen con el yodo, probablemente por una especie de oxidación, vapores picantes y desagradables, que recuerdan al aldehído. La solución de yodo en alcohol podría servir también para disolver un yoduro que se apoderaría del yoduro de plata si no existe en exceso, (el NaI es bastante soluble en el alcohol etílico).

En el "*Mining and Scientific Press*" del 19 de Febrero de 1910, Robert DeLuce, ha dicho lo siguiente: "Una solución que contenga por 100 cc. de agua, 4 gramos de yoduro de potasio y 2 gramos de yodo sublimado, disuelve rápidamente al oro. Para operar se tratan 30 gramos de mineral molido, (oxidado o tostado), en un mortero de porcelana con 50 cc. de la solución indicada; en seguida, con la mano del mortero se agita durante diez minutos. Si la solución se vuelve incolora se agrega un poco más, pues debe quedar obscura cuando todas las sustancias reductoras han sido oxidadas por el yodo. Se filtra en arena o papel de filtro, (conviene mojar el papel de antemano), y se lava en seguida el residuo, primero con un poco de solución muy diluida y después con agua. Se agregan entonces, tres gramos de mercurio, al frasco que contiene el líquido y se sacude fuertemente hasta que el líquido se descolora; en este momento el mercurio recolecta todo el oro, se decanta y el líquido restante y el mercurio se lava y se trata en seguida en

una cápsula de porcelana con ácido nítrico; se calienta suavemente hasta que el ataque llegue a ser bastante vivo; el mercurio se disuelve enteramente, y el oro queda en forma de un botón compacto; se lava, se seca y se pesa.

"Este procedimiento se aplica a todos los minerales que se tratan comúnmente por amalgamación, cianuración y cloruración. Si los minerales contienen cobre, se les trata previamente con NO_2H (exento de cloro), para eliminarlo."

En la misma revista, (25 de Junio de 1910), otro experimentador, Mr. Howson, dice haber llegado por este método, al mismo resultado obtenido por fusión en los minerales corrientes; pero con pequeñas diferencias para aquellos minerales muy piritosos, a pesar de haber sido previamente tostados. Seguramente esta diferencia se ha debido a molienda y tuesta imperfectas, o a la presencia de fuertes cantidades de plata que pudieron englobar el oro e impedir su disolución completa en el corto espacio de tiempo indicado. En efecto, en la publicación correspondiente al 9 de Julio de 1910, de la citada revista, se incluye una carta de un tercer químico, que dice haber obtenido resultados más exactos que el señor M. Howson, con la misma solución, pero reduciendo el mineral al tamiz de 100 mallas y agitando la mezcla durante una o dos horas. Lavaba en seguida, sin filtrar y juntaba el mercurio agregando algunas gotas de ácido nítrico.

En resumen, parece que el tiempo de contacto, empleado en los ensayos, es demasiado corto, por lo que convendría mejor prolongar a diez horas a lo menos, y agitar antes y después; con rotación, bastarían tres a cuatro horas.

Se puede, todavía, reunir el mercurio

con un poco de solución de cianuro. (Es preciso evitar el empleo de mercurio que anteriormente haya servido en amalgamación, porque contiene a menudo un poco de oro).

Para precipitar el oro, sólo o con la plata, se podría tratar la solución yodada por otros reactivos, fuera del mercurio, por ejemplo, por la potasa que saturaría, primero el yodo en exceso, y después, precipitaría otros metales disueltos; en seguida, haciendo hervir el filtro con agua oxigenada u otro reductor se obtendría el oro y la plata. Sería necesario ensayar, también, el tratar en caliente esta solución yodada por zinc en polvo, o por el ácido sulfuroso.

El yoduro de plata que quedara en el mineral podría disolverse lavando con hiposulfito o con una solución concentrada de KI ; como en esta última solución muy diluida, la plata es insoluble, se le precipitará agregando más agua y tratándola Zn y HCl , a fin de redisolverla se dosa por los métodos ordinarios de vía húmeda.

No se ha tratado de ensayar personalmente los minerales por el yodo, pero, como en el caso del agua de bromo, he dejado durante mucho tiempo en soluciones yodadas láminas de oro puro y de oro y plata, sin que se hayan disuelto enteramente; unas a plena luz y otras en la obscuridad, pues diversos autores dicen que es necesaria una u otra condición. Otras láminas de oro y plata que introduje en soluciones de bromo o yodo saturadas de NaCl o de KBr no fueron atacadas sino que se cubrieron de una capa de sal haloide de plata y tomaron a la luz un color gris. No pesé las láminas para determinar las cantidades disueltas y, aunque estos ensayos dieron resultados imperfectos, en todo caso sirven de experiencia.

5.º *Por el Mercurio*

La amalgamación es también un procedimiento que sirve para extraer el oro de los minerales. En muchas obras se dice que es suficiente para su extracción, triturar el mineral durante algún tiempo en contacto de agua y de mercurio, separando después el mercurio por destilación. Este método nunca se empleará para dosar el oro, pues muchos minerales no ceden sino una parte del oro y de la plata que contienen. Tostando previamente el mineral, los resultados obtenidos por amal-

gamación son generalmente mejores, pero siempre muy deficientes. Las mayores pérdidas que se observan en este procedimiento se deben a que la amalgama tiende a separarse en pequeñas partículas arrastrando, por consiguiente, cantidades apreciables de oro y plata; sin embargo, se le emplea a menudo, porque es un procedimiento útil y sencillo.

En mi obra "Estudio práctico de los minerales en general", incluyo detalles sobre las diversas maneras de proceder.

(Continuará).



SECCION CARBONERA

LA SUBVENCION A LAS MINAS DE CARBON INGLESAS (1)

El Departamento de Minas ha publicado el estado de los pagos hechos a la industria hullera inglesa en conformidad a la ley de subvención minera. Este estado se refiere a los meses de Agosto, Septiembre, Octubre y Noviembre, y el total llega a £ 8.698,458, o sea un poco más de un millar de francos o 250.000,000 por mes.

Tal cifra de subvención, para sostener una industria, que era hasta aquí la base más sólida de la prosperidad de este país, da qué pensar. Y se concibe que el Parlamento haya nombrado una Comisión de investigaciones para estudiar las razones de tal transtorno del orden de cosas y las causas de la

situación desastrosa de la industria hullera.

Ya han sido publicados numerosos informes por esta Comisión: uno de los más interesantes es el que resume por índices la situación actual comparada con la de 1913, tomada por base, con la cifra 100. Se obtiene así, los resultados siguientes:

Personal ocupado	110
Tonelaje extraído	92
Circadoras mecánicas en uso . .	230
Canaletas oscilantes	489
Tonelaje extraído por medios mecánicos	271
Valor del conjunto del tonelaje extraído	181
Valor de la tonelada extraída . .	196
Exportaciones de carbón (com-	

(1) De L'Echo des Mines et de la Métallurgic, del 20 de Enero de 1926.

prendido el carbón para las naves)	78
Precio f.o.b. de la tonelada ex- portada.	171
Carbón doméstico	99
Consumo de carbón por habi- tante	93
Gastos de salarios por tonelada extraída	216
Gastos personal, (sueldo y sa- larios), por tonelada extraída	208
Gastos material por tonelada ex- traída	238
Precio de costo por tonelada ex- traída	215
Impuestos pagados por los pro- pietarios de minas.	102
Salario anual del obrero minero	189

Como se vé, el alza de los precios de costo, debida al aumento de los gastos de personal y de material, influye en el origen de las crisis que sufren las minas de carbón británicas. Mientras que el número de mineros ocupados ha aumentado en un 10%, el tonelaje extraído ha disminuído en un 8%, comparado con 1913, a pesar del desarrollo del arranque mecánico y la extensión del empleo de máquinas, en el interior. El obrero minero gana, por término medio, 89% más que en 1913, pero los gastos de salarios por tonelada extraída, han subido en un 116%, a causa de la disminución del rendimiento individual, y los gastos de material han aumentado en un 138%. Esto produce un aumento de 115%, término medio, de los precios de costo por tonelada extraída, que está lejos de compensar un alza de 96% en el valor de la tonelada extraída. Aun cuando la mayor parte de las minas pierden dinero, el carbón se vende todavía muy caro. Esto explica la regresión de la exportación, que no representa ya, en 1925, sino un 78% de las cifras de antes de la guerra. Se nota-

rá que, si el consumo de carbón nacional se mantiene en el nivel que estaba antes de la guerra, el consumo, término medio, por habitante se ha reducido en un 7%. Este retroceso del consumo, consecuencia de la depresión industrial, es una de las causas de la crisis carbonera británica.

M. Williams, presidente de la Federación de propietarios de minas, ha declarado que la industria carbonífera británica no podría restablecerse sino en las siguientes condiciones:

1.º El número de las horas de trabajo diario, aumentado de 7 a 8, sin ninguna remuneración suplementaria;

2.º Reducción de salarios en ciertos distritos;

3.º Disminución de las tarifas de transporte por ferrocarril; y

4.º Conservación de la autonomía local, partiendo del principio de que no existe ninguna base común para un reglamento nacional, y, por consiguiente, rechazo de la nacionalización de las minas.

El Presidente de la Comisión hizo notar, en respuesta a las proposiciones de los patrones, que con el sistema preconizado, los mineros tendrían, no solamente que trabajar una hora suplementaria sin remuneración, sino que, además, los salarios serían reducidos, variando las reducciones de 6 d. a 15 sh. por semana, según los distritos. Por otra parte, los propietarios deberían reducir en 10% sus demás gastos. De esta manera, 100,000 personas se encontrarían momentáneamente sin trabajo, mientras que, al fin de cuentas, la industria no obtendría ningún beneficio y perdería tres peniques por tonelada.

El Presidente dejó entender que, si los obreros ingleses trabajaran una hora más al día, era de temer que los mineros de otros países fueran obligados a hacer otro tanto.

Los mineros someterán inmediatamente su propio proyecto, que se basa en la nacionalización de la industria carbonera. Esta, una vez nacionalizada, sería explotada al mismo tiempo que la fuerza motriz eléctrica. Esta Comisión reglamentaría, igualmente, los precios del carbón y trataría con los mineros los problemas de los salarios y de la duración del trabajo.

Este proyecto, cuyos detalles preci-

sos no se tardará en conocer, evita, sin embargo, hacer la menor recomendación relativa a las compensaciones que hay que dar a las minas expropiadas, pues, las diversas organizaciones trabajadoras, tanto políticas como industriales, no han llegado hasta aquí a entenderse y a decidir si la nacionalización que se preconiza, se hará por la confiscación pura y simple, o si estará sujeta a compensaciones.

EL PROCEDIMIENTO BERGIUS PARA LA TRANSFORMACION DEL CARBON EN ACEITES COMBUSTIBLES (1)

La transformación del carbón en aceites combustibles por el procedimiento Bergius puede considerarse como el resultado de una hidrogenación del carbón bajo la acción del hidrógeno a gran presión y temperatura. En sus primeras investigaciones, realizadas hace una docena de años, el doctor Bergius verificaba la transformación de una bomba calorimétrica. Después, empleó autoclaves cilíndrico-horizontales, que giraban alrededor de su eje, y en los cuales se comprimían el carbón desintegrado, mezclado con un aceite que desempeñaba el papel de catalizador, y el hidrógeno, a una presión de unas 100 atmósferas. Cuando la temperatura se aproximaba a los 500° C, la presión interior subía a 250 atmósferas, y luego decrecía al irse combinando el hidrógeno con el carbono. En un ensayo se obtuvo un 67% de aceite, con relación a todo el carbono contenido en el carbón; un 16% de residuos de carbón insolubles en bencina, un poco de líquido acuoso y gases.

Si se substituía el hidrógeno por ni-

trógeno, también tenía lugar la reacción; pero las variaciones de temperatura eran diferentes y todo el residuo era de coke. Unos dos mil ensayos realizados con carbones alemanes y extranjeros han dado como resultado medio un 50% de aceite, con relación al carbono total.

Los carbones inferiores han dado, proporcionalmente, más aceite que la antracita; la temperatura más favorable estaba comprendida entre 450 y 480° C. La presión inicial era siempre algo superior a 50 atmósferas; la temperatura demasiado elevada y la presión no suficientemente alta favorecían la formación de coke. La naturaleza del líquido catalizador, alquitrán de gas, fenoles y creosoles brutos, no ejercían gran influencia en los resultados obtenidos; su actuación parecía limitarse a repartir la temperatura. El líquido acuoso obtenido contenía un poco de oxígeno, carbón y aire, y, además, la mayor parte del nitrógeno del carbón en forma de amoníaco; parte del resto del nitrógeno pasaba a los compuestos oleicos; se eliminaba la mayor parte del azufre. Los gases que en peso oscilaban

(1) "Ingeniería y Construcción" (España), Abril de 1926.

alrededor del 20% del carbono, estaban compuestos por metano, etano y homólogos de orden superior; no se observó la presencia de hidrocarburos saturados.

Como industrialmente un proceso discontinuo que exige alternativamente un caldeo y un enfriamiento, no podía resultar económico, se ha montado una instalación más amplia, que permite tratar de 300 a 1,000 kilogramos de carbón por hora. Una serie de bombas envían, a una presión de 150 atmósferas, una pasta formada por granos de carbón de 1 milímetro, mezclados con alquitrán, al que se le han quitado sus elementos más volátiles, a la cámara en que tiene lugar la reacción; de ésta la masa pasa, por un serpentín y una válvula de expansión, a unos aparatos en los que se verifica la separación de los productos gaseosos y líquidos. En esta instalación se han obtenido de una tonelada de hulla: 445 kilogramos de aceite, 210 kilogramos de gas, 5 kilogramos de amoníaco y un residuo de 350 kilogramos de carbono, del que, por coquización, se han obtenido otros 80 kilogramos de aceites, 240 kilogramos de coke y 25 kilogramos de gas. El total del aceite se repartía de la manera siguiente: 150 kilogramos de hidrocarburos neutros ligeros, 200 kilogramos de aceites Diesel, 60 kilogramos de aceites lubricantes y 80 kilogramos de aceite combustible. El aceite bruto, que contenía una gran cantidad de

cresoles y fenoles, fué sometido al mismo tratamiento que en las refinerías de petróleo.

La gran instalación actual de Rheinau, que puede tratar unas cinco toneladas por día, funciona desde algo más de un año; en ella se utiliza una presión de 120 atmósferas, que más adelante se aumentará a 150 atmósferas. Como la resistencia mecánica del hierro disminuye con las altas temperaturas, la cámara de reacción se calienta indirectamente, comprimiendo en la camisa que la rodea un gas inerte (probablemente nitrógeno), previamente elevado a una gran temperatura; cuando el gas se enfría se le vuelve a calentar y a enviar a la camisa, que está provista de dispositivos especiales para facilitar la transmisión del calor. El doctor Bergius no ha suministrado dato alguno sobre estos dispositivos ni sobre los prensaestopas, etc., necesarios para todas estas operaciones.

El procedimiento es una hidrogenación, aunque no en su sentido técnico ordinario, basado en el empleo de catalizadores, y que, por consiguiente, exige un hidrógeno muy puro. El doctor Bergius no utiliza catalizador alguno, y no trabaja más que con hidrógeno del 80%, tal como lo suministran los hornos de coke, recupera el hidrógeno del gas producido en el curso de la hidrogenación, si bien siempre es necesario un suplemento de hidrógeno.



ESTADÍSTICA DE METALES

Precio medio mensual de los metales:

PLATA

	Nueva York		Londres	
	1925	1926	1925	1926
Enero	68.447	67.795	32.197	31.322
Febrero.....	68.472	66.773	32.245	30.797
Marzo.....	67.808	65.880	31.935	30.299
Abril.....	66.899	64.409	31.372	29.682
Mayo.....	67.580	65.075	31.276	30.125
Junio.....	69.106	65.481	31.863	30.248
Julio.....	69.442	64.793	31.954	29.861
Agosto.....	70.240	—	32.268	—
Septiembre.....	71.570	—	32.983	—
Octubre.....	71.106	—	32.972	—
Noviembre.....	69.223	—	32.155	—
Diciembre.....	68.889	—	31.835	—
Año término medio.....	69.065	—	32.088	—

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

COBRE

	Nueva York Electrolítico		Standard		Londres	Electrolítico
	1925	1926	1925	1926	1925	1926
Enero.....	14.709	13.822	66.065	59.013	70.607	65.325
Febrero.....	14.463	13.999	64.714	59.669	69.525	66.375
Marzo.....	14.004	13.859	62.892	58.603	67.739	65.489
Abril.....	13.252	13.706	60.575	57.200	64.194	64.600
Mayo.....	13.347	13.599	60.131	56.494	63.560	64.313
Junio.....	13.399	13.656	59.899	56.778	63.369	64.591
Julio.....	13.946	13.924	61.467	57.864	65.750	65.625
Agosto.....	14.490	—	61.613	—	68.169	—
Septiembre.....	14.376	—	61.886	—	67.693	—
Octubre.....	14.300	—	61.977	—	67.523	—
Noviembre.....	14.353	—	61.280	—	67.893	—
Diciembre.....	13.866	—	59.540	—	65.625	—
Anual.....	14.042	—	61.920	—	66.804	—

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

PLOMO

	Nueva York			Londres	
	1925	1926	1925	1926	1926 3 M.
Enero.....	10.169	9.255	41.443	34.778	34.584
Febrero.....	9.428	9.154	37.944	33.903	33.903
Marzo.....	8.914	8.386	36.804	31.625	31.921
Abril.....	8.005	7.971	32.791	28.775	29.284
Mayo.....	7.985	7.751	32.283	28.253	28.731
Junio.....	8.321	8.038	33.479	29.986	30.142
Julio.....	8.151	8.499	34.698	31.716	31.545
Agosto.....	9.192	38.188
Septiembre.....	9.508	38.884
Octubre.....	9.513	39.017
Noviembre.....	9.739	36.872
Diciembre.....	9.310	34.739
Anual.....	9.020	36.429

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

ESTAÑO

	99% Nueva York		Straits		Londres	
	1925	1926	1925	1926	1925	1926
Enero.....	57.692	61.415	58.250	2.275	265.560	282.038
Febrero.....	56.517	62.653	57.068	63.705	262.181	287.107
Marzo.....	53.038	63.472	53.733	64.505	245.682	292.288
Abril.....	51.380	61.962	52.135	63.389	237.006	281.388
Mayo.....	53.675	60.165	54.620	62.305	245.476	270.125
Junio.....	54.885	58.409	55.957	60.611	252.476	268.352
Julio.....	56.683	61.365	58.014	63.091	258.435	282.102
Agosto.....	56.649	58.190	258.538
Septiembre.....	56.405	58.247	259.182
Octubre.....	60.462	62.274	277.722
Noviembre.....	62.136	63.304	284.506
Diciembre.....	61.952	62.928	284.920
Anual.....	56.790	57.893	260.974

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

ZINC

	St. Louis			Londres	
	1925	1926	A la vista 1925	1926	1926 3 M.
Enero.....	7.738	8.304	37.917	38.059	37.363
Febrero.....	7.480	7.759	36.528	36.053	35.956
Marzo.....	7.319	7.332	35.741	34.090	34.247
Abril.....	6.985	7.001	34.644	32.503	32.863
Mayo.....	6.951	6.821	34.223	32.038	32.413
Junio.....	6.990	7.112	34.149	33.244	33.398
Julio.....	7.206	7.411	34.894	34.045	34.270
Agosto.....	7.576	36.691
Septiembre.....	7.753	37.435
Octubre.....	8.282	39.884
Noviembre.....	8.614	39.039
Diciembre.....	8.565	38.327
Anual.....	7.622	36.624

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

Producción mensual de cobre crudo. Lbs.

	1926					
	Enero	Febrero	Marzo	Abril	Mayo	Junio
Alaska.	3,644	2,556	3,150	3,597	1,797	4,059
Calumet & Arizona.	1,737	1,795	2,010	1,938	2,454	2,104
Magna.	1,208	1,095	1,255	1,200	1,228	1,208
Miami.	2,228	2,109	2,336	2,302	2,298	2,241
New Cornelia.	3,664	2,986	3,641	3,634	2,723	3,543
Nevada Con.	—	—	9,774+	—	—	—
Old Dominion.	1,291	1,080	1,111	1,132	1,173	1,058
Phelps Dodge.	7,586	6,949	7,440	7,033	7,566	6,786
Ray Con.	—	—	17,840+	—	—	—
United Verde Extensión	1,987	1,764	1,784	1,730	1,997	1,908
Utah Copper.	—	—	26,736+	—	—	—
Tennessee Copper.	555	503	543	520	555	521
EXTRANJERO						
Boleo, Méjico.	771	820	898	910	935	1,008
Furukawa, Japón.	1,409	1,386	1,586	1,708	1,513	—
Granby Cons., Canadá	1,438	1,482	1,763	1,583	1,700	—
Katanga, Africa.	—	—	—	—	—	—
Mount Lyell, Aust.	—	—	2,002+	—	—	1,695
Sumitomo, Japón,	1,188	—	—	—	—	—
+ Tres meses.						

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

	1924		1925		1926	
	Mensual	Diaria	Mensual	Diaria	Mensual	Diaria
Enero.	66,631	2,149	74,789	2,412	71,026	2,291
Febrero.	65,681	2,265	68,967	2,463	68,131	2,433
Marzo.	65,181	2,102	74,901	2,416	75,450	2,434
Abril.	66,073	2,202	70,667	2,356	73,454	2,448
Mayo.	65,608	2,116	70,574	2,276	73,542	2,372
Junio.	63,933	2,131	59,894	2,330	70,707	2,357
Julio.	64,787	2,090	68,507	2,210	—	—
Agosto.	66,756	2,153	68,090	2,196	—	—
Septiembre.	63,800	2,127	67,720	2,272	—	—
Octubre.	68,989	2,225	71,042	2,292	—	—
Noviembre.	68,291	2,276	67,400	2,247	—	—
Diciembre.	67,647	2,182	69,566	2,244	—	—
Total.	793,377	—	842,117	—	432,588	—
Promedio mensual	66,115	—	70,176	—	72,098	—
Promedio diario.	—	2,168	—	2,307	—	2,390



PRECIOS DE MATERIALES PARA MINAS

Las cotizaciones de los precios de materiales para minas las debemos a la amabilidad de las principales casas importadoras de estos artículos en Chile. El "BOLETÍN MINERO" tendrá sumo agrado en poner comunicación al subscriptor que así lo solicite con aquella casa que cotice precios de artículos por él necesitados.

EXPLOSIVOS

ARGLONITA:

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

GELIGNITA DE 34%:

El cajón de 50 libras inglesas netas, marca "Elefante", puesto en Polvorín de Valparaíso. 104.— >

GELIGNITA DE 51%:

El cajón de 50 libras inglesas netas, marca "Elefante", puesto en Polvorín de Valparaíso. 118.— >

CHEDDITE, EXPLOSIVOS DE SEGURIDAD DE 80%:

El cajón de 25 kilos netos, en Batuco. 110.— >

DINAMITA DE 40%:

El cajón de 50 libras netas, marca "Tronador", puesto en Valparaíso. 130.— >

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

DINAMITA DE 60%:

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

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

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

FULMINANTES N.º 3:

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

El mil, marca "Elefante", puesto en Valparaíso. \$ 108.— m/l.

FULMINANTES N.º 6:

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

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

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

Los mil fulminantes, marca "Elefante", en Valparaíso. \$ 120.— m/l.

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

El ciento en Nos. \$ 17.— m/l.

FULMINANTES DE SEGURIDAD N.º 8:

El mil, puesto en Batuco, marca "Cheddite". \$ 120.— m/l.

FULMINANTES ELÉCTRICOS N.º 6:

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

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

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

El mil en Valparaíso. £ 16-15-0

FULMINANTES ELÉCTRICOS DE SEGURIDAD N.º 8:

El mil, en Batuco, guía de 1 metro, marca "Cheddite".....	\$	450.— m/l.
El mil, en Batuco, guía de 1.50 metro, marca "Cheddite".....	\$	510.— >

FULMINANTES ELÉCTRICOS: (ALAMBRES PARA)

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

GELIGNITA DE 42%:

El cajón de 50 libras netas, marca "Tronador", puesto en Valparaíso.....	\$	140.— m/l.
El cajón de 50 libras netas, marca "Novel", puesto en Valparaíso.....	£	3-4-7
El cajón de 50 libras netas, marca "Tronador", puesto en Valparaíso.....	£	3-4-7
El cajón de 50 libras netas, marca "Elefante", puesto en Valparaíso.....	£	112.—

GELIGNITA DE 62%:

El cajón de 50 libras netas, marca "Tronador", puesto en Valparaíso.....	\$	165.— m/l.
El cajón de 50 libras netas, marca "Novel", puesto en Valparaíso.....	£	3-11-11
El cajón de 50 libras netas, marca "Tronador", puesto en Valparaíso.....	£	3-15-11
El cajón de 50 libras netas, marca "Elefante", puesto en Valparaíso.....	\$	124.— m/l.

GUÍAS ORDINARIAS:

Los mil pies, marca "Negra", en Valparaíso.....	\$	40.— m/l.
Los mil pies, marca "Novel", en Valparaíso.....	£	0-18-0
Los mil pies, marca "Negras comunes", en Valparaíso.....	£	0-18-0
Los 15 pies, marca "Negra", en Valparaíso.....	\$	0.75 m/l.
Los 50 pies.....	\$	4.— m/l.

GUÍAS PARA AGUA:

Los mil pies, marca "W. C. G. P.", en Valparaíso.....	\$	60.— m/l.
Los mil pies, marca "Double Wove", en Valparaíso.....	£	1-5-3
Los 50 pies, impermeable, en Valparaíso.....	\$	3.— m/l.
Los 10 metros, rollo, alquitranado, triple tejido en Batuco.....	\$	1.50 >
Los 10 metros, rollo, impermeable, en Batuco.....	\$	2.10 >
Alicates para apretar fulminantes, la docena, en Santiago.....	\$	48.— >

MÁQUINAS EXPLOTADORAS ELÉCTRICAS:

Para 3-5 tiros, cada una, en Batuco.....	\$	140.— m/l.
Para 15-20 minas, cada una, en Batuco.....	\$	220.— >

PÓLVORA NEGRA:

El quintal en cajones de 2 tarros de 23 kgs. c/u. marca "San Bernardo", puesto en la estación de Nos.....	\$	56.— m/l neto
El quintal, marca "San Bernardo", puesto en Santiago.....	\$	50.— >
El quintal en Nos (según cantidad).....	\$	46 a \$ 50 m/l.

LUBRICANTES

ACEITE PARA MÁQUINA DE VAPOR:

El cajón, en Santiago.....	\$	69.— m/l.
El galón, marca "Standard Oil", en Santiago.....	\$	5.70 >
El galón, marca "Buffalo", en Santiago, en tambor de 51 galones.....	\$	2.50 oro
El galón, marca Red Line.....	\$	4.— m/l.

ACEITE PARA MOTORES DIESEL (Descansos y cilindro):

El cajón de 2/5 galones c/u en Santiago, marca "Intermaco".....	\$	115.— m/l.
El galón, marca "Standard Oil", en Valparaíso.....	\$	6.— >
El galón, marca "Buffalo", en Santiago, en tambor de 51 galones.....	\$	2.75 oro

ACEITE PARA MOTORES ELÉCTRICOS Y DINAMOS:

El cajón de 10 galones, marca "Buffalo", en Santiago.	\$	25.— oro
El cajón de 2/5 galones c/u en Santiago, marca "Intermaco".	\$	103.— >
El cajón, marca "Standard Oil".	\$	60.— >
El cajón, marca Red Line.	\$	54.— m/l.

ACEITE PARA COMPRESORAS DE AIRE:

En tambores de 10 galones, en Santiago, marca "Intermaco".	\$	1.15 m/l.
El galón en Santiago, marca "Standard Oil".	\$	4.80 >
El cajón, en Santiago.	\$	72.— >

GRASA LÍQUIDA PARA PERFORADORAS "LEYNER", ETC.:

En tambores de 55 galones, en Santiago.	\$	544.— m/l.
---	----	------------

ACEITE NEGRO:

El galón, marca "Buffalo", en Santiago, en tambor de 51 galones.	\$	1.30 oro
El galón, marca "Standard Oil", en Valparaíso.	\$	4.20 m/l.

ACEITE DE ESPERMA:

El cajón, en Santiago.	\$	78.— m/l.
El litro, en Santiago, (en tambores).	\$	1.75 >
Aceite mineral "Colza", Standard Oil, el cajón, en Valparaíso.	\$	51.— >

GRASA CONSISTENTE:

El kilogramo, marca "Buffalo", en Santiago, en tambores de 200 kilos.	\$	0.84 oro
El kilogramo, marca "Standard Oil", número 2, en Valparaíso.	\$	2.70 m/l.
El kilogramo, en Santiago.	\$	3.40 oro
El kilogramo, marca "Red Line".	\$	2.50 m/l.

GRASA DE PINO:

El tarro de 37 kilos netos, marca "Buffalo", en Santiago.	\$	12.75 oro
El barril, marca "Standard Oil", en Valparaíso.	\$	51.— m/l.
El barril, de 40 kilos, en Santiago.	\$	56.— >

PINTURAS

ACEITE DE LINAZA COCIDO:

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

AGUARRÁS:

El cajón de 10 galones, marca "Arbolito", en Valparaíso.	\$	45.— oro
El cajón de 10 galones, en Santiago.	\$	43.— >
El cajón, en Santiago, marca "Arbolito".	\$	165.— m/l.
Substituto de aguarrás, el cajón en Santiago.	\$	110.— >

AZARCÓN:

El hilo, en Santiago, puro alemán.	\$	2.50 m/l.
El quintal, en Valparaíso, importado, marca "Schoen", de primera clase.	\$	150.— >

PINTURA BLANCA DE ZINC:

El quintal, en pasta, marca "Tulipán", en Valparaíso.	\$	120.— m/l.
El quintal, marca "Aconcagua", AAAA, en Santiago.	\$	37.— oro
Tarro de 10½ kilogramos, en Santiago, importado y garantido.	\$ 35 y	\$ 42.50 m/l.
El quintal marca "Caballo alado".	\$	110.— m/l.

PINTURAS DE COLORES, MARCA "TULIPÁN":

Colorada, el quintal, en Valparaíso.....	\$	108.—	m/l.
Verde inglés, el quintal en Valparaíso.....	\$	114.—	>
Brun Van Dyck, el quintal, en Valparaíso.....	\$	111.—	>
Amarillo Naranja, el quintal, en Valparaíso.....	\$	138.—	>
Amarillo del Rey (cromo), el quintal, en Valparaíso.....	\$	144.—	>
Azul, el quintal, en Valparaíso.....	\$	132.—	>
Vermellón (laere), el quintal, en Valparaíso.....	\$	138.—	>
Verde Imperial, el quintal, en Valparaíso.....	\$	126.—	>
Negro, el quintal, en Valparaíso.....	\$	144.—	>
Amarillo ocre, el quintal, en Valparaíso.....	\$	144.—	>
Oxido de fierro, el quintal, en Valparaíso.....	\$	96.—	>

MADERAS

ÁLAMO EN BRUTO:

Tablas $1\frac{1}{2} \times 5 \times 4$ varas en bruto.....	\$	1.—	c/u
Tablas $3\frac{3}{4} \times 6 \times 4$ varas >.....	\$	1.60	>
Tablas $1 \times 7 \times 4$ varas >.....	\$	2.40	>
Tablas $1\frac{1}{2} \times 9 \times 4$ varas >.....	\$	3.80	>
Tablas $2 \times 10 \times 4$ varas >.....	\$	4.80	>
Cuartones $3 \times 4 \times 4$ varas >.....	\$	2.40	>
Cuartones $4 \times 4 \times 4$ varas >.....	\$	2.60	>
Viguetas de 6 varas >.....	\$	3.50	>
Vigas de 8 varas >.....	\$	4.50	>

LUMA:

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

PINO OREGÓN:

Cualquier dimensión hasta $6 \times 6'$ y 32' de largo.....	\$	0.95	pie cuad
Dimensiones superiores.....	\$	1.—	>

PINO ARAUCARIA:

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

ROBLE:

Cualquier dimensión, por $4\frac{1}{2}$ y 5 varas.....	\$	0.34	pie cuad.
Cualquier dimensión, por 6 varas.....	\$	0.36	>
Cualquier dimensión, por 6 y 7 metros.....	\$	0.42	>
Cualquier dimensión, por 8-9 y 10 metros.....	\$	0.45	>

PRODUCTOS QUIMICOS

ÁCIDO CLORHÍDRICO PURO, DE 22° Bé.

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

ÁCIDO NÍTRICO PURO, DE 45° Bé.

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

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

Hasta 30 kilos, en Santiago.....	\$	5.—	m/l. kilo
En partidas mayores, en Santiago.....	>	4.—	> >

ALQUITRÁN MINERAL:

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

AMONÍACO HIDRATADO:

De 18°, hasta 100 litros. \$ 1.80 m/l. litro
 De 20°, hasta 100 litros. » 2.05 » litro
 De 22°, hasta 100 litros. » 2.30 » litro
 De 25°, hasta 100 litros. » 2.70 » litro

AMONÍACO HIDRATADO:

De 18°, en partidas mayores de 100 litros. \$ 1.70 m/l. litro
 De 20°, en partidas mayores de 100 litros. » 1.90 » litro
 De 22°, en partidas mayores de 100 litros. » 2.10 » litro
 De 25°, en partidas mayores de 100 litros. » 2.40 » litro

CREOSOTA:

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

CARBURO DE CALCIO:

El tambor, de primera, 25×50, en Santiago. \$ 84.— m/l.
 El tambor, en Santiago, de 100 kilos, suizo y alemán. » 97.— »

SODA CÁUSTICA:

El kilo, en Santiago. \$ 0.36 oro

VARIOS

ACERO PARA MINAS:

Ochavado de 7/8", el kilo, en Santiago. \$ 1.65 m/l.
 Redondo de 7/8" el kilo, en Santiago. » 1.65 »
 Hexagonal hueco, de 7/8", el kilo, en Santiago. » 2.55 »
 Redondo de 1 3/8", el kilo, en Santiago. » 1.40 »
 Redondo hueco, de 1 1/4", el kilo, en Santiago. » 2.50 »
 Cruciforme de 1 1/4", el kilo en Santiago. » 2.— »

ACERO OCHAVADO PARA MINAS, DE 7/8":

El quintal, en Valparaíso, de 46 kilos. \$ 108.— m/l.
 Acero para barrenos, de 7/8 y 1" el kilo, en Santiago. » 2.20 m/l.
 Acero hexagonal para brocas, de 7/8" sólido y hueco, en Santiago. » 2.20 m/l.
 Cable de acero flexible, de 1/2", el metro, en Santiago. » 2.— m/l.
 Cable de acero flexible, de 3/8". » 3.20 m/l.
 Cable de acero flexible, de 1/2". » 4.80 m/l.
 Cable de acero flexible, de 5/8". » 5.50 m/l.
 Cable de acero flexible, de 3/4". » 7.80 m/l.
 Cable de acero flexible, de 1". » 9.60 m/l.

Cable de manila de $\left\{ \begin{array}{l} 1/4" \\ 3/8" \\ 1/2" \\ 5/8" \\ 3/4" \\ 1" \\ 2 1/2" - 3" \text{ y } 3 1/2" \\ 4" - 5" \text{ y } 6". \end{array} \right.$ —El quintal de 46 kilos, en Valparaíso \$ 77.— oro
 \$ 246.— m/l.
 » 219.— »

CABLE DE ACERO:

De 5/16" 8×19 alambres, el metro en Valparaíso. \$ 3.— m/l.
 De 1/2" 6×7 alambres, el metro en Valparaíso. » 1.60 »
 De 1/2" 6×19 alambres, el metro en Valparaíso. » 2.90 »
 De 5/8" 6×7 alambres, el metro, en Valparaíso. » 3.60 »

CAÑERÍA PARA AGUA, DE FIERRO GALVANIZADO:

El metro, en Valparaíso, de 3/8"	\$ 1.50 m/l.
El metro, en Valparaíso, de 1/2"	» 1.90 »
El metro, en Valparaíso, de 3/4"	» 2.35 »
El metro, en Valparaíso, de 1"	» 3.25 »
El metro, en Valparaíso, de 1 1/2"	» 5.75 »
El metro, en Valparaíso, de 2"	» 7.65 »
El metro, en Valparaíso, de 2 1/2"	» 12.60 »
El metro, en Valparaíso, de 3"	» 14.20 »
El metro, en Valparaíso, de 4"	» 18.50 »

CAÑERÍA PARA AGUA, DE FIERRO GALVANIZADO:

El metro, en Santiago, de 1/2"	\$ 1.70 m/l.
El metro, en Santiago, de 3/4"	» 2.15 »
El metro, en Santiago, de 1"	» 3.15 »
El metro, en Santiago, de 1 1/2"	» 5.40 »
El metro, en Santiago, de 2"	» 7.20 »
El metro, en Santiago, de 2 1/2"	» 11.10 »
El metro, en Santiago, de 3"	» 13.30 »

CARROS MINEROS:

Cada uno, en Valparaíso.	750.— oro
--------------------------	-----------

CEMENTO NACIONAL:

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

CEMENTO EXTRANJERO:

El barril, marca "Alsen", en Valparaíso.	\$ 34.50 m/l.
--	---------------

CLAVOS DE ALAMBRE, VARIAS DIMENSIONES:

El cajón, de 2 a 6", en Santiago.	\$ 43.— m/l.
-----------------------------------	--------------

CLAVOS DE FIERRO, VARIAS DIMENSIONES:

El barril, de 2 a 6", en Santiago.	\$ 60.— m/l.
El barril de 40 kilos de 2 a 6" en Santiago.	\$ 40.— »

CLAVOS HIELEROS IMPORTADOS:

Los 100 kilos, en Valparaíso.	\$ 186.— m/l.
-------------------------------	---------------

CORREA BALATA de 2"×3 pliegues, el metro, en Santiago.	\$ 4.70 m/l.
» » » 3"×3 » el metro, en Santiago.	» 6.90 »
» » » 4"×4 » el metro, en Santiago.	» 12.20 »
» » » 6"×5 » el metro, en Santiago.	» 24.— »

CORREA BALATA:

2" marca "Rublata", el metro, en Santiago.	\$ 6.— m/l.
2 1/2" marca "Rublata", el metro, en Santiago.	» 7.45 »
3" marca "Rublata", el metro, en Santiago.	» 8.70 »
3 1/2" marca "Rublata", el metro, en Santiago.	» 10.35 »
4" marca "Rublata", el metro, en Santiago.	» 12.— »
5" marca "Rublata", el metro, en Santiago.	» 16.60 »
6" marca "Rublata", el metro, en Santiago.	» 24.90 »
8" marca "Rublata", el metro, en Santiago.	» 37.45 »
10" marca "Rublata", el metro, en Santiago.	» 45.— »

CORREA DE CUERO DE 2" el metro, en Santiago, marca "Sun".	\$ 6.— m/l.
» » » 3" el metro, en Santiago, marca "Sun".	» 9.— »
» » » 4" el metro, en Santiago, marca "Sun".	» 13.20 »
» » » 6" el metro, en Santiago, marca "Sun".	» 21.60 »
» » » 8" el metro, en Santiago, marca "Sun".	» 28.80 »
» » » 10" el metro, en Santiago, marca "Sun".	» 36.— »
» » » 12" el metro, en Santiago, marca "Sun".	» 43.20 »

2"	marca "Walker", el metro, en Santiago	\$ 9.90 m/l.
3"	marca "Walker", el metro, en Santiago	> 14.80 >
4"	marca "Walker", el metro, en Santiago	> 19.70 >
5"	marca "Walker", el metro, en Santiago	> 24.50 >
6"	marca "Walker", el metro, en Santiago	> 29.40 >
2"	marca "Duxbak", el metro, en Santiago	\$ 13.30 m/l.
2½"	marca "Duxbak", el metro, en Santiago	> 16.60 >
3"	marca "Duxbak", el metro, en Santiago	> 19.90 >
4"	marca "Duxbak", el metro, en Santiago	> 26.50 >
5"	marca "Duxbak", el metro, en Santiago	> 33.20 >
6"	marca "Duxbak", el metro, en Santiago	> 39.85 >
8"	marca "Duxbak", el metro, en Santiago	> 53.10 >
2"	marca "Schieren", el metro, en Santiago	\$ 9.15 m/l.
2½"	marca "Schieren", el metro, en Santiago	> 11.30 >
3"	marca "Schieren", el metro, en Santiago	> 13.70 >
4"	marca "Schieren", el metro, en Santiago	> 18.25 >
5"	marca "Schieren", el metro, en Santiago	> 22.85 >
6"	marca "Schieren", el metro, en Santiago	> 27.40 >
8"	marca "Schieren", el metro, en Santiago	> 36.50 >
2"	marca "Intermaco", el metro, en Santiago	\$ 6.65 m/l.
2½"	marca "Intermaco", el metro, en Santiago	> 8.30 >
3"	marca "Intermaco", el metro, en Santiago	> 9.90 >
4"	marca "Intermaco", el metro, en Santiago	> 13.30 >
5"	marca "Intermaco", el metro, en Santiago	> 16.60 >
6"	marca "Intermaco", el metro, en Santiago	> 19.90 >
8"	marca "Intermaco", el metro, en Santiago	> 26.55 >
	CORREAS SUELA "CÓNDOR", de 2", el metro, en Valparaíso o Santiago	\$ 3.20 oro
	Correa de suela "Cóndor", de 3", el metro, en Valparaíso o Santiago	> 4.50 oro
	Correa de suela, "Cóndor", de 4", el metro, en Valparaíso o Santiago	> 6.40 oro
	Correa de suela, "Cóndor", de 6", el metro, en Valparaíso o Santiago	> 9.60 oro
	Correa de suela, "Cóndor", de 8", el metro, en Valparaíso o Santiago	> 12.80 oro
	Hierro galvanizado para techos, nacional, el quintal de 46 kilos, en Valparaíso	\$ 21.— oro
	Hierro galvanizado para techos, extranjero, el quintal de 46 kilos, en Valparaíso	> 22.— oro
	Hierro en planchas, el kilo, en Santiago	> 0.70 a \$ 0.90 m/l
	Hierro redondo, el kilo, en Valparaíso	> 0.17 oro
	Hierro redondo, el kilo, en Santiago, según dimensiones y cantidad	\$ 0.55 a \$ 0.75 m/l

HILACHAS DE ALGODÓN:

El kilo, en Santiago, según calidad	\$ 3.60 a 5.—m/l.
El quintal, importadas, blancas, en Santiago	\$ 210.— >
El paquete, nacionales, de color, en Santiago	> 2.90 >
Lámparas para mineros marca "Dragón", la docena, en Santiago	\$ 240.— >
Lámparas patentadas de seguridad para minas, cada una, en Batuco	> 6.50 oro
Mangueras reforzadas para aire de 3/4, el metro, en Santiago	> 5.— oro
Mangueras reforzadas para aire, de 1", el metro, en Santiago	> 6.60 oro
Palas con mango, marca "Excelsior", punta huevo, docena, en Valparaíso	> 65.— oro
Palas cuadradas sin mango, marca "Mono", legítimas, por docenas, en Valparaíso	\$ 135.— m/l.
Pernos para eclisas, según dimensiones y cantidades. El ciento, puesto a bordo en Valparaíso	> 27.— m/l.
Pernos para durmientes. El ciento, según dimensiones y cantidades, en Valparaíso	> 27.— >
Rieles de 4½ kilos, por metros, el metro, en Valparaíso	> 3.— >
Rieles de 5 y 5½	> 3.45 >
Rieles de 7	> 5.10 >
Vainas para colocar el mango c. i. f. puertos chilenos	£ 0-0-3

PICOS PARA MINEROS, DE ACERO PURO, DE 1.ª CALIDAD:

Tipo carbonero inglés, de 2 libras, c. i. f. puertos chilenos	£ 0-1-2
Tipo tosquero inglés, de 3½ libras, c. i. f. puertos chilenos	£ 0-1-7

MÁQUINAS "CLIPPER" PARA UNIR CORREAS:

N.º 3, cada una, en Santiago	\$ 255.— m/l.
N.º 1, cada una, en Santiago	> 105.— >
N.º 0, cada una, en Santiago	> 60.— >

GANCHOS "CLIPPER" PARA UNIR CORREAS:

N.º 1, la caja, en Santiago.....	\$ 13.— m/l.
N.º 2, la caja en Santiago.....	> 13.— >
N.º 3, la caja, en Santiago.....	> 16.— >
N.º 4, la caja, en Santiago.....	> 16.— >
N.º 5, la caja, en Santiago.....	> 19.— >
N.º 6, la caja en Santiago.....	> 22.— >



MERCADO DE MINERALES Y METALES

Estas cotizaciones que han sido tomadas del Engineering and Mining Journal-Press de Nueva York, Septiembre 4 de 1926, 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 estan dados de acuerdo con los últimos avisos. El signo \$ significa dollars U. S. Cy.

ALUMINIO.—99%, \$ 0.27 a 0.28 la libra; 98%, 0.27.—Londres, 98% £ 118 tonelada de 2,240 libras.

ANTIMONIO.—Standard en polvo a 200 mallas, \$ 0.13 a 0.14 la libra.

BLENDA.—Precio medio, sobre la base de 50% de zinc, \$ 52,75 por tonelada de 2,000 libras.

BISMUTO.—\$ 2.70 a 2.75 la libra en lotes mayores de 1 tonelada.—Londres, 10 s. la libra.

COBALTO.—\$ 2.50 la libra de 96 a 98%.

MINERAL DE PLOMO.—Precio medio sobre la base de 80% de plomo, \$ 112.50 por tonelada de 2,000 libras.

MAGNESIO.—99.8%, \$ 0.75 a 0.80 por libra en lotes mayores de una tonelada.

MOLÍBDENO.—99%, \$ 25 por kilo.

MERCURIO.—\$ 88.50 a \$ 91 por frasco de 75 libras.—Londres £ 15½.

NÍQUEL.—Electrolítico \$ 0.39, con 99.75% de ley.—Londres £ 170 a 175 por tonelada de 2,240 libras.

PLATINO.—Refinado, \$ 116 por onza; crudo \$ 108.00.—Londres £ 23.10.0 por onza.

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

SELENIO.—Negro en polvo, amorfo, 99.5%, \$ 2.00 por libra.

TUNGSTENO.—En polvo, 97% a 98%, \$ 1.10 a 1.15 por libra de tungsteno contenido.

MINERALES METÁLICOS

CRISTALES DE GALENA PARA RADIO.—De la mejor calidad \$ 0.50 por libra, en lotes de 500 libras f. o. b. en Philadelphia.

- MINERAL DE CROMO.—Por tonelada, f. o. b. en puertos del Atlántico, de \$ 21 a 24 para minerales de 45 a 50% de Cr_2O_3 .
- MINERAL DE MANGANESO.—\$ 0.30 a \$ 0.36 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.
- MOLÍBDENO.—\$ 0.50 f. o. b. Colorado por libra de MoS_2 , de 85% concentrado.
- MINERAL DE TUNGSTENO.—Por unidad, en Nueva York, wolframita, de alta ley, \$ 10.50 Shelita, \$ 10.75, de alta ley.
- VANADIO.—Concentrados de vanadato de plomo con 12 a 18% de V_2O_5 , \$ 0.55 a \$ 0.60 la libra.

MINERALES NO METÁLICOS

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

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

- ASBESTO.—Crudo N.º 1, \$ 525. Crudo N.º 2, \$ 300; en fibras \$ 190. Planchas de fibras de magnesia comprimidas, \$ 125 a \$ 150. Stock para techos \$ 70. Stock para papel \$ 40 a \$ 45. Stock para cemento \$ 25. Desperdicios \$ 10 a \$ 17.50. Arena, \$ 15. Todos estos precios son por tonelada corta f. o. b. Quebec; el impuesto y los sacos están incluidos.
- AZUFRE.—\$ 18 por tonelada, para azufre doméstico, f. o. b. Texas y Louisiana; \$ 22 para exportación f. a. s. Nueva York.
- BARITA.—Cruda, de 93% de SO_4Ba \$ 8 por tonelada gruesa f. o. b.; molida, sin color, \$ 14 la tonelada, Blanca, descolorada, \$ 23. Mercado bastante bueno.
- BAUXITA.—Americana, f. o. b. por tonelada gruesa, molida y seca \$ 8.00.
- BÓRAX.—Granulado o en polvo y en sacos \$ 0.04 $\frac{3}{4}$ por libra. Entregado cristales \$ 0.05 mercado normal.
- CAL PARA FLUJO.—Depende de su origen; f. o. b. en los puertos de embarque, por tonelada, chancada a media pulgada y a menos, \$ 0.90 a \$ 1.80. Para usos agrícolas, \$ 0.75 a \$ 2.
- CUARZO EN CRISTALES.—Sin color y claro en pedazos de $\frac{1}{4}$ a $\frac{1}{2}$ libra, \$ 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. Para esmalte, 140 mallas, \$ 14. Para vidrio a 200 mallas, \$ 18.
- FOSFATOS.—Por tonelada de 2,240 libras f. o. b. Florida, 75%, \$ 6.25; 70% \$ 4.50.

- FLUOSPATO.**—En colpa, con no menos de 85% de CaF_2 y no más de 5% de SiO_2 , \$ 18 por tonelada de 2,000 libras.
- GRAFITO.**—De Ceylan de primera calidad, por libra, en colpa, \$ 0.07 a \$ 0.09. En polvo \$ 0.03 a \$ 0.06. Amorfo crudo, \$ 15 a 35 por tonelada, en hojas N.º 1 y 2 de \$ 0.08 a \$ 0.30.
- KAOLINA.**—f. o. b. Virginia, por tonelada corta, cruda N.º 1, \$ 7. Cruda N.º 2, \$ 5.50. Lavada, \$ 8. Pulverizada, \$ 10 a \$ 20. Inglesa importada f. o. b. en los puertos americanos, en colpa \$ 15 a \$ 25. Pulverizada, \$ 0.03 por libra.
- MAGNESITA.**—Por tonelada f. o. b. California, calcinada en colpa, 80% MgO , \$ 38. Calcinada y molida a 200 mallas, \$ 44.
- MICA.**—Precios de Carolina del Norte, despojos, \$ 30 por tonelada neta plancha, por libra calidad N.º 1, clara $1\frac{1}{4}'' \times 2''$, \$ 0.18. $2'' \times 5''$, \$ 0.25. $2'' \times 3''$, \$ 0.60. $3'' \times 3''$, \$ 1.00. $3'' \times 4''$, \$ 1.60. $3'' \times 5''$, \$ 2.00. $4'' \times 6''$, \$ 2.40. Molida a 60 mallas, 65 por tonelada. A 140 mallas, \$ 125. En seco para techo, \$ 30. En seco para techos, a 160 mallas, \$ 70.
- MONACITA.**—Mínimo 6% ThO_2 , \$ 120 por tonelada.
- POTASA.**—Cloruro de potasa de 80 a 85% sobre base de 90% en sacos, \$ 45.85. Sulfato de potasa de 90 a 95% sobre base de 90%, \$ 45.85. Sulfato de potasa y magnesia, 48 a 53% sobre base de 48% \$ 26.35. Para abono de 30%, \$ 21. Para abono de 20%, \$ 14.85.
- PIRITAS.**—Española de 48% de azufre, por tonelada de 2,240 libras c. i. f. en los puertos de los Estados Unidos, tamaño para los hornos, \$ 0.13 $\frac{1}{2}$ por libra.
- SÍLICE.**—Molida en agua y flotada, por tonelada f. o. b. Illinois a 400 mallas, \$ 31; a 350 mallas, \$ 26; a 250 mallas, \$ 18.
- CUARCITA.**—99% SiO_2 ; Arena para fabricar vidrios, \$ 0.75 a \$ 5. por tonelada; para ladrillo y moldear, \$ 0.65 a \$ 2.50.
- TALCO.**—Por tonelada, molido a 200 mallas, extra blanco, \$ 11. De 96% a 200 mallas, medio blanco, \$ 10. Incluido envase, sacos de papel de 50 libras.
- TIZA.**—f. o. b. Nueva York. Por tonelada en cantidades, \$ 4.75 a 5.—
- YESO.**—Por tonelada, según su origen, chancado, \$ 2.75 a \$ 3; molido, a \$ 6; para abono de \$ 6 a 11, calcinado, \$ 8 a 12.
- ZIRCONIO.**—95%, \$ 0.03 por libra, f. o. b. minas, en lotes sobre carro. Descartado flete para puntos al Este del Mississippi.

OTROS PRODUCTOS

- NITRATO DE SODA.**—\$ 2.36 a 2.53 por cada 100 libras. En los puertos del Atlántico.
- OXIDO DE ARSÉNICO.**—(Arsénico blanco) \$ 0.03 $\frac{1}{2}$ por libra, entregado Londres, £ 13 a £ 13 $\frac{1}{4}$ por tonelada de 2 240 libras.
- OXIDO DE ZINC.**—Por libra, en sacos y libre de plomo; 0.07 $\frac{1}{2}$. Francés, sello rojo, \$ 0.10 $\frac{1}{8}$.

SULFATO DE COBRE.—\$ 0.0490 por libra, ya sea en grande o pequeños cristales.

SULFATO DE SODIO.—\$ 20 a \$ 22 por tonelada en Nueva York.

LADRILLOS REFRACTARIOS

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

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

LADRILLOS DE MAGNESITA.—De 9" derechos \$ 65 por tonelada neta, f. o. b. en las fábricas.

LADRILLOS DE SÍLICE.—\$ 40 por M. en Pennsylvania y Ohio; \$ 49, a \$ 52 Alabama e Illinois.



COTIZACIONES

PLATA

DIAS	Londres 2 meses onza standard peniques	Valparaíso kilo fino \$
Septiembre 2.....	28 ³ / ₁₆	155.48
Septiembre 16.....	28 ¹ / ₄	152.39

COBRE

QUINCENAL EN CHILE

DIAS	A BORDO \$ POR qq. m.		
	Barras	Ejes 50%	Minerales 10%
Septiembre 2.....	206.47	89.43 Escala 206 cents.	10.84 ³ / ₄ Escala 118 ¹ / ₂ cents.
Septiembre 16.....	205.52	88.95 ¹ / ₂ Escala 205 cents.	10.79 ¹ / ₄ Escala 118 cents.

SEMANAL EN NUEVA YORK

DÍAS	Centavos por libra	DÍAS	Centavos por libra
Agosto 5.....	14.42½	Agosto 19.....	14.40
Agosto 12.....	14.35	Agosto 26.....	14.22½

DIARIA EN LONDRES

DÍAS	£ por tonelada		DÍAS	£ por tonelada	
	Contado	3 meses		Contado	3 meses
Agosto 20.....	59.00	59.15.0	Septiembre 3.....	59.00	59.15.0
> 23.....	58.17.6	59.12.6	> 6.....	59.2.6	59.17.6
> 24.....	58.15.0	59.10.0	> 7.....	59.5.0	59.15.0
> 25.....	58.12.6	59.7.6	> 8.....	59.2.6	59.15.0
> 26.....	58.10.0	59.5.0	> 9.....	59.0.0	59.12.6
> 27.....	59.0.0	59.15.0	> 10.....	58.17.6	59.12.6
> 30.....	59.5.0	60.0.0	> 13.....	58.17.6	59.12.6
> 31.....	59.2.6	59.17.6	> 14.....	58.17.6	59.12.6
Septiembre 1.º.....	59.2.6	59.17.6	> 15.....	58.15.0	59.10.0
> 2.....	58.17.6	59.12.6	> 16.....	58.10.0	59.7.6

VALOR DE LA LIBRA ESTERLINA

DÍAS	\$ por £	DÍAS	\$ por £
Agosto 20.....	39.30	Septiembre 1.º.....	39.30
> 21.....	39.30	> 2.....	39.30
> 22.....	39.30	> 3.....	39.20
> 23.....	39.30	> 4.....	39.20
> 24.....	39.30	> 5.....	39.20
> 25.....	39.30	> 6.....	39.20
> 26.....	39.30	> 7.....	39.30
> 27.....	39.30	> 8.....	39.30
> 28.....	39.30	> 9.....	39.30
> 29.....	39.30	> 10.....	39.20
> 30.....	39.30	> 11.....	39.30
> 31.....	39.30	> 16.....	39.30

SALITRE

2 de Septiembre.

Ha habido una decidida mejoría en el mercado salitrero, aunque los exportadores han limitado sus compras. Las ventas efectuadas por la Asociación de Productores han sido de 73,600 toneladas para entregas durante Agosto, 750 para Noviembre, 1,000 toneladas para Enero, y para el consumo en la costa de 1,350 toneladas, haciendo un total de la, ventas para embarques, a partir de Julio de 1926, de 231,500 toneladas comparado con 1,054,000 toneladas en la misma fecha el año 1925.

El mercado europeo ha tenido una reacción después de la decisión final de Gobierno chileno y ha entusiasmado a los compradores para operar, pero las entregas en Agosto disminuyeron en 14,000 toneladas comparado con el año anterior.

Las existencias en la costa siempre están aumentando y se calculan en 1.253,800 toneladas; las Oficinas siguen cerrando y probablemente habrá sólo 40 planteles trabajando durante el mes de Septiembre.

El mercado de fletes ha estado tranquilo durante la quincena. Por otra parte, los armadores se están manteniendo, pues esperan mejores oportunidades, debido al hecho que el tonelaje sería retirado de la costa y mandado a otra parte, anticipando que los embarques por salitre para la próxima estación seguramente serán muy reducidos. Una oferta de 15/- por un lote para embarque Septiembre para Dunkirk/Hamburgo fué rechazado; las pretensiones de los armadores por el momento son de 16/- para esta posición, y para Octubre 17/- para Havre/Hamburgo y 1/- extra para Burdeos/Havre. Para Noviembre/Di-

ciembre la cotización nominal para el Reino Unido o Continente es de 19/- a 20/- según destino. Para puertos del Atlántico Norte de España, los exportadores demuestran interés en tomar tonelaje, pero no pueden pagar los precios de 20/- a 22/-, que es lo que piden los armadores para embarques Septiembre/Octubre. Para el Mediterráneo Málaga/Génova la cotización nominal para Octubre es de 25/-.

Para Estados Unidos Galveston-Boston el precio ha subido a \$ 4.50 dollars, habiéndose ofrecido esto para cargamento completo para embarque Septiembre/Octubre, pero los armadores se están manteniendo a \$ 4.75 dollars con dos puertos de descarga. Espacio pronto por Compañías de la carrera se han hecho a \$ 4.20 dollars para New York directamente, y a \$ 4.50 para fines de Septiembre y Octubre para el mismo destino. Para la costa Occidental, la cotización nominal de \$ 3.75 moneda americana nó ha variado para puertos entre San Pedro y Puget Sound.

16 de Septiembre.

La demanda ha continuado en baja escala; las ventas para entregas pronto han sido limitadas; los exportadores se abstienen de comprar para adelante. La Asociación de Productores ha vendido 62,000 toneladas para entrega Septiembre y 900 toneladas para el consumo en la costa, a lo cual, agregando lo vendido para entregas durante el presente año salitrero, hace un total de 294,500 toneladas, de las que solamente se han vendido 500 toneladas para 1.º de Octubre adelante.

El mercado europeo está tranqui-

lo, y la demanda es insignificante; ha habido pequeñas ventas para entrega inmediata puesto playa Dunkerque a £ 10.15.0, Rotterdam y Hamburgo a £ 10.3.0; también hay vendedores para entrega durante la próxima primavera de £ 10.16.0 a £ 11.5.0 según puerto de descarga.

La producción durante el último mes fué de 1,426,480 quintales métricos, con 47 Oficinas trabajando, demostrando así una baja de 822,386 quintales métricos comparado con Agosto de 1925, cuando había 93 Oficinas trabajando.

El total exportado durante Agosto fué de 1,211,750 quintales métricos comparado con 2,147,368 quintales métricos exportados durante Agosto de 1925.

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

PRODUCCION

1923.	11,813,408	quintales métricos
1924.	15,727,219	" "
1925.	16,151,470	" "
1926.	15,705,954	" "

EXPORTACION

1923.	14,908,608	quintales métricos
1924.	14,260,851	" "
1925.	16,448,262	" "
1926.	11,743,970	" "

Según últimas informaciones cablegráficas, el mercado de fletes para Reino Unido o Continente está firme, con tendencia a la alza. Una Compañía inglesa de vapores ha contratado cuatro lotes de 1,500 toneladas cada uno para embarque Noviembre/Di-

ciembre a 17/6 con destino a Dunkerque/Hamburgo. Compañías alemanas de vapores han fletado 2,000 toneladas de espacio para Noviembre y Diciembre, también al precio de 17/6 para Antwerp, Rotterdam, Amsterdam, Hamburgo. Hay exportadores en el mercado que desean más espacio en las condiciones antedichas, pero los armadores están pidiendo ahora de 19/- a 20/- para la misma posición según destino. Espacio para Havre/Hamburgo o Reino Unido para Septiembre se cotiza nominalmente a 17/6 y a 18/6 para Octubre. Para puertos del Atlántico Norte de España la cotización ha subido a 22/6 para embarque Septiembre/Octubre. Para el Mediterráneo se supone haberse hecho negocios por pequeños lotes para embarcar durante el mes de Octubre de 20/- para Málaga/Barcelona. La actual indicación de los armadores es de 22/6 a 25/- según destino y posición.

Para Galveston/Boston se han contratado algunos vapores de ocasión para embarcar durante Octubre y Noviembre de 4 a 4.50 dollars americanos según el número de puertos de descarga. Algunos pequeños lotes han sido contratados por Compañías de la carrera para embarcar durante Septiembre/Octubre, al precio de \$ 4.50 dollars para New York directamente. Los exportadores solamente indican 4.25 como probable para Noviembre/Diciembre. Para la costa Occidental la cotización anterior de 3.75 dollars para puertos entre San Pedro y Puget Sound queda sin cambio.

CARBON

2 de Septiembre.

El mercado del carbón a través de la quincena puede considerarse como

paralizado. Las dificultades de las huelgas en Inglaterra aún continúan, pero en muchas minas los trabajadores han reanudado sus trabajos y parece que pronto se llegará a un arreglo.

Australiano, las mejores clases, se cotiza nuevamente alto debido a las dificultades en conseguir fletes. Para Septiembre/Octubre o Noviembre/Diciembre, no puede hacerse negocio a menos de 39/- para puerto salitre-ro, por vapor.

Carbón americano no ha sido afectado tanto como se creía debido a la demanda de Inglaterra a consecuencia de las huelgas. Pocahontas y/o New River se cotiza ahora de 39/- a 40/- para embarque durante Septiembre/Octubre para puertos salitreros.

Nacional Schwager sin harnear entrega Octubre/Noviembre se ofrece de \$ 72.— a \$ 74.— moneda corriente según puerto y condiciones.

16 de Septiembre.

La situación en el mercado de carbón no ha cambiado durante la pasada quincena, y continúa el mismo estado de paralización. La huelga en Inglaterra siempre existe; sin embargo, parece que va gradualmente desapareciendo y probablemente muy luego volverán a reanudarse los trabajos.

Australiano, las mejores clases, se cotizan nuevamente alto, debido a las dificultades por conseguir fletes. Para Septiembre/Octubre o Noviembre/Diciembre no pueden hacerse negocios a menos de 39/- para puertos salitreros por vapor.

Americano Pocahontas y/o New River se cotizan de 39/- a 40/- para embarque Septiembre/Octubre para puertos salitreros.

Nacional Schwager sin harnear entrega Octubre/Noviembre se ofrece de \$ 72.— a \$ 74.— moneda corriente según las condiciones de puertos.

COTIZACIONES DE ACCIONES EN LAS BOLSAS DE COMERCIO DE SANTIAGO Y DE CORREDORES DE VALPARAISO

SEPTIEMBRE

COMPAÑIAS	Valor pagado de la acción	DIAS							
		4		11		18		25	
		Santiago	Valparaiso	Santiago	Valparaiso	Santiago	Valparaiso	Santiago	Valparaiso
Oro									
Dichas.....	\$ 40	3	..	3 1/2	3 3/8	2 1/4	..
Minerva.....	" 10	3 7/8	..	2 3/4	3	3
Vacas.....	" 7	2	..	2	2	..
Plata									
Caylloma.....	\$ 5	4 7/8	..	4 7/8	4 1/4	4 1/4
Condoriaco.....	" 10	2 3/8	..	2 3/8	2 3/4	..
Florida.....	" 10	2	..	2	2	..
María Francisca.....	£ 0.10.0	0.75	..	0.75	0.75	..
P. de Huanuni.....	£ 1	51 1/2	..	52 1/2	54 1/2	..
Presidenta.....	\$ 5	0.65	..	1.00	1.00	1.00	1.00
Santa Rita.....	" 5	0.70	..	0.70	0.80	..

COMPAÑIAS	Valor pagado de la acción	DIAS							
		4		11		18		25	
		Santiago	Valparaiso	Santiago	Valparaiso	Santiago	Valparaiso	Santiago	Valparaiso
Estaño									
Arauco.....	£ 1	260	..	265	265	285	..
Carolina.....	" 1	8 ² / ₈	..	9	9	9 ¹ / ₂	..
Cerro Grande.....	" 1	44 ³ / ₄	44 ³ / ₄	45 ¹ / ₂	45 ¹ / ₂	42	..
Chacaltaya.....	..	9	..	8 ⁷ / ₈	8	..
Colquiri.....	\$ 5	7	..	7	7 ¹ / ₂	..
Kala-Uyu.....	£ 1	10 ¹ / ₄	..	10	9 ¹ / ₂	..
Kelluani.....	" 1	4	..	4	5 ¹ / ₄	..
Kumurana.....	" 1	2 ¹ / ₄	..	2 ¹ / ₄	2 ¹ / ₄	..
Monte Blanco.....	" 4	15	..	15	15	..
Morocoala.....	" 1	43	..	43 ⁷ / ₈	43 ⁷ / ₈	45 ³ / ₄	45 ³ / ₄
Oploca.....	" 1	130	..	133 ³ / ₄	133 ³ / ₄	137 ¹ / ₂	137 ¹ / ₂
Oruro.....	\$ 20	29 ³ / ₄	..	32	31 ¹ / ₄	31
Patíño.....	£ 1	281 ³ / ₄	281 ³ / ₄	292	292	292	292
Salvador.....	" 1	1 ¹ / ₄	..	5 ¹ / ₂	3 ³ / ₄	3	..
Santo Cristo.....	" 1	1 ³ / ₄	..	1 ³ / ₄	1 ³ / ₄	..
Yaco.....	\$ 5	0.60	..	0.60	0.60	..
Cobre									
Aconcagua.....	\$ 10	3 ³ / ₈	..	3 ³ / ₄	3 ³ / ₄	..
Bronces.....	" 10	2 ¹ / ₄	..	2	2 ¹ / ₄	..
Covadonga.....	" 10	1 ¹ / ₈	..	1 ¹ / ₈	1	..
Disputada.....	" 25	17 ³ / ₄	..	17 ³ / ₄	17 ³ / ₄	17 ³ / ₄
Fortuna.....	" 10	6 ¹ / ₄	..	6 ¹ / ₄	2 ¹ / ₄	6 ¹ / ₄	..
Gatico.....	£ 1	5 ¹ / ₄	..	5 ¹ / ₄	5 ¹ / ₄	..
Higuera.....	\$ 10	3 ³ / ₄	3 ³ / ₄	3 ¹ / ₂	3	..
San Bartolo.....	" 10	0.30	..	0.30
Tocopilla.....	£ 1	82	..	81 ³ / ₄	81 ³ / ₄	84	84
Carbón									
Lebu (ord.).....	\$ 20	3 ³ / ₈	..	3 ¹ / ₄	2 ³ / ₄	..
Lebu (pref.).....	" 20	5	..	5 ¹ / ₂	5 ¹ / ₄	..
Máfil.....	" 50	20	..	19	19	..
Minera.....	" 20	17 ³ / ₄	..	18	18 ¹ / ₄	18 ¹ / ₄	..
Penco.....	" 10	0.55	..	0.55	0.25	..
Schwager.....	£ 1	18 ¹ / ₂	..	18	18	..
Salitre									
Castilla.....	£ 1	19 ¹ / ₄	..	19 ¹ / ₄	19 ¹ / ₄	..
Chilena.....	" 1	22	..	22	20	..
Galicia.....	" 1	20	..	20	20	..
Lautaro (al port.).....	" 5	158	..	158	155	..
Lautaro (nom.).....	..	153	..	153	161	161
Loa.....	" 1	37	..	34	37	..
Peñón.....	" 1
Perfetti.....	" 1	7 ¹ / ₄	..	7 ¹ / ₄	4 ³ / ₄	..
Tocopilla.....	" 5	340	..	310	310	..
Petróleo									
Rafaelitas.....	\$ 20	0.95	..	0.70	0.60	..
Varias									
Onix y Mármoles.....	\$ 20	51	51	36 ¹ / ₂	36 ¹ / ₂	34 ¹ / ₂	..
Potasa.....	" 10	3	..	2 ¹ / ₂	3	..

BIBLIOGRAFIA DE REVISTAS

Con el propósito de ofrecer a nuestros lectores una fuente de información que les de la oportunidad de encontrar fácilmente todo aquello que se relacione con los progresos de la minería, metalurgia e ingeniería, empezamos a publicar desde hoy en el "BOLETÍN MINERO" el sumario de los principales artículos de las Revistas técnicas nacionales y extranjeras que con estas industrias se relacionan, recibidas periódicamente por la Biblioteca de la Sociedad.

La Dirección del "BOLETÍN MINERO" tendrá, además, el agrado de indicar a sus lectores la manera de adquirir las publicaciones que les interese.

ANNALES DES MINES DE BELGIQUE

BRUSELAS

1926.— Primer Trimestre. — Los accidentes producidos en las hulleras durante el año 1922, por G. Raven.—La carbonización a baja temperatura en Inglaterra, por Ch. Demeure.—Lista general de los alinderamientos de las concesiones mineras en la cuenca carbonífera de la Campine, por M. Dehalm.—Notas sobre el tiro de sacudimiento en las hulleras de Gard y las posibilidades de su empleo en Bélgica, por L. Hardy.—La carbonización de combustibles sólidos a baja temperatura, por H. Verdinne.

1926.—Segundo Trimestre.—Estudio sobre el problema de explosivos de seguridad, por E. Lemaire.—Sobre los constituyentes macroscópicos de los carbones de la Campine, por O. De Booseré.—Los accidentes producidos en las hulleras durante el año 1922, por G. Raven (continuación).—La carbonización a baja temperatura en Inglaterra (continuación), por Ch. Demeure.—La cuenca hullera de Basse-Sambre, por X. Stainier.—Los aceros especiales, su fabricación en las fábricas de acero del Ruhr, por L. J. Tison.—El análisis exacto del gas de destilación, por E. Connerade.

ANALES DE LA ASOCIACIÓN QUÍMICA ARGENTINA

BUENOS AIRES

Marzo-Abril de 1926.—Sobre un ensayo demostrativo de extracción de fibras de lino argentino, por F. C. Vigliano.

Mayo-Junio de 1926.—Utilización del cloruro de plomo para la purificación de líquidos orgánicos en la investigación toxicológica de alcaloides, por J. Magnin.—Sobre unos nuevos complejos metálicos procatequínicos y su aplicación al análisis micro-químico, por A. Martini.

ASSOCIAZIONE MINERARIA SARDA

IGLESIAS

Mayo 16 de 1916.—Escuelas profesionales para los operarios, por Leone, Pavan y Binetti.—Excursión geológica a la región de Fiume y observación sobre el paleozoico del valle de Cixerri, por M. Taricco.

BOLETIN MINERO

MEJICO

Mayo de 1926.—Epoca de expansión de los negocios mineros.—Una planta metalúrgica moderna en la ciudad de San Luis de Potosí.—Forma en que se produce la plata en la República, procedencia de ella y destino que se le da.—La Fundición de Morales, de la Compañía Minera de Asarco, por G. Montes de Oca.—La planta de arsénico blanco, por Moisés Perogordo y Lasso.

Junio de 1926.—La nueva ley de industrias minerales.—Nuevo procedimiento en la metalurgia del zinc.—La Compañía Fundidora de Fierro y Acero de Monterrey, S. A. y los monumentos que fijan la meridiana astronómica en el Mineral de Durango.—El antimonio, por Luis de Silva.

BOLETIN DEL PETROLEO

MEJICO

Abril de 1926.—Nueva orientación en los métodos de producción, por Leroy P. Calkins.—La importancia geológica del pliegue de Marathon, por A. A. Hassan.—El fraguado rápido

del cemento en los campos petrolíferos, por C. G. Thoms.

Mayo de 1926.—La deshidratación del petróleo costea en Méjico en vista de que es bajo el precio de la emulsión, por Paul Wagner.—Cómo pueden evitarse en lo absoluto las pérdidas por evaporación.

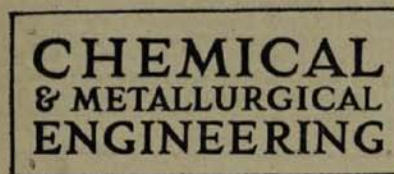
Junio de 1926.—El valor de los micro-fósiles en la exploración del petróleo, por Charles Schuckert.—La importancia de la Balanza de torsión en la geología del petróleo, por J. G. Templeton.



SANTIAGO, CHILE

Julio de 1926.—Los ingenieros en la industria salitrera.—La estimación del Yodo en agua vieja y en agua feble, por C. C. Smith.—Comparación de los métodos calorimétricos de determinación del perclorato, por Dr. Küpper y Dr. Funck.—Reglamento sobre higiene y seguridad industriales.

Agosto de 1926.—Protección del Estado y organización particular.—La evolución de las industrias sintéticas del nitrógeno de aire, durante el último cuarto de siglo, por Eugenio Burban.—Reglamento sobre higiene y seguridad industriales (continuación).—La titulación de cloruros, bromuros y yoduros, según F. Mohr y la posibilidad de emplearla en la industria salitrera de Chile, por el Dr. G. Leimbach.



NUEVA YORK

Julio de 1926.—Discusión en el Instituto Americano de Ingenieros Químicos sobre corrosión de metales.—La producción comercial de alcohol isopropílico, por S. Kirkpatrick.—Adelantos técnicos y económicos en la industria de fertilizantes, por B. A. Mc Kinney.—Política económica en el estudio de plantas para fertilizantes, por F. S. Lodge.—Progresos en la fabricación de ácido sulfúrico, por P. C. Hoffman.—La industria del nitrógeno, por H. A. Curtiss.—El modo de manejar metales resistentes a la corrosión, por W. S. Calcott.—Practicabilidad de utilizar hidrógeno de hornos de

coke en la producción de amoníaco sintético, por B. F. Dodge.—Deshidratación y Destilación del alquitrán, por C. H. S. Tupholme.

Agosto de 1926.—Producción del cloruro de cal (Bleaching powder) por el procedimiento Barkman, por G. Angel.—La manera de trabajar con metales resistentes a la corrosión, por W. S. Calcott.—Economía en la elección de estanques cilíndricos, por S. Cottrel.—La obtención del sulfato de amonio empleando el yeso.—Ventas de ácido nítrico para muchas industrias, por W. Rand.—Mercado de los ácidos tartárico y cítrico, por S. D. Kirkpatrick.



LONDRES

Agosto de 1926.—Reorganización: El ejemplo francés.—La ventilación de minas, II parte, por H. W. Swift.—La cuenca carbonífera de Pas-de-Calais, III parte.—Medidas del gas industrial y del aire comprimido, I parte: planta para el transporte neumático del carbón.—Sistema Heller-Bamag para el apagado del coque.—La industria minera del carbón en España.—Dispositivo fotográfico para hacer observaciones en agujeros de sondajes.—Los problemas de la combustión.



NUEVA YORK

Agosto 7 de 1926.—El distinguido metalurgista Herbert Lang.—La historia de la minería en Homestake en Black Hill durante cincuenta años, por F. C. Lincoln.—Flotación de minerales con piritas auríferas, II parte, por H. H. Smith.

Agosto 14 de 1926.—Los principios de deposición en los yacimientos calizos de reemplazo de la provincia Mejicana, I parte, por B. Prescott.—Minerales de manganeso y bauxita de la India, por S. B. Banerjee.—Medida del volumen del aire a baja presión, por E. H. Oneal y C. T. Todd.

Agosto 21 de 1926.—El empleo de la escoria de hornos de cobre en construcciones, por E. E. Thum.—Los principios de deposición en los yacimientos calizos de reemplazo de la provincia mejicana, II parte, por B. Prescott.

Agosto 28 de 1926.—El resurgimiento del distrito minero de Zacatecas, por A. B. Parsons.—Reciente estudio sobre molienda eficiente y su relación con la práctica en la flotación, por E. H. Rose.—Los placeres de platino colombianos cuentan en la actualidad con dragas, por R. E. Cranston.

GIORNALE DI CHIMICA INDUSTRIALE ED APPLICATA

MILAN

Junio de 1926.—La tensión de descomposición de las sales fusibles de los metales alcalinos y alcalino-térreos, por L. Cambi y G. Devoto.—El agua del mar y el problema del potasio, por E. Niccoli.—Una reacción muy sensible para reconocer el sulfuro de carbono, por P. Saccardi.—Sobre el análisis del sulfuro sódico, por O. Cantoni.—II Congreso Nacional de química pura y aplicada de Palermo, por A. Coppadoro.

Julio de 1926.—Acción del selenio, del telurio, del arseniuro de aluminio y del arseniuro de magnesio sobre el alcohol y el éter, por G. Natta.—Sobre la determinación de la pérdida de carga en las tuberías, por G. Bozza.—Sobre la medida de la permeabilidad de la tierra de molde al estado seco, por A. Scortecchi y A. Segre.

Informaciones y Memorias

de la

Sociedad de Ingenieros

del

Perú

LIMA

Enero de 1926.—El procedimiento Holt-Christensen y su aplicación en el Perú y Bolivia, por Robert D. Ferron.

Febrero de 1926.—Informe sobre el proyecto de nuevos impuestos a la exportación de minerales, por el Ing. José R. de la Puente.—Contribución al estudio hidroológico del territorio peruano, por el Ing. Juan N. Portocarrero.

INGENIERIA Y CONSTRUCCIÓN

MADRID

Junio de 1926.—Trazado de líneas funiculares, por Fernando Baró.—Aspecto económico de las explotaciones hidro-eléctricas, por Víctor Urrutia.—El reglamento para instalaciones eléctricas y la red nacional.—Los laboratorios de la industria siderúrgica vizcaína, por Enri-

que Borreguero.—Las locomotoras "Montaña" de la Compañía del Norte, por Pedro Aza y B. Costilla.—Gases industriales, la síntesis de las mantecas, por B. Ponce de León.

Julio de 1926.—Trazado de líneas funiculares, por Fernando Baró (continuación).—Los firmes bituminosos modernos, por A. Torkomian.—Yacimientos petrolíferos de los Cárpatos, por Alfonso de Alvarado.—Sobre la construcción de curvas politrópicas, por J. Babini.—Nuevo combustible para motores de explosión.—La red telefónica a gran distancia de la Compañía de Madrid a Zaragoza y a Alicante, por A. Giber y Salinas.

Agosto de 1926.—Motor Diesel de 4,400 CV., de doble efecto y dos tiempos, por R. Marqués.—Gases industriales: la síntesis del amoníaco, por B. Ponce de León.—Fabricación de fosfato dicálcico.—Análisis de aceros especiales, por Manuel F. García.—Nuevo sistema de poster de hormigón armado, por P. Palomar.

INGENIERÍA INTERNACIONAL

NUEVA YORK

Julio de 1926.—Aplicación por aire comprimido de hormigón para revestimiento de un túnel.—Análisis químico rápido del agua para calderas, por R. C. Mechin.—Lixiviado subterráneo en Cananea, Méjico, por C. C. Greenwood.—La pizarra como material para tableros eléctricos, por R. Notvest.

Agosto de 1926.—Techos suspendidos, por M. Elizondo.—Funcionamiento en derivación de generadores de corriente continua con campo mixto, por C. Lynn.—Primeros auxilios a los que hayan sufrido choques eléctricos intensos, por el Dr. Hart E. Fisher.—Uso de distintos colores en los fusibles como medio de evitar errores en su colocación, por C. R. Hepner.—Construcción de líneas aéreas de distribución.—Recomendaciones prácticas para el manejo de los motores Diesel.

The Institution of Mining and Metallurgy.

LONDRES

Junio de 1926.—Datos sobre el empleo de explosivos en minería, por William Cullen.—Un nuevo esquema de separador magnético para minerales débilmente magnéticos, por H. S. Hatfield.—Un método rápido para la estimación de pequeñas cantidades de paladio en los minerales, por F. C. Robinson.—Proyecto de construcción de túneles en conexión con plantas hidro-eléctricas, por R. J. D. Richardson.

Julio de 1926.—Un método rápido para la es-

timación de pequeñas cantidades de paladio en los minerales, por F. C. Robinson (continuación).—Proyecto de construcción de túneles en conexión con plantas hidro-eléctricas, por R. J. D. Richardson (continuación).

Agosto de 1926.—Orientación en el interior de una mina, por alineamientos exactos y aproximados con la plomada en el pique, por L. H. Cooke.—Un método rápido para la estimación de pequeñas cantidades de paladio en los minerales, por F. C. Robinson (continuación).—Datos sobre el empleo de explosivos en minería, por William Cullen.

THE IRON AGE

NUEVA YORK

Agosto 5 de 1926.—Estudio foto-microscópico para demostrar la semejanza entre el hierro gris y el blanco, por R. D. Billinger.—La soldadura eléctrica empleada en los aceros para construcciones.—El crecimiento de la industria del acero japonés.—El aumento de la actividad europea en la producción de acero.

Agosto 12 de 1926.—El empleo de un método radiográfico (rayos X) para examinar el estado de juntas soldadas.—La resistencia a la corrosión de las aleaciones de Cromo, por C. E. Mac Quigg.—El empleo del zinc electro-lítico en la galvanización.—Aplicaciones comerciales de la soldadura de arco.

Agosto 19 de 1926.—Cómo podrían ensayarse las tuberías metálicas, por N. S. Otey.—Efecto del silicio, manganeso y níquel en los aceros especiales, por H. W. Gillet.

Agosto 26 de 1926.—Análisis de las escorias de los hornos, y su relación entre temperatura y composición química, por W. G. Imhoff.

IRON & COAL TRADES REVIEW

LONDRES

Junio 4 de 1926.—Sesión anual del Instituto de Hierro y Acero.—Máquinas circadoras de carbón en las minas de Shakerley.—Estaciones de fuerza y su equipo, por W. M. Selvey.—Notas recopiladas de recientes informes sobre lámparas de seguridad, por Paul S. Lea.—La producción rusa de minerales de hierro y manganeso.—El carbón y el hierro en Chile.

Junio 11 de 1926.—Los procedimientos para la obtención de aceites minerales de carbón, por H. Nielsen.—La paralización de los hornos de coke.—Notas recopiladas de recientes informes sobre lámparas de seguridad (continuación), por Paul S. Lea.—Comercio y Exportación de hierro y acero alemán.—La heterogeneidad de los lingotes de acero al carbón.—Distribución de los silicatos en los lingotes de acero.—La mezcla de carbones de distintas minas y el procedimiento de carbonización de baja temperatura.

Metall und Erz

Zeitschrift für Metallhüttenwesen und Erbergbau insbes. Aufbereitung

BERLIN

Julio de 1926.—Folleto N.º 13.—Algunos resultados de reconocimientos de magneto-piritas por procedimientos de electrometría y magnetometría, por A. L. Möller.—Sobre las reacciones que se desarrollan en el beneficio del zinc por fundición, por P. Windelband.—Métodos para aumentar la resistencia de las aleaciones de aluminio, por K. L. Meisner.

Folleto N.º 14.—Sobre el silicio en estado coloidal, por W. Gruhl.—Algo sobre el problema de la preparación de los ingenieros metalurgistas, por von V. Tafel.

Folleto N.º 15.—Investigaciones experimentales y teóricas sobre los equilibrios producidos en la calcinación del plomo, por R. Schemk. Pegmatitas estañíferas de la Cordillera Real de Bolivia, por F. Ahfeld.—Nuevos estudios de yacimientos de arsénico rusos, por L. von zur Mühlen.

Folleto N.º 16.—Contribución a la metalurgia teórica: el sistema Fe-pb-S, por Von W. Leitgeb.—Reacciones de colores y su empleo en el análisis cuantitativo, por H. Frend.

Mines, Carrières, Grandes Entreprises

PARIS

Mayo de 1926.—El Mercurio, por M. G. Raymond.—La separación del zinc y del plomo por flotación en los minerales complejos en The Timber Butte Milling Co.—Los yacimientos auríferos al sureste de Venezuela.

Junio de 1926.—El yacimiento de bauxita en Brignoles, por M. V. Charrin.—Los yacimientos de plomo argentífero de Mout Isa en Queensland (Australia).—Explotación de canteras, por M. Clère (continuación).—Explotación subterránea de canteras, por R. H. Sumner.

MINING and METALLURGY

NUEVA YORK

Junio de 1926.—La demanda y el porvenir del plomo, por W. J. O'Connor.—Los depósitos de plomo del mundo, por Waldemar Lindgren.—El abastecimiento de plomo en el futuro, por James J. Wade.—Aspecto económico de la flotación, por G. H. Clevenger.—Tendencias actuales en la fundición y lixiviación de minerales

de plomo, por R. C. Canby.—Tratamiento de minerales complejos de plomo y zinc en la International Smelting Co., por W. C. Page.

Julio de 1926.—Progresos en el beneficio de los minerales de hierro de Minnesota, por E. W. Davis.—La industria minera en Columbia británica, por William Sloan.—Preparación para el carguío mecánico del carbón, por E. H. Graff.—Eliminación del polvo de carbón en las minas de Virginia occidental, por R. M. Lambie y Gordon Mac Vena.—Actuales tendencias en la especificación de materiales de Ingeniería, por J. A. Mathews.—Progresos en los reconocimientos petrolíferos, por H. J. Vance.

Agosto de 1926.—Aspecto económico del beneficio de minerales de hierro en Lago Superior, por M. C. Lake.—Efectos del contenido de fósforo en la resistencia de los aceros, por F. F. McIntosh.—Factores que posiblemente afectarán el porvenir de la producción de minerales de hierro, por W. G. Swart.—Estimación del valor de los carbones metalúrgicos, por R. H. Sweetser.—Comparación de los métodos de reconocimientos mineros empleados en Europa y en Estados Unidos, por J. T. Ryan.

The Mining Journal

Engineering
Metals
Chemicals
Gazette

LONDRES

Julio 3 de 1926.—El futuro de la minería de Queensland.—Los problemas mundiales del petróleo, VI parte: Las reservas mundiales de petróleo, por E. de Hautpick.

Julio 10 de 1926.—La situación carbonera.—Los problemas mundiales del petróleo, VII parte: Esquistos bituminosos; Una fantasía imaginaria, por E. de Hautpick.

Julio 17 de 1926.—La perspectiva del estaño.—Los problemas mundiales del petróleo, VIII parte: Cómo se formó el petróleo: Una nueva hipótesis microbiana, por E. de Hautpick.—Mercado de minerales y metales.

Julio 24 de 1926.—El exceso de mineros de carbón.—Los problemas mundiales del petróleo, IX parte: Distribución general del petróleo en la costra terrestre, por E. de Hautpick.—Concesiones en la Rusia del Soviet, por A. L. Coates.

Julio 31 de 1926.—El desarrollo de la situación en el problema del carbón.—Los problemas mundiales del petróleo, X parte: Formación de los campos petrolíferos, por E. de Hautpick.

Agosto 7 de 1926.—La destrucción natural de depósitos metalíferos.—Los problemas mundiales del petróleo, XI parte: Política de Explotación, por E. de Hautpick.

Agosto 14 de 1926.—La destrucción natural de depósitos metalíferos.—Los problemas mundiales del petróleo, XII parte: Déficit de petróleo: Un fantasma, por E. de Hautpick.

Agosto 21 de 1926.—Diferentes condiciones en los campos carboníferos británicos.—Los problemas mundiales del petróleo, XIII parte: Nueva época en los descubrimientos petrolíferos, por E. de Hautpick.

Agosto 28 de 1926.—Los métodos geosíficos como una ayuda en los reconocimientos mineros.—Los problemas mundiales del petróleo, XIV parte: Nueva época en los descubrimientos petrolíferos, por E. de Hautpick.

The Mining Magazine

LONDRES

Julio de 1926.—El cianuro de sodio empleado en flotación, por W. E. Simpson.—Algunas experiencias durante el viaje a la nueva región minera de Quebec (Canadá), por W. Furbank.—La geología del distrito de Kinta, por J. B. Scrivenor.—La geología de las minas de cobre de Columbia Británica del Sur, por S. J. Schofield.

REVISTA MINERA

METALURGICA
Y DE INGENIERIA

MADRID

Julio 1.º de 1926.—Los petróleos de Méjico.—Los rayos X y la bioquímica geológica.

Julio 8 de 1926.—La cuestión de las piritas.—De higiene minera.

Julio 16 de 1926.—Los problemas del carbón en el mundo.—Metales y minerales.

Julio 24 de 1926.—El camino a seguir para el descubrimiento de los combustibles sólidos y líquidos en España.—El petróleo en 1925.

Agosto 1.º de 1926.—Nota sobre la explotación de masas de piritas en Huelva.—El gasógeno de gas integral Tully.

Agosto 8 de 1926.—Reseña geológica y metalúrgica de la Sierra de Cartagena.

Agosto 16 de 1926.—Reseña geológica y metalúrgica de la Sierra de Cartagena (continuación).—Empleo de aparatos respiratorios en las minas.

Agosto 24 de 1926.—La red eléctrica nacional y la industria minero-metalúrgica.—Producción mundial de combustibles minerales.

Zeitschrift für praktische

Geologie

BERLIN

Julio de 1926.—Indicios de metales pesados en rocas de las mesetas de Suavia y el origen de los minerales metalíferos terciarios de la Selva Negra, por A. Moos.—La constitución geológica del subsuelo pre-terciario de Pomerania.

The Minute Magazine

REVISTA NIVOLA

The Evening Journal

THE CENTRAL BOOK STORE