

BOLETIN MINERO



SOCIEDAD NACIONAL DE MINERIA

Año XLII

Santiago de Chile,
Noviembre de 1926

Vol. XXXVIII
Núm. 331

ARTICULOS EN ESTE NUMERO

YACIMIENTOS DE MINERALES
EN EL
DESIERTO DE ATACAMA
por
OTTO NORDENSKJÖLD

**LA INDUSTRIA DEL
YODO EN CHILE**

por

J. B. FAUST

LAS PEGMATITAS ESTAÑI-
FERAS DE LA CORDILLERA
REAL DE BOLIVIA

por el

Dr. F. AHLFELD

**EL TRUST
DEL HIERRO EN
EL RUHR**

por

ARTURO LORCA

AL MARGEN DE ALGUNAS
INVESTIGACIONES
CIENTIFICAS

por

J. J. LATORRE

INVESTIGACIONES QUIMICAS
en la INDUSTRIA del SALITRE

por

E. MARTINEZ G - E. MATTA F.
J. BRAVO C.

Ayudantes del Laboratorio del Salitre
de la Universidad de Chile

EL ANTIMONIO

por

LUIS DE SILVA

EMPLEO DEL CARBON
PULVERIZADO
PARA EL CALDEO DE
CALDERAS

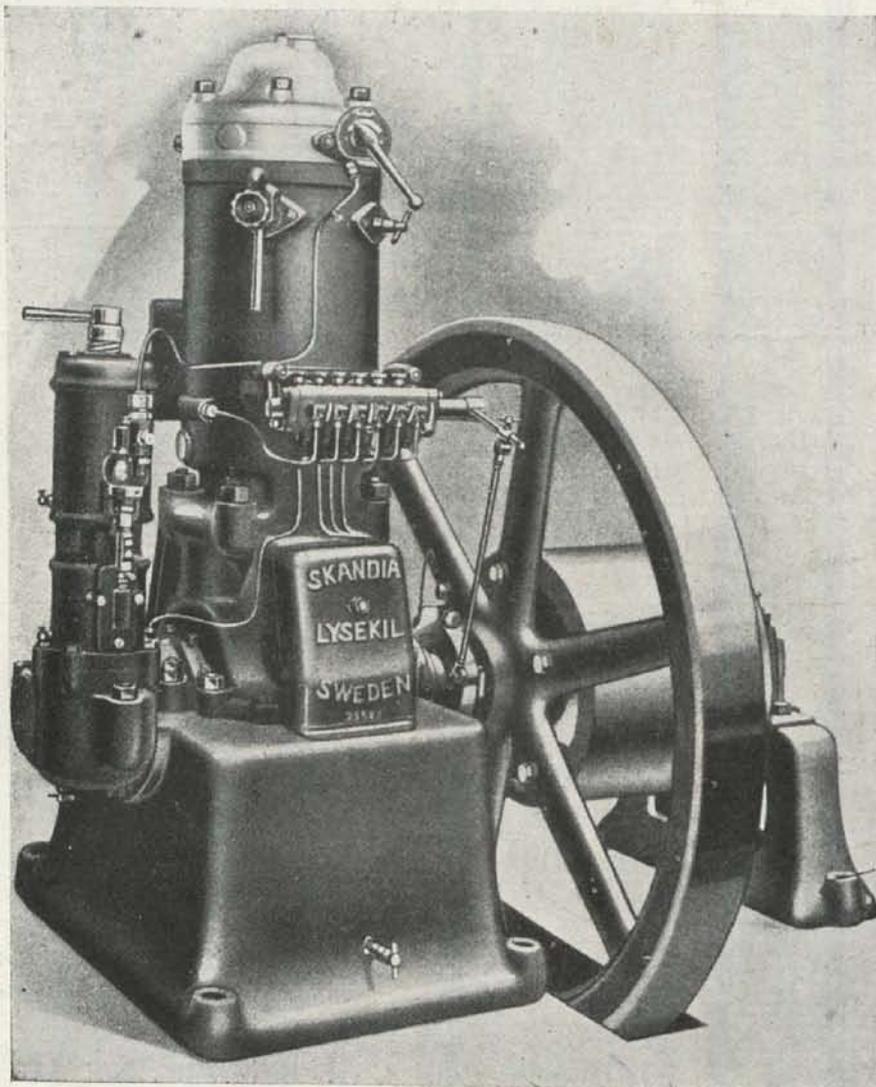
BIBLIOGRAFIA MINERA
Y GEOLOGICA DE CHILE

por el

Dr. J. BRÜGGEN

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.

Pídase 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

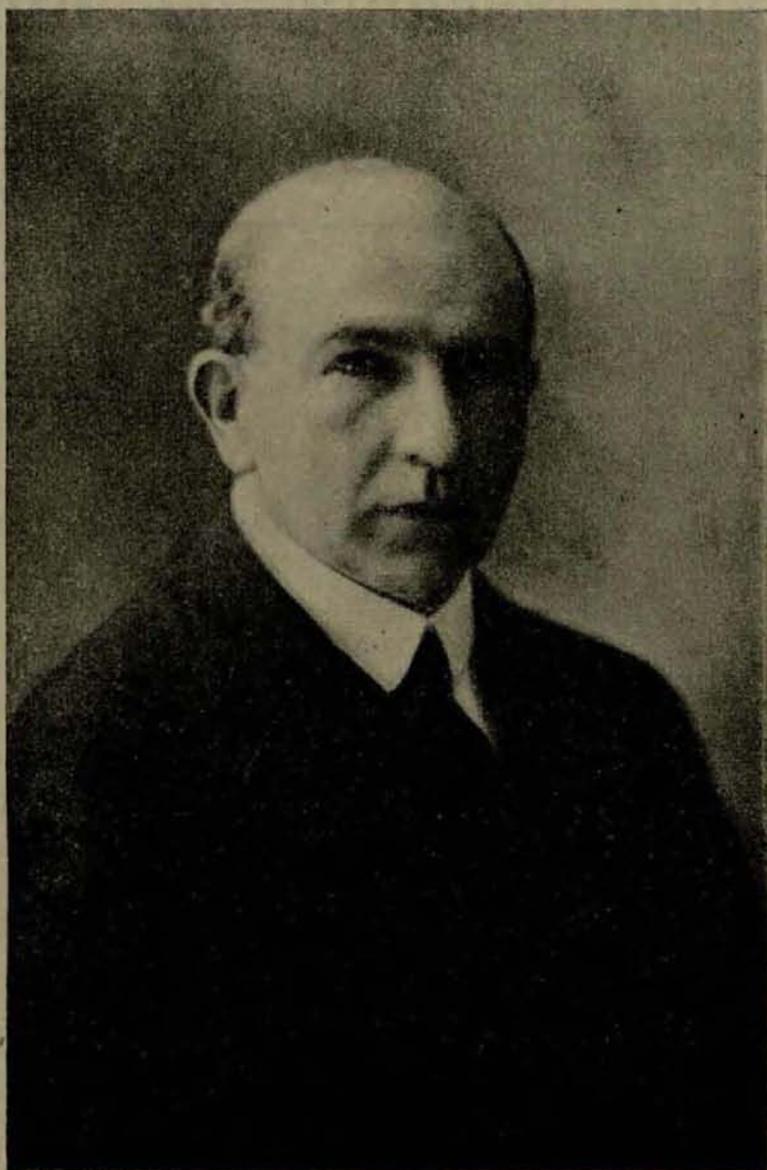
Sociedad Nacional de Minería

SANTIAGO DE CHILE

Director: Oscar Peña i Lillo

SUMARIO

	Pág.
Don Berthold Koerting	1035
Yacimientos de minerales en el Desierto de Atacama, por Otto Nordenskjöld	1036
Pegmatitas estañíferas de la Cordillera Real de Bolivia, por A. Ahlfeld	1043
El desarrollo de la vida industrial de Suecia, durante los últimos 25 años	1049
Bibliografía Minera y Geológica de Chile, por J. Bruggen	1050
El Antimonio, por Luis de Silva	1074
La energía eléctrica en Suiza	1099
El Trust del hierro en el Ruhr, por Arturo Lorca	1100
Estado actual de los procedimientos usados para extraer el bencol de los gases provenientes de la destilación de la hulla, por M. G. Raymond (Conclusión)	1104
<i>Sección Salitrera.</i> —La Producción del Yodo en Chile, por J. B. Faust	1114
Al margen de algunas investigaciones científicas, por J. J. Latorre	1122
Investigaciones Químicas en la Industria del Salitre, por los Ayudantes del Laboratorio del Salitre de la Universidad de Chile	1124
La Industria del Salitre	1125
<i>Sección Carbonera.</i> —Empleo del carbón pulverizado para el caldeo de las calderas a vapor, por M. Orengo	1127
Informaciones de las Compañías Mineras	1136
Cotizaciones	1137
Bibliografía de Revistas	1143



Don BERTHOLD KOERTING
Director de la Sociedad Nacional de Minería
Fallecido el 24 de Octubre de 1926.

DON BERTHOLD KOERTING

El señor Berth. Koerting, ha bajado a la tumba, cuando su constitución física, su preparación, su experiencia y su amor a la minería, hacían esperar de él muy buenos frutos para la enseñanza profesional del ramo en la Universidad de Chile, y como consecuencia, para el progreso de la minería nacional.

El señor Koerting, nació en Sud-Africa, en la Ciudad del Cabo.

Desde muy joven fué enviado por sus padres a Berlín, a cursar allí sus estudios secundarios. Terminados éstos, continuó su preparación científica hasta graduarse de Ingeniero de Minas en la Academia de Minas de Freiberg. Inició sus primeras actividades profesionales, tomando a su cargo la explotación de importantes yacimientos carboníferos en la Silesia.

Pero no eran las minas de carbón las que deberían absorber en el futuro sus actividades profesionales, pues muy pronto abandonó la Silesia, y fué a radicarse a su país natal, Sud-Africa, atraído seguramente por el gran auge minero que en ese país se despertara a raíz de los famosos descubrimientos de valiosas minas de oro y de diamante.

En Sud-Africa, debido a sus vastos conocimientos, llegó a ejercer con éxito su carrera profesional, y especializándose en la explotación de minas de oro, escaló paso a paso los más altos puestos directivos de empresas mineras, hasta llegar a ocupar el cargo de Ingeniero Consultor de una de las más poderosas entidades sud-africanas: la General Mining and Finance Corporation.

Contratado por nuestro Gobierno, el señor Koerting llegó al país en el año 1914, a desempeñar las Cátedras de Explotación de Minas y Metalurgia en el Curso de Ingeniería de Minas de la Universidad de Chile, consagrándose, desde entonces, por entero a su misión.

Cúpole pues, continuar la tarea de impulsar los estudios de Ingeniería de Minas, en forma efectiva y de acuerdo con las necesidades actuales de la industria minera, iniciada con tanto acierto y entusiasmo por el malogrado y distinguido profesor don Ernesto Maier.

Durante los once años que estuvo al frente de sus Cátedras universitarias desarrolló una intensa y fructífera labor en pro del mejoramiento de

la enseñanza de la minería, concediendo importancia capital a la preparación práctica, mediante los trabajos de vacaciones que sus alumnos debían efectuar en los principales establecimientos mineros y metalúrgicos del país.

Finalmente, el señor Koerting, no sólo prestó a la Universidad de Chile el concurso de sus conocimientos técnicos, sino también cooperó eficaz-

mente al progreso de la industria minera nacional como Director de la Sociedad Nacional de Minería, cuyas funciones desempeñó durante nueve años.

El Directorio de la Sociedad Nacional de Minería, cumple el deber de rendir este homenaje a la memoria de uno de sus más eficientes e ilustrados colaboradores.

La Redacción.



YACIMIENTOS DE MINERALES EN EL DESIERTO DE ATACAMA

POR

OTTO NORDENSKJÖLD

(Continuación)

II

3) *Mineral de plata de Arqueros*

Al E. N. E. y al N. E. de la Serena, se encuentran, cercanas entre sí y entre los 29 y 30° de latitud sur, las importantes minas de plata de Arqueros, Rodaíto, Condoriaco y Quintana. Todas están situadas en regiones de rocas mesozoicas, pero no muy lejos del límite del granito más antiguo de la costa. Los dos primeros yacimientos tienen alguna semejanza entre sí, mientras que los otros, como veremos más abajo, presentan grandes di-

ferencias con los dos primeros y son también muy distintos uno de otro.

El distrito minero de Arqueros, descubierto en 1825, fué uno de los más ricos de Chile y la mina Mercedes sola ha producido plata por un valor de 20 millones de dollars. Durante la época de mi visita se había paralizado casi todos los trabajos. Estas minas son célebres por sus riquezas y por la forma como se encuentra ahí la plata, la que se presenta casi exclusivamente en combinación con mercurio, como arquerita Ag_2Hg . En menor cantidad se encuentra ahí el cloruro de plata, como también la polibasita y la estro-

meyerita, etc. Se dice también que se presentan algunas combinaciones de cobalto, níquel y bismuto (1).

La veta principal, que se extiende en sentido casi vertical, se dirige de N. O. a S. E. y es atravesada por otra veta en dirección E. O. En el punto donde se cruzan estas dos vetas, se ha encontrado riqueza más grande. Un par de kilómetros más hacia el sur existe otra veta (Cerro Blanco). El mineral principal de la ganga es una calcita manganesífera, mientras que la baritina, según Písis (2), se presenta solamente en las vetas secundarias, que efectivamente están en muy íntima relación con la riqueza mineral. Las vetas no están estrictamente delimitadas y a menudo se desprenden de ellas bifurcaciones.

La roca situada en la superficie es una porfirita de color chocolate, con fenocristales de feldespato descompuestos y verdosos. La roca presenta estructura brechosa muy precisa con manchas veladas más claras o más oscuras. El color rojo proviene de un pigmento de óxido de hierro, que oculta completamente la estructura de la pasta fundamental. Si se disuelve con ácido muriático, se encontrará que la pasta fundamental no tiene birrefracción. Probablemente se compone, según esto, en su mayor parte de substancia vítrea. Los fenocristales de feldespato están descompuestos, también en aquellas partes donde presentan zonas de crecimiento. Otra muestra que, como la descrita, proviene de la mina Mercedes, evidencia mucho más pronunciadamente su naturaleza tobácea; por un cemento rico en calcita están unidos diversos fragmentos de porfiritas augíticas de diferente estructura. Fenocristales opacos, enteramente

transformados, son tal vez pseudomorfosis según olivina. También en estas rocas parece presentarse algo de vidrio volcánico.

En esta roca se hallan todas las vetas que contienen plata y solamente donde se presentan en ella contienen mineral. A unos 50 ó 60 metros debajo de la superficie sigue una clase de roca, en la cual continúan las vetas, pero no son explotables. Sólo en una de las minas, en la ya citada Mercedes, se continuaron los trabajos hasta una considerable profundidad, 280 metros, sin encontrarse, empero, en ninguna parte metal. Como todos los trabajos estaban paralizados, tuve que guiarme para el conocimiento de la estratificación de la mina por los datos que me proporcionara don Manuel Olivares, administrador anterior de ella y por las colecciones de rocas de diferentes profundidades. Estos datos serán completados algo más en las líneas siguientes, según la descripción de San Román (3).

De arriba hacia abajo (véase la figura), se presentan las siguientes capas, casi horizontales o con leve dirección hacia el S. O.:

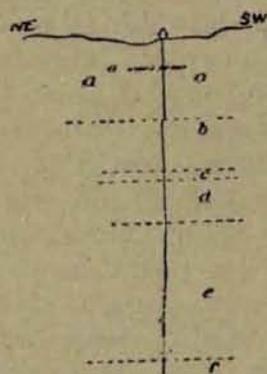


Fig. 1.—Perfil por la mina Mercedes de Arqueros

a) *Manto pintador*, que es la roca augito-porfirítica o melafírica recién

(1) Véase Domeyko, Ensayo sobre los depósitos metalíferos de Chile. (1876). Pág. 72.

(2) Geografía física de Chile. (1875). Pág. 151.

(3) Fr. San Román: Reseña de la Minería y Metalurgia en Chile, (Santiago, 1894). Pág. 190.

descrita y que siempre es de color rojo intenso. Su aspecto es más o menos pronunciadamente tobáceo y aparte de los elementos ya mencionados, se encuentran a veces cristales bastante frescos de augita. A una profundidad de 20 metros se encuentra una capa de dos a tres metros de espesor (manto castellano?), de una roca casi arenosa, tobácea, muy descompuesta. Se dice que en ésta, es mayor que en ninguna parte la riqueza mineral de la veta.

En el límite con la capa inferior se encuentra desplazada la veta, como cinco metros hacia el Norte. Sigue entonces una potente capa de más o menos 200 metros que está formada por mantos de porfirita de color verdoso y de aspecto variable. No es difícil seguir la veta, aunque demuestra varias irregularidades y a veces termina en punta.

Los principales mantos, son los siguientes:

b) *Manto bronceador*, que es una porfirita verdosa plumiza, de más o menos 40 metros de espesor. Sus fenocristales son microscópicamente poco pronunciados. Bajo el microscopio se observa plagioclasa que sobresale muy poco de las tablitas mayores, pertenecientes a la pasta fundamental; augita, que se presenta como individuos frescos, cristalográficamente bien formados, y agregados de óxido de hierro, que probablemente forman pseudomorfosis según olivina con alta ley de hierro. La pasta fundamental es casi pilotaxítica, aunque las astillas de feldespato son bastante anchas, pudiendo esta roca designarse con el nombre de melafiro.

c) Una capa de seis metros de espesor, de color rojo intenso, algo parecida al manto pintador. Bajo el microscopio, se compone esta roca de pequeños individuos de plagioclasa y au-

gita a menudo quebrados en una masa que se compone casi exclusivamente de hidróxido de hierro.

d) *Manto cristalino*. Manto de más o menos 33 metros de espesor de porfirita verde amigdalóidea con grandes fenocristales verdosos de plagioclasa y algo de augita en la pasta fundamental augito-porfirítica. Es ésta la roca mencionada por Moericke (4).

e) Varios mantos de aspecto variado y como parece, compuestos de porfiritas con intercalaciones secundarias de calizas y de tobas. En algunos de ellos desaparece completamente la veta, en otros reaparece con un pequeño contenido de plata, y a veces también pirita y cobre.

f) Por último, se presenta a continuación en una profundidad de 250 metros una caliza ploma y compacta, (de edad neocomiana, según Moericke), en la cual se siguió la veta hasta una profundidad de 15 metros, sin que se percibiera ninguna alteración. El contenido en mineral es mayor que en cualquier parte de las capas superiores partiendo desde el manto pintador. Alcanza más o menos a 0,03%, lo que, sin embargo, no era suficiente para despertar el interés por nuevos trabajos.

Es interesante en esta mina la relación íntima que existe entre la riqueza mineral de la veta y las rocas vecinas. La veta atraviesa toda la masa de capas y contenía mucha amalgama de plata en las rocas superiores de brecha o de toba, enrojecidas a causa del óxido de hierro. En la zona de las porfiritas augíticas verdes y de los melafiros la veta en general no contiene metal, mientras que al introducirse en la

(4) Véase, sin embargo, la descripción de San Román, que también sugiere la misma deducción, aunque en límites más estrechos, en algunos departamentos secundarios, no observados por mí.

caliza a una profundidad de 250 metros, se presenta otra vez con un poco de plata.

El mineral de Rodaíto

Más o menos a 10 kilómetros al S. E. de Arqueros está situada la mina de plata de Rodaíto que presenta una gran analogía con las minas de plata que acabamos de describir. También aquí el principal mineral es la amalgama de plata. Aparte de los minerales de ganga, comunes en Arqueros, juegan también el cuarzo y la preñita un rol importante. Aunque esta mina no es tan rica como Arqueros, ha producido, sin embargo, considerables cantidades de plata; en la actualidad se encuentran paralizadas las faenas. El pique alcanza una profundidad vertical de 50 metros y atraviesa la misma roca en toda su extensión. Por su aspecto exterior y especialmente por su color rojo, es esta roca semejante al manto pintador de Arqueros, pero bajo el microscopio se presenta como un melafiro compacto (no como toba), con una pasta fundamental consistente principalmente en anchos listones de plagioclasa entre los cuales existe escasa pasta fundamental vítrea o devitrificada. Es muy probable que la roca de Arqueros sea una formación tobácea o brechosa de la roca de Rodaíto.

4) *Minas de plata de Condoriaco*

Las minas de plata de Condoriaco, descubiertas hace 20 años, más o menos, y a la sazón aún en su apogeo, están situadas, como expusimos anteriormente, a unos 80 kilómetros de La Serena, y sólo a 20 de Arqueros.

Pero la geología de la región, es muy diferente de la que acabamos de describir, y los yacimientos de minera-

les son completamente de otra especie. El distrito consta de más o menos 40 minas en total, figurando las de San José y Mercedes entre las principales; siguen a éstas, Sol y Esmeralda. La producción total hasta fines de 1893, se estima en Merceles en 11,000 toneladas con 23,800 kilogramos de plata fina. Por consiguiente, la ley en plata es bastante alta, sobre todo en San José, siendo los minerales aún más valiosos, porque contienen, fuera de eso, casi siempre mucho oro; en término medio, la ley de oro es en relación a la de plata de 1 a 10. El contenido en oro es aún superior en algunas de las minas pequeñas, como ser en la mina Marcelina.

Las vetas son de condiciones muy diferentes; algunas contienen principalmente calcita y otras, se componen casi exclusivamente de cuarzo. En la zona superior se encuentran comúnmente metales cálidos (5), plata y cloruro de plata y en las profundas argentita, polibasita, galena argentífera, como también telururo de plata.

La roca principal de la región que envuelve en todas partes las vetas ricas, es un pórfido cuarcífero, de color muy claro y de estructura un poco brechosa.

Moericke, lo describe como una traquita cuarcífera o como una dacita, pero basándose en su estructura y sin tomar en consideración su edad, que no conozco exactamente, lo considero como perteneciente a las rocas eruptivas más antiguas. Los fenocristales se distinguen poco macroscópicamente; los feldespatos tienen siempre un aspecto descompuesto y opaco. El cuarzo tiene a menudo forma dihexaédrica con las cavidades comunes de corro-

(5) Esta zona es, según San Román (L. c. S. 245), relativamente pobre, especialmente ahí, donde se presenta en una porfirita más oscura y más básica.

sión magmática. Plagioclasa se encuentra sólo en poca cantidad en las rocas. En cambio, se presentan en gran cantidad individuos en los cuales se encuentran manchitas de substancia feldespática pura, ópticamente homogénea o, a lo sumo, en lamelas anchas. Estos individuos se encuentran en una masa que se compone principalmente de calcita, pero que al ser diluída en ácido muriático deja un agregado opaco y manchado. Naturalmente, no está excluída la posibilidad que la calcita provenga de los fragmentos de la porfirita augítica, pero este fenómeno, a juzgar por su constancia, pudiera considerarse como debido a la transformación directa del feldespato que, en tal caso, contendría un silicato del cal concrecionado con feldespato potásico. Este fenómeno requiere un estudio más detenido.

Se presenta también, porfíricamente en poca cantidad, un mineral verde, que consideraría como biotita transformada en una substancia de clorita de fibra fina.

La pasta fundamental presenta una estructura compacta microgranítica, pero la forma alotriomorfa de los individuos, adquirida por el crecimiento y su frecuente entrelazamiento, indican que originalmente consistía de substancia vítrea. Es muy común la estructura riolítica o de ceniza, pero como en las rocas de Los Bordos, no quisiera aquí tampoco considerarla como comprobación de que se trate de una verdadera toba.

Son en todas partes muy comunes los fragmentos de rocas básicas, de porfiritas augíticas y de melafiros. Pertenecen éstos a los mismos tipos que los filones de posición vertical u horizontal, que describiremos más abajo y que se han encontrado en las labores de las minas. Rocas parecidas aparecen también en la superficie en

forma de filones; pero, me parece dudoso que se presenten también como mantos o masas mayores.

De la roca principal ya descrita, se encuentran diferentes variedades, pero que no demuestran nunca grandes disconformidades. Hay una variedad verdosa, tal vez más básica en la superficie y se cree que su presencia es desfavorable a la mineralización. Lo mismo se supone de una variedad rojiza que se presenta en las cercanías de la mina Sol. El color proviene de un pigmento fino, probablemente de óxido de hierro. También a mayores profundidades de la mina Mercedes se encuentra un manto broceador que no se puede distinguir microscópicamente de la roca ya descrita. Falta la estructura riolítica y en los cristales de feldespato se presenta aparte de calcita, una substancia pinitoídica.

En todas estas rocas se encuentran pequeños cristales de pirita en abundantes cantidades, tanto en aquellas que son favorables a la mineralización, como en aquellos que no lo son. Estos cristales son especialmente numerosos en ciertos fragmentos o inclusiones ácidas con una pasta fundamental cristalina, de grano grueso.

Conviene describir por separado las dos minas principales.

Aún siendo más rico el mineral de la mina San José, es la mina *Mercedes* la más importante del distrito, por su producción minera, como también por la cantidad de plata obtenida. En la época de mi visita había alcanzado una profundidad de unos 340 metros. La veta corre en dirección N. 20° O. Con inclinación parada (unos 60 a 70°), hacia el Oeste. En realidad se trata de dos vetas de las cuales una, la "veta blanca", tiene ganga principalmente silicosa. Esta es más pobre y se trabaja, por lo general, en las profundidades. La veta principal, la "veta ne-

gra", tiene un espesor medio de un metro; en las partes superiores de la mina está delimitada en el pendiente por un manto, que parece ser un filón parado de roca verde muy descompuesta y que en una parte converge hacia adentro, aplastando la veta. A mayores profundidades la veta es atravesada en diferentes puntos por filones análogos de posición casi horizontal. El más importantes de estos filones está a 250 metros de hondura y tiene un espesor de $1\frac{1}{2}$ metros. Se compone de una masa rojo-verdosa, con cristales porfiríticos, débilmente pronunciados y atravesados por guías irregulares de calcita. Se da a conocer bajo el microscópio como melafiro; en una pasta fundamental descompuesta, ofítica, con cavidades amigdaloides yacen fenocristales de plagioclasa kaolinizada y olivina rica en hierro transformada en serpentina. Según las descripciones está la veta vagamente formada en las rocas eruptivas, pero debajo de éstas continúa con su aspecto anterior, pero sí con un contenido en metal, considerablemente disminuído, por lo cual, las rocas vecinas llevan el calificativo de "broceador". Estas son relativamente pobres, tanto en fenocristales como en fragmentos incluídos, pero no se diferencian, como lo dijimos ya anteriormente, de las rocas principales en ningún modo.

Otro filón que parece estar en conexión con el ya descrito, y que se presenta en el pendiente de la Veta Negra, se compone de una masa rica en clorita con agrupaciones de agujas de plagioclasa junto con algunos individuos mayores, aislados, del mismo mineral.

Parece ser aquí regla general, que los filones estén más descompuestos que en San José.

La mina San José está a una distancia de 500 metros de Mercedes y tra-

baja, como yo creo, en la misma veta que ésta. El mineral siempre era rico, y durante mi visita se trabajaba a una profundidad de 120 metros en un cuerpo de mineral muy rico, de polibasita, galena argentífera, argentita y de pirargirita. El punto más hondo de la mina estaba en aquel tiempo a una profundidad poco mayor. La roca de la caja, es en todas partes la misma, igual a la ya descrita. Además, se encuentran diversos filones, tal vez seis o siete, llamados "mantos", con pequeña inclinación hacia diferentes direcciones, que se componen de rocas eruptivas básicas y que tienen un espesor de 0,8 hasta 5 metros a lo sumo. Estos interrumpen la veta, pero ésta continúa, sin embargo, debajo de los mismos sin alteraciones; excepcionalmente la veta ha sido dislocada un poco. Es de presumir que estas rocas de filones sean más nuevas que la formación mineral y esto es lo que los diferencia de algunos filones de Mercedes ya descritos, que empobrecen el mineral. Tal vez en San José se encuentran filones de esa especie a mayores profundidades.

Probablemente pertenezcan todos estos filones al mismo grupo, aunque petrográficamente se diferencian bastante entre sí; algunos son parecidos a los fragmentos encerrados por el pórfido cuarífero. La pasta fundamental se compone de agujas de plagioclasa en disposición ofítica a hialopilitica, de clorita y calcita y también de magnetita. No se presenta nunca augita transformada, ni en los fenocristales, como tampoco en la pasta fundamental.

Moericke explica la presencia, tanto del oro como de la plata en estas minas, de los cambios de las rocas de la caja, diciendo que el oro proviene del pórfido cuarzoso, y la plata de la porfirita augítica (según él, traquita de

cuarzo y andesita angítica). Indudablemente que el gran contenido en oro está íntimamente ligado a la existencia de rocas eruptivas ácidas. Es, en cambio, más difícil comprender cómo han podido influir tanto en la abundancia de la plata, las rocas básicas, a las que Moericke atribuye una extensión mayor que la que realmente poseen. Si esto fuera así, debiera esperarse más bien un enriquecimiento de la veta en las cercanías de estas rocas o dentro de ellas mismas, por lo menos de vez en cuando, pero sucede realmente lo contrario. En realidad éstas tienen al parecer la misma edad que la mineralización, algunas son más nuevas y otras se han formado después de la formación de las grietas de las vetas, pero con anterioridad a la segregación de la parte principal del mineral.

Probablemente se pueda también explicar el carácter mixto de las vetas con la composición de la roca fundamental, la que con sus numerosos fragmentos o segregaciones de rocas básicas en apariencia pertenece químicamente a un tipo mixto.

El mineral de plata de Quitana

Sólo a siete kilómetros al Oeste de Condoriaco están las minas de plata de *Quitana*, de las cuales solamente una es de importancia: La Veterana, descubierta hace quince años y que en la actualidad es tal vez la más rica de toda la provincia de Coquimbo. A pesar de la pequeña distancia, tiene muy poca semejanza con las minas de Condoriaco y no mucha más con las de Arqueros. La roca principal es, por lo general, una roca verde compacta, comúnmente muy descompuesta, una porfirita augítica, con pasta fundamental compuesta principalmente de

pequeños listones de plagioclasa y de reducida cantidad de fenocristales. La veta corre en dirección Este-Oeste, con inclinación pronunciada hacia el Norte. En Condoriaco la masa de la veta se compone principalmente de roca de la caja triturada, pero aquí está formada de fragmentos esquinados de la roca de la caja, cementados con una masa rica en cuarzo. En esta masa observé una estructura muy singular. Algunos de los individuos de cuarzo mayores están rodeados de una zona de inclusiones muy agrupadas, y también en la masa principal se presentan zonas idénticas ricas en inclusiones con delimitaciones típicamente arriñonadas, que sin embargo, apenas tienen alguna relación con la delimitación actual de los gramos de mineral. Es evidente que aquellos individuos son restos de esa época de relleno de las vetas, cuando sustancias de carácter análogo al calcedonio o al ópalo formaban en las cavidades costras arriñonadas de las cuales se formó la ganga actual por la continuación del crecimiento y la recristalización. La formación de los minerales metalíferos parece ser, en parte por lo menos, posterior a este período.

El mineral se compone arriba de plata nativa, fluoruro y yoduro de plata, y abajo de argentita, polibasita, piritita, calcopirita, minerales de arsénico, etc. La ganga es cuarzo con calcita y en algunas partes de la veta laumontita, pero no bartina; según San Román debe haber también pirolusita en grandes cantidades.

La veta principal está cruzada por un sistema de pequeñas vetas de grietas en dirección N. E. o E. N. E., que han originado todas un enriquecimiento. Esto no sucede con otras vetas que corren en dirección Norte-Sur. Todo el sistema está atravesado por un po-

tente filón eruptivo, que se compone de una roca clara, compacta, microgranítica. Al este de este filón, estaba el mineral acumulado en abundancia; al Oeste de ella, había en cambio, una gran disminución.

La profundidad de la mina alcanza más o menos a 300 metros. A un nivel de cerca de 250 metros aparece una

nueva roca, que es algo esquistosa y que, a juzgar por las descripciones sea tal vez una roca sedimentaria. En este caso, indudablemente, se alternará esta roca con bancos eruptivos. La veta no altera su aspecto, pero es mucho más pobre en mineral que antes.

(Concluirá).



PEGMATITAS ESTAÑIFERAS DE LA CORDILLERA REAL DE BOLIVIA ⁽¹⁾

POR

Dr. F. AHLFELD.

En el año 1916 se descubrieron grandes extensiones de pegmatitas estañíferas en el nacimiento del río Challana, en la falda oriental de la Cordillera Real de Bolivia. Este descubrimiento dió origen a que se desarrollaran en esa región numerosos trabajos de reconocimiento. Como el valor práctico de ese distrito es hasta hoy desconocido, existe gran interés por estudiar esta zona.

Desde hace mucho tiempo los mineros de estaño consideraban inexplotables los yacimientos estañíferos bolivianos que se presentaban en rocas de pegmatitas, del mismo modo, que las vetas con minerales de estaño que aparecían en granitos. Esta teoría, en parte, tenía su fundamento en las experiencias desfavorables comprobadas en la mina Marta, ubicada en la cordi-

llera de Tres Cruces, cerca de Quime. En dicha mina, se observó que numerosos apophises pegmatíticos, se desprendían de una lacolita granítica hacia las pizarras paleozoicas, que forman la cubierta de la roca eruptiva. Los filones de pegmatita contienen grandes hojas de mica clara, cuarzo, molibdenita y algo de wolframita y casiterita. En una extensión reducida en la pertenencia Marta, se llegó a constatar la existencia de sesenta de estos filones.

Resultados igualmente desfavorables, en cuanto se refieren a la ley de estaño, se han obtenido en las vetas que afloran en el granito mismo de la lacolita basal. En la mina Caracoles de la Cordillera de Tres Cruces se han descubierto una serie de vetas de esta naturaleza. La mayor riqueza en estaño se ha encontrado solamente en las vecindades de la superficie, mien-

(1) Traducido de "Metall und Erz", 1926, páginas 420-24.

tras que ya a poca profundidad éste ha sido substituído, generalmente, por minerales sulfurados (blenda de zinc y piritita).

Pero en la zona de contacto de estos granitos hay un gran número de yacimientos explotables de estaño en forma de vetas, stockworks y zonas de agrietamiento, situadas en pizarras y cuarcitas paleozoicas. Debido al descubrimiento de pegmatitas con buena ley de estaño seguramente se prestará en el futuro mayor atención a los yacimientos estañíferos que se presenten en granitos.

Geología y Tectónica.

En la cordillera oriental de Bolivia, hay granitos con rumbo N. NE.-S. SO. que cubren un espacio de 200 kilómetros y se extienden desde Sorata por el norte, hasta la depresión que cruza el ferrocarril de Oruro a Cochabamba. En la parte septentrional, queda la cordillera encerrada por el Illampu (6,600 m.), y el Illimani (6,400 m.). Al sur del profundo cauce del río La Paz, la serranía granítica continua en la cordillera de Tres Cruces, llamada también cordillera Quimza Cruz, alcanzando en esta parte y en la serranía aislada de Santa Vera Cruz, varias veces seis mil metros de altura; más al sur, desciende a la depresión que acabamos de mencionar.

El granito muestra en todas partes una composición petrográfica bastante uniforme. Se trata de un granito de biotita de grano mediano y con feldespato blanco, este granito constituye una sola masa y se le considera hoy día como contemporáneo de las rocas efusivas ácidas del centro y sur de Bolivia, que probablemente, se habrán formado en el terciario superior (plioceno?).

Haciendo abstracción del macizo aislado de Chacaltaya, el límite occidental del granito coincide con la línea de las altas cumbres de la Cordillera Real, mientras que hacia el Este, puede seguirse por las serranías de Yungas hasta gran distancia y llegar a la región del pueblo de Challana, en una extensión que varía de 20 a 25 kms.

En el croquis que se incluye a continuación, se indica, además, de mis observaciones personales y de las del señor Otto Lohse, Administrador de la mina Fabulosa, la extensión del granito y de las lacolitas, en cuanto se supone producidas por fenómenos de metamorfismo regional. Es probable que el granito se haya solidificado debajo de una cubierta o capa de sedimentos de varios centenares de metros de espesor; mientras que la desgasificación del magma debe haberse producido por grietas que rompiendo las zonas de menor resistencia, alcanzaron hasta la superficie; el relleno de tales grietas constituyen hoy, los filones de pegmatitas que estamos describiendo.

Las enormes morainas que cubren el altiplano por la parte occidental de la cordillera comprueban la fuerte erosión que ha sufrido esta región desde la formación de la lacolita hasta nuestros días. El espesor de las rocas destruídas no puede determinarse, y los granitos no sólo han salido a la superficie en varias puntos, sino que también aparecen en gran parte, destruídos. Constituyen hoy día los puntos más elevados de la cordillera, como el Illimani, los cerros de Zora, Hauina, Potosí, Calzata, y el Illampu, cerros que desde lejos se diferencian por su forma de otros, como el Condoriri y el Mururata, cuyas cumbres están constituídas por cuarcitas y pizarras.

En la falda oriental de la cordillera, pueden observarse los restos de la cubierta o capa de sedimentos que han

resistido a la denudación y que a veces forman serranías enteras. No tienen la inclinación regular dirigida desde el centro granítico hacia afuera, como se observa en la falda occidental, sino que aparecen fuertemente plegados y dislocados. Además el granito no

con pizarras de nódulo, rocas córneas de andalucita y granate.

Las pegmatitas

En la parte occidental de la cordillera, los minerales de estaño, junto

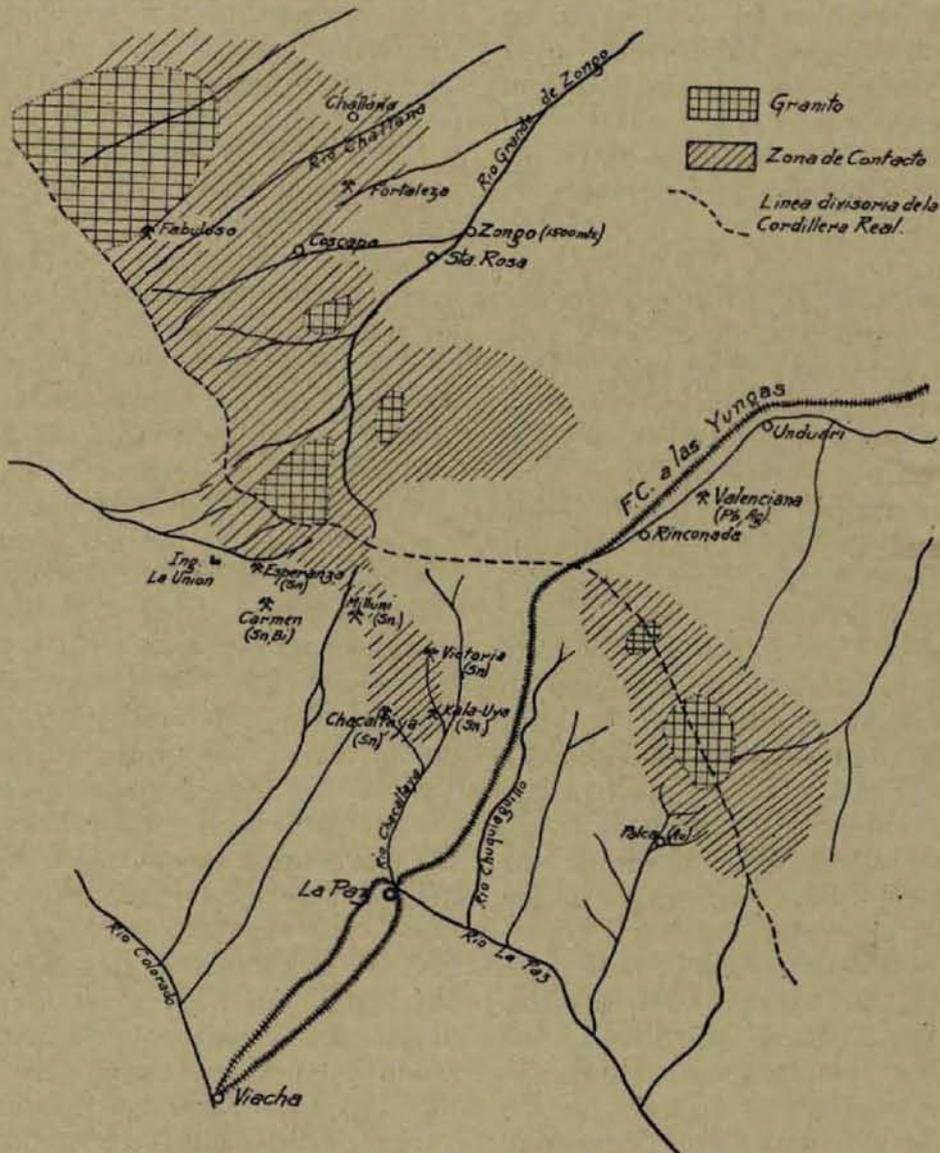


Fig. 1.—Croquis de la Cordillera Real de Bolivia

muestra, por lo general, la forma típica de la lacolita, sino que atraviesa a veces los sedimentos, como se observa en la mina Elsa. También son muy frecuentes los fenómenos de contacto

con los de bismuto, arsénico, cobre, wolframita, scheelita turmalinizada y localmente con fluorita (en Chacaltaya), se infiltraron en los sedimentos excesivamente inclinados; como ejem-

plos deben citarse las minas: Esperanza, San Alberto y Carmen, en la vecindad del granito de Huaina y Potosí, como también Milluni y las numerosas vetas de la serranía de Chacaltaya; mientras tanto que las verdaderas pegmatitas, sólo se encuentran en la falda oriental de la cordillera. Se han encontrado también en el Illimani, en los cerros de Zora (con formación de greisen y mucha wolframita), y con abundantes minerales de estaño en el nacimiento del río Challana. Este yacimiento de Challana se describirá en forma más detallada en los párrafos siguientes.

Se observa que el granito de la región de la mina Fabulosa cubre una superficie superior a 250 kms²., quedando la mina situada en el centro del macizo y a una altura de 4,000 a 5,000 metros, sobre el nivel del mar. Los numerosos filones de pegmatita que existen en las pertenencias de esta mina, principian en el granito y se extienden hasta las pizarras de la cubierta, pero no se ha logrado averiguar hasta qué profundidad se internan en el granito de la lacolita basal. En esta roca los filones presentan salbandas bien desarrolladas, pero en parte pasan paulatinamente a la roca de la caja por disminución del tamaño de sus componentes. En las cercanías de las pegmatitas el granito aparece transformado en greisen; la biotita se asemeja a la mica blanca y el feldespato por lo general, queda substituido por la casiterita. Todo el granito de la región de las pegmatitas muestra alteraciones en su estructura con respecto al granito normal.

Los filones de pegmatita que, por lo general, se cruzan sin dislocarse, tienen un espesor que varía de cincuenta centímetros a quince metros, y el manto de ellos oscila entre 40 y 90°. También se observa que a lo largo del

contacto granítico se han producido fuertes dislocaciones de modo que las pegmatitas aparecen destrozadas en esta zona, pero luego a pocos metros de distancia del contacto vuelven a adquirir su forma normal. En la cercanía de las pegmatitas las pizarras se han transformado en pizarras micáceas, agregándose a su composición casiterita y molibdenita. El relleno de las vetas de pegmatitas esta constituido por cuarzo y mica de litio en hojas grandes; en el cuarzo se observan principios de pizarrosidad debido a las fuertes presiones que ha soportado. Otras veces el relleno lo constituyen masas blancas granuladas, en las cuales no existe el feldespato. La casiterita se presenta, por lo general en nidos cerca de las salbandas y a veces también en el centro de las vetas; es muy común encontrar cristales de casiterita con sus caras cristalográficas bien nítidas en la parte que quedan en contacto con el cuarzo. El color de los cristales de casiterita varía del pardo-castaño hasta el pardo-rojizo y a veces en un solo cristal se observan diversos matices. Los cristales tienen, generalmente, forma de bipirámides achata-das, pero cuando aparecen en forma de maclas presentan gran número de caras diferentes. Las caras de los cristales son curvadas y sin brillo y a menudo cubiertas de una capa muy delgada de mica o molibdenita. No se ha observado que los cristales formen drusas y aisladamente se han encontrado ejemplares cuyo peso alcanza hasta 4 kg. También es interesante mencionar los planos curvados de fractura originados seguramente por las tensiones producidas durante la formación del relleno. La repartición de la mineralización dentro de los filones de pegmatitas, es bastante irregular, y a veces se han encontrado masas de mineral completamente puro de varios

centenares de kilogramos de peso. La mineralización de las pegmatitas, es por lo general, pobre y se observa que no cambia al pasar del granito a las pizarras. Es bien notable la excesiva fragilidad de la casiterita que se ha encontrado en estos filones, tanto es así, que llega hasta disgregarse con la sola presión de la mano.

También es curioso observar que faltan por completo, los minerales como: wolframita, apatita, topacio y piritita, que en otros yacimientos similares son muy comunes.

En cambio, los minerales que en esta clase de yacimientos se han observado son los siguientes:

Estanina.—Se presenta con inclusiones de blenda, chalcopirita y gran cantidad de casiterita. Es un mineral primario. Un análisis que se hizo sobre 50 kg. de mineral, dió: 18% de estaño en forma de estanina y 9% de estaño como casiterita.

Molibdenita.—Este mineral que corresponde al sulfuro de molibdeno, se le encuentra de preferencia, lo mismo que a la casiterita, en forma de papas comprimidas en la roca de la caja.

Blenda de zinc.—Se encuentra en pequeñas cantidades, lo mismo sucede con la chalcopirita y la magnetopiritita.

También pueden mencionarse la: Albita, Triplita, Turmalina negra, Andalucita granate y además, un mineral de color azul claro que produce manchas en el cuarzo.

No existen formaciones nueva secundarias y raras veces se ha encontrado cobre nativo adherido a la casiterita.

Más o menos cuatro kilómetros al sur de la mina Fabulosa y en las pizarras de nodulos se han encontrado vetas de cuarzo con nidos de casiterita rojiza, a veces constituyendo drusas de cristales blancos compuestos de la

base y del prisma. Vetas de cuarzo de esta clase son muy comunes en la región de Coscapa y Zongo.

Las pegmatitas que se encuentran en la zona comprendida entre los valles de Coipasa y Challana y en la parte Este de la mina Fabulosa, se presentan en forma distintas.

En la pertenencia Fortaleza (2), no se ha encontrado granito en la superficie y los filones de pegmatitas que allí tienen varios kilómetros de afloramiento y alcanzan hasta veinte metros de espesor, afloran en las pizarras de nódulos.

Mientras que el contenido de casiterita de estos filones representa un porcentaje muy insignificante, las vetas transversales más nuevas llevan en forma muy irregular ricas masas o nudos de casiterita. Estas vetas de cuarzo que, por lo general, tienen una longitud igual al espesor de las pegmatitas, las atraviesan a distancias muy variables. En un solo caso pudo constatarse la existencia de una veta longitudinal nueva, con repartición irregular de la casiterita.

Al Este y Noreste de la mina Fortaleza y en las pertenencias Elsa y Berta se vuelve a evidenciar la presencia de granito a más de 3,000 mts. de altura. Los yacimientos, aun cuando contienen mica, se acercan a las verdaderas vetas de cuarzo; y se observa también, que las vetas de cuarzo son siempre más nuevas que los filones de pegmatitas.

Algunos rodados de estaño se conocen desde mucho tiempo en los lavaderos auríferos situados en la parte inferior del valle de Challana.

Genésis de los yacimientos.— Los yacimientos que acabamos de describir se han formado por concentración del

(2) Debo las indicaciones siguientes a la amabilidad del Dr. Fritzsche.

estaño dentro de un magma pobre en estaño, y por depositación de este metal en un espacio reducido. En los granitos normales falta la casiterita como componente accesorio. Los gases estañíferos existentes en el magma deben haberse diferenciado antes de la intrusión de éste y después de la formación de la lacolita, ascendiendo en aquellos puntos en que la capa o cubierta de pizarras cedía fácilmente a la presión del magma. El enfriamiento rápido del magma, provocaba como consecuencia la solidificación simultánea de todos sus componentes en las grietas de las pizarras. Otras veces los procesos pneumatolíticos precedían a la formación de las pegmatitas, como por ejemplo: la depositación de la mica a lo largo de las salbandas y la formación de fajas delgadas de casiterita en la roca de la caja, resultando procesos análogos a los observados en Zinnwald.

Sería interesante estudiar las relaciones que existen entre los yacimientos de cuarzo y casiterita y las vetas de cuarzo aurífero de la misma región. No cabe duda, que ambos provienen del mismo magma; pero las vetas de cuarzo aurífero no contienen estaño, y las vetas estañíferas no contienen oro. Las primeras parecen pertenecer a una zona más profunda del magma.

El único yacimiento de pegmatitas explotable que se conoce hasta hoy día,

es el de la mina Fabulosa en Bolivia. Al buscar otros yacimientos el infrascrito tuvo la oportunidad de visitar también la zona de contacto del granito de Illampu. En la falda suroeste del Aucohumá, cerca de Millipaya, se constató la presencia de vetas de cuarzo con bastante molibdenita, pero sin casiterita, en pizarras del devoniano. En la falda oriental del Illampu y al sur de Ancoma, se encontraron extensos afloramientos de vetas de cuarzo de algunos kilómetros de longitud, en cuarcitas y grauwacas. En la mineralización de estas vetas se encontró como rareza mineralógica la *niobita* y la *tantalita* (mina Fortunato), fuera de la arsenopirita y de pequeñas cantidades de casiterita. Hasta hoy no se han encontrado pegmatitas en esta región.

Datos económicos.—La producción de la mina Fabulosa que pertenece a la *Fabulosa Mines Consolidated*, alcanza desde varios años a veinte toneladas mensuales de casiterita de 71 a 75% de estaño. La producción total de la mina es de 600 toneladas de concentrados, y como la mina no cuenta con instalaciones de maquinarias para este objeto, la concentración se hace exclusivamente a mano, produciendo el mineral de estaño que tiene la fama de ser el más puro de Bolivia. Se ocupan en esta faena 400 trabajadores.



EL DESARROLLO DE LA VIDA INDUSTRIAL DE SUECIA DURANTE LOS ÚLTIMOS 25 AÑOS ⁽¹⁾

En un informe comparativo sobre las condiciones generales de Suecia hace 25 años, y ahora, presentado recientemente por algunos economistas suecos, ha podido apreciarse que el país se ha enriquecido, ha aumentado el standard de la vida y se han disminuido las horas de trabajo.

Entre los muchos ejemplos que podrían citarse, está el desarrollo que ha experimentado la flota mercante sueca. Hace 25 años, más de la mitad de los buques abanderados en Suecia, eran a vela. La primera línea transatlántica para el transporte de carga, apareció en 1904. En la actualidad, las líneas de navegación sueca, se extienden hacia Australia, América del Sur, India, al lejano Oriente y a través del Canal de Panamá hacia los puertos de la costa del Pacífico. Hace 10 años, se inauguró una línea de pasajeros directa entre Gotemburgo y Nueva York, cuya empresa ha sido la primera en adquirir un gran transatlántico accionado con motores de aceites crudos. Desde el año 1912, la flota comercial sueca ha ido construyendo sus buques con motor en vez de vapor, de manera que actualmente, la mayoría son buques a motor, los que hacen las rutas para llevar a lejanos países los productos suecos, hasta el punto que seguramente no existe algún otro país que posea tantos buques a motor.

En el año 1910, comenzó a adquirir importancia la fabricación de pas-

tas de madera. Actualmente este artículo es uno de los principales de exportación de Suecia. Ya se han llevado a cabo contratos para entregas sucesivas, tan largas como para mediados de 1927. Los productos forestales son aprovechados por completo. Solamente la exportación de maderas aserradas pasó de 1.000,000 standards durante el año pasado.

En el año 1901, la importación de máquinas superó a la exportación en 6 millones de coronas. Por el contrario, en el año 1925, el grupo de maquinaria presenta un superávit de la exportación sobre la importación de 75 millones de coronas. A pesar de que durante los últimos tiempos ha habido una gran depresión en las industrias siderúrgicas, el valor de las exportaciones ha aumentado desde 35 millones en 1901, hasta 69 millones en 1924. Debido al gran aumento habido en la exportación en general, el porcentaje de la exportación de los productos siderúrgicos, a pesar de haber aumentado en valor, ha disminuído desde un 10 a un 5½% del total de la exportación sueca.

Puede decirse que en 1900 estaba sin utilizar la fuerza hidráulica existente en el país. Desde entonces, la producción de energía eléctrica ha aumentado desde 35,000 H. P. hasta 1 millón 400,000 H. P.

La producción de productos alimenticios alcanzó en 1901 a 680,000 tons. Esta cifra llegó en 1925, a 1.130,000 tons., debido especialmente, no sólo al aumento en la producción de cereales,

(1) De la revista "Exportación de Suecia".

sino también de una manera especial, al aumento en las cosechas de remolacha azucarera, en los productos de lechería, cerdo, etc.

El superávit de la importación sobre la exportación de 1901 fué de 106 millones de coronas, de cuya cantidad, la exportación escasamente cubría un 77%. En el año 1924, el superávit de la importación fué de 164 millones, pero la exportación cubrió un 88% de la importación. En 1925, el superávit de las importaciones disminuyó hasta

80 millones de coronas, cubriéndose un 94% por la exportación.

La deuda pública estaba, en 1901, casi toda colocada en el extranjero, estando actualmente en su mayor parte, dentro del país. Durante el año 1925 se disminuyó en 10 millones de coronas.

A pesar de una continua emigración, la población total ha aumentado desde 5.163,000 hasta 6.050,000 habitantes durante los primeros 25 años del siglo actual.



BIBLIOGRAFIA MINERA Y GEOLOGICA DE CHILE

(Continuación)

POR

J. BRÜGGEN

Geólogo del Cuerpo de Ingenieros de Minas.

VII. Geología

- 1838.—Adams, G.—An outline of the Geology of Perú.
Annual Rep. Smith. Inst. for 1908. 1909. p. 385-430.
- 1839.—Andersson, J. G.—Die wissenschaftlichen Arbeiten der schwedischen Suedpolarexpedition auf den Falkland-Inseln und im Feuerland.
Peterm. Mitt. 1903. Tomo 49. p. 33-34.
- 1840.—Berry, E. W.—The age of the Bolivian Andes.
Proc. Acad. Nat. Science. Phil. 1917. Tomo 3. p. 283-85.
1841. — Age of certain plant-bearing beds and associated marine formations in South America.
Bull. Geol. Soc. Am. 1918. Tomo 29. p. 637-48.
Extracto: Geol. Zentralbl. Tomo 25. p. 140.
- 1842.—Billinghurst, G.—Irrigación por medio de Pozos artesianos.
Socied. Ingen. Perú. Memoria N.º 13.
Tarapacá.
- 1843.—Brüggen, J.—El agua subterránea en el Norte de Chile.
Anal. Univers. 1920. Tomo 146. p. 319-40.

- 1844.—**Brüggen, J.**—Ueber den Ursprung der chilenischen Seen. El origen de los Lagos Chilenos. (2 Fotogr.).
Verh. Deutsch. Wissensch. Verein. Santiago. 1920.
Tomo 6. p. 327-53
- 1845.—**Coleman, A. P.**—Permocarboniferous glacial deposits of South America.
Journ. Geology. 1918. Tomo 26. p. 310-24.
- 1846.—**Courty, G.**—Itinéraire et observations géologiques à travers l'Amérique méridionale.
Bull. Muséum d'Hist. Natur. 1904. p. 160-62.
1847. — Explorations géologiques dans l'Amérique du Sud. (208 pag.) en Mission Scientifique por G. de Créqui Montfort et E. Sénéchal de la Grange. Paris. 1907. Impr. Nat. et Le Soudier.
1848. — Sur les phénomènes de radioactivité dans le desert d'Atacama (Amérique du Sud).
Ass. Franc. pour l'Avance Sciences. C. R. de la 36 Sección. París. 1908. p. 195-98.
- 1849.—**Darwin, Ch.**—Kleinere geologische Abhandlungen (Islas Malvinas, volcanismo, temblores y sollevamientos, bloques erráticos en Sudamérica).
Stuttgart. 1878. Schweizerbart.
Trad. de los números 587, 791 y 792.
- 1850.—**Déreims, A.**—La altiplanicie de Bolivia.
Rev. Minist. Colonización Agric. La Paz. 1908.
Tomo 4. p. 274-84.
Traducción del N.º 795 de esta bibliografía.
- 1851.—**Dusén, P.**—Kvartargeologiska undersökningar y Nordpatagonien.
Geol. Foeren. Foerh. 1913. Tomo 35. p. 303-06.
- 1852.—**Evans, J. W.**—Expedition to Caupolican, Bolivia.
Geogr. Journ. 1903. Tomo 22. p. 601-46.
Extracto: Geol. Zentralbl. 1903-04. Tomo 4. p. 1922.
1853. — Recent Breccias in Bolivia.
Geol. Magaz. 1903. (4). Tomo 10. p. 549-52.
- 1854.—**Felsch, J.**—El agua en la pendiente occidental de la cordillera real entre la quebrada de Huatacondo y la quebrada de Tarapacá.
Bol. Soc. Nac. Min. 1920. p. 469-85, 582-97, 629-63.
1855. — Reconocimiento geológico de las aguas subterráneas en los alrededores de La Paz (4 fotogr. 1 perf.).
Bol. Dir. Estad. Estud. Geogr. 1919. p. 58-71.
1856. — El abastecimiento con agua subterránea del Ferrocarril Longitudinal entre Copiapó y Pueblo Hundido. (3 plan. 7 fotogr.).
Bol. Soc. Nac. Min. 1922. p. 30-34 y 167-82.
1857. — La posibilidad de proveer el Ferrocarril Longitudinal con agua subterránea entre Pueblo Hundido, Baquedano y Pintados.
Bol. Soc. Nac. Min. 1922. p. 392-401.

- 1858.—**Feisch, J.**—Expectativas del abastecimiento de las faenas mineras de las minas de Copiapó y sus alrededores por agua subterránea.
Bol. Soc. Nac. Min. 1923. p. 211-17.
1859. — Abastecimiento por agua subterránea de los principales centros mineros del departamento de Chañaral.
Bol. Soc. Nac. Min. 1923. p. 371-77.
- 1860.—**Fritzsche, C. H.**—Eine Fauna aus Schichten der Kreide-Tertiaergrenze in der argentinischen Kordillere des suedlichen Mendoza.
Centralbl. Miner. 1919. p. 359-69.
- 1861.—**Gerth, H.**—Geologische und morphologische Beobachtungen in den Kordilleren Suedperus.
Geol. Rundschau. 1915. Tomo 6. p. 129-55. Tabla 2-7.
1862. — Neuere Fortschritte der geologischen Forschung in Argentinien.
Geol. Rundschau. 1915. Tomo 6. p. 36-43.
1863. — Die Fortschritte der geologischen Forschung in Argentinien und einigen Nachbarstaten.
Geol. Rundschau. 1921. Tomo 12. p. 74-87.
1864. — Die Bedeutung der geologischen Erforschung des Suedrandes der Puna de Atacama fuer die Geschichte der Anden und die Gebirgsbildung im allgemeinen.
Geol. Rundschau. 1921. Tomo 12. p. 320-40.
- 1865.—**Gerth, H.**—Ausbildung und Fauna der mesozoischen Ablagerungen in der andinen Geosynklinale im Bereich der argentinischen Kordillere.
Geol. Rundschau. 1923. Tomo 14. p. 91-95.
1866. — Fauna und Gliederung des Neocoms in der argentinischen Kordillere.
Centralbl. f. Miner. etc. 1921. p. 112-19 y 140-48.
- 1867.—**Gigoux, E.**—Apuntes sobre la geología y topografía de Caldera.
Rev. Chilena Hist. Natural. 1923. Año 25. p. 68-76.
- 1868.—**Gmehling, A.**—Mitteilungen ueber Potosí (Bolivien).
Oesterr. Zeit. Berg u. Huettenw. 1891. Tomo 39. p. 513-16. y 524-26.
Descripción de las pizarras con plantas fósiles y de la liparita del Cerro de Potosí.
- 1869.—**Gregory, H.**—Geologic Sketch of Titicaca Island and Adjoining Areas.
Amer. Journ. Science. 1913. (4). Tomo 36. p. 187-213.
Yacimientos de carbón de la Isla de Titicaca y de la península de Copacabana.
1870. — The La Paz Gorge.
Amer. Journ. Science. 1913. Tomo 36. p. 141-50.
- 1871.—**Groeber, P.**—Pérmico y triásico en la costa de Chile.
Physis (Rev. de la Soc. Argentina de Cienc. Natur.) Tomo 5. 1921. p. 315-19.
1872. — Descubrimiento del triásico marino en la República Argentina.

- Comunicaciones Museo Nac. de Hist. Natur. de Buenos Aires. 1924. Tomo 2. p. 87-94.
- 1873.—**Hardey, O.**—Notes on the raised beaches of Taltal.
Quart. Journ. Geol. Soc. 1907. Tomo 63. p. 64-68.
- 1874.—**Hasemann, J. D.**—Some factors of Geographical Distribution in South America.
Ann. New. York Acad. Science. Tomo 22. p. 9-112.
Tabl. 2-16.
Extracto en: Neu. Jahrb. f. Miner. etc. 1915. I. p. 403-10.
- 1875.—**Hauthal, R.**—Die interozeanische Wasserscheide in Patagonien.
Zeitschr. Gletscherk. 1913. Tomo 7. p. 260-65.
- 1876.—**Herzog, Th.**—Beitraege zur Kenntnis von Tektonik und Glacial der bolivianischen Ostkordillere. (10 fig.).
Geol. Rundschau. 1914. Tomo 5. p. 355-71.
- 1877.—**Hoek, H. y G. Steinmann.**—
Bol. Ofic. Nac. Estad. La Paz. 1911. p. 96-144.
- 1878.—**Ihering, H. v.**—Zur Kenntnis der kretazeo-eozänen Ablagerungen Patagoniens.
Geol. Rundschau. Tomo 15. p. 305-314.
- 1879.—**Jaworski, E.**—Die marine Trias in Suedamerika.
Centralbl. Miner. 1920. p. 381-83.
- 1880.—**Jaworski, E.**—Die Trias, Lias und Doggerfauna der andinen Geosynklinale und ihre verwandschaftlichen Beziehungen. Geol. Rundschau. 1923. Tomo 14. p. 83-89.
- 1881.—**Lemétayer, P.**—Sobre las aguas de pozo de Santiago y sus alrededores.
Congr. Cient. Gener. Chileno. 1894. p. 119-21.
- 1882.—**Mercanton, P. L. y H. Arctowski.**—Les glaciers actuels et les vestiges de leur ancienne extension en Terre de Graham et en Terre de Feu.
Zeitschr. Gletscherk. 1910. Tomo 4. p. 153-55
- 1883.—**Nogues, A. F.**—Ein Ausflug in das Tal des Cachapoal in Chile.
Natur. Halle. Tomo 43. p. 517-19 y 530-33.
- 1884.—**Nusser-Asport, Chr.**—Die Abnahme der Wassermenge des Titicacasees.
Globus. 1896. Tomo 69. p. 389-90.
- 1885.—**d'Orbigny, A.**—Estudios sobre la Geología de Bolivia.
Minist. Coloniz. Agricult. Sección Estad. y Estud. Geogr. La Paz. 1907. (262 págs.).
Traducción del N.º 913, tomo III, 3 de esta bibliografía.
- 1886.—**Penck, W.**—Hauptzuege im Bau des Suedrandes der Puna de Atacama (Cordilleren Nordwest-Argentinien).
Neu. Jahrb. Miner. 1914. B.-B. 38. p. 643-84.
- 1887.—**Pentland, J. B.**—On the general outline and physical configuration of the Bolivian Andes.
Journ. Geogr. Soc. London. 1835. Tomo 5. p. 70-89.

- 1888.—**Reichert, Fr.**—Die Penitentes-Schneefelder im Gebiet zwischen Aconcagua und Tupungato.
Zeitschr. Gletscherk. 1910. Tomo 4. p. 343-50.
- 1889.—**Steinmann, G.**—Un bosquejo de la geología de Sudamérica.
Rev. Mus. La Plata, 1892. Tomo 3. p. 13 ss.
1890. — El diluvio en Sudamérica.
Rev. Minist. Coloniz. Agricult. La Paz. 1908. Tomo 4. p. 241-57.
Traducción del N.º 1003 de esta bibliografía.
1891. — Rhaetische Floren und Landverbindungen auf der Suedhalbkugel.
Geol. Rundschau. 1920. Tomo 11. p. 350-54.
1892. — Ueber die junge Hebung der Kordillere Suedamerikas.
Geol. Rundschau. 1922. Tomo 13. p. 1-8.
Edad de las pizarras con plantas fósiles del Cerro de Potosí y sollevamientos de las cordilleras.
1893. — Umfang, Beziehungen und Besonderheiten der andinen Geosynklinale.
Geol. Rundschau. 1923. Tomo 14. p. 69-82.
- 1894.—**Sundt, L.**—Geología de Corocoro. (véase N.º 174 de esta bibliogr.).
Bol. Oficina Nac. Inmigr. La Paz. 1904. Tomo 4. p. 453 ss.
1895. — El lago Titicaca.
Bol. Ofic. Nac. Estadística. La Paz. 1911. p. 156-63.
1896. — La historia de los grandes lagos del Altiplano Boliviano y la relación que pueden tener con la fundación y destrucción del primer Tihuanaco y con la existencia de los grandes mamíferos extintos de Ulloma.
Rev. Chil. Hist. Geogr. 1920. Tomo 36. p. 182-95
- 1897.—**Tight, W. G.**—Glaciation on the high plateau of Bolivia.
Bull. Geol. Soc. Amer. 1904. Tomo 15. p. 584-86.
- 1898.—**Vidal Gormáz, F.**—Depressions and Elevations of the Southern Archipelagoes of Chile.
Scott. Geogr. Magaz. 1902. Tomo 8. p. 14-24.

Addenda

- 1898 a.—**Bosworth, T. G.**—Geology of the Tertiary and Quaternary Periods in the North West Part of Perú. (434 pág. 150 fot. y fig. numerosos mapas y perfiles, 24 tabl. con fósiles).
London. 1922. Librería Mac. Millan and. Co.
Contiene capítulos sobre paleontología confeccionados por H. WOODS, T. WAYLAND VAUGHAN y J. A. CUSHMAN.
- 1898 b.—**Groeber, P.**—La región de Copahue y su Glaciación diluvial.
Gaea. 1925. p. 92-110.
- 1898 c.—**Kozlowski, R.**—A propos de l'age du soulèvement de la Cordillère de Bolivie.
Bull. Soc. Géol. de France. 1923.
- 1898 d.—**Gerth, H.**—Die Hauptfaktoren in der Entwicklung des mor-

phologischen Bildes der Anden (1 mapa topogr. varias fotografías).

Petermanns Mitt. 1926. p. 118-22.

1898 e.—**Hägg, R.**—Postglaciales Klima Optimum im suedlichen Suedamerika.

Die Veraenderungen des Klimas seit dem Maximum der letzten Eiszeit. 11. Internationaler Geologen-Kongress p. 455-56.

1898 f.—**Scottsberg, C.**—Have we any evidences of postglacial climatic changes in Patagonia or Tierra del Fuego.

Ibidem. p. 451-53.

1898 g.—**Harding, J. E.**—Los salares de los Andes.

Eng. Min. Jour. Press. Tomo 21. p. 797. ss.

Trad. en: Caliche. 1926. Tomo 8. 138-42.

1898 h.—**Penck, W.**—Der Suedrand der Puna de Atacama. (420 p. 9. t).

Abhandl. Saechsichen Akademie der Wissenschaften.

Mat. Phys. Klasse. Tomo 37. 1920.

VIII. Paleontología

1899.—**Behrendsen, O.**—Bemerkung zu der Abhandlung des Herrn Moericke «Versteinerungen des Lias und Unterooliths von Chile».

Neu. Jahrb. Miner. 1894. II. p. 91.

1900.—**Berry, E. W.**—Miocene fossil plants from Northern Perú.

Proc. Un. Stat. Nat. Mus. 1919. Tomo 55. p. 279-94.

Tabla 14-17.

Extracto: Geol. Zentralbl. Tomo 25. p. 95.

1901.—**Bollaert.**—Occurrence of Mastodon in Chili.

Quart. Journ. Geol. Soc. Tomo 13. p. 291-93.

1902.—**Britton.**—Sobre la flora fósil del Cerro de Potosí.

Trans. Amer. Inst. Min. Eng. 1893. Tomo 21.

1903.—**Dollfus, G. F.**—Etude des fossiles recueillis par N. Font y Sayné au Rio de Oro. (4 fig.).

Bull. Soc. Géol. France. (4). Tomo 11. p. 218-38.

Fósiles del Mioceno, Plioceno y Cuaternario.

1904.—**Eaton, G. F.**—Vertebrate fossils from Ayusbamba, Perú.

Amer. Journ. Science. 1914. (4). Tomo 7. p. 141-54.

Extracto: Geol. Zentralbl. 1914-15. Tomo 21. p. 621.

1905.—**Fritzche, C. H.**—Neue Kreidefaunen aus Suedamerika.

Neu. Jahrb. f. Miner. etc. B.-B. 50.

Fósiles de las areniscas de Puca de Bolivia, del cretáceo inferior de Chile y del Perú y del cretáceo superior de Colombia.

1906.—**Gigoux, E. E.**—Terrenos y fósiles de Caldera.

Act. Soc. Scient. Chili. 1913. Tomo 23. p. 47-56.

1907.—**Gilkinet, A.**—Quelques plantes fossiles des terres Magellaniques.

Résultats voyage du S. Y. Belgique en 1897-99. 1909.

1908.—**Halle, Th. G.**—On the occurrence of Dictyozamites in South America.

Palaeobot. Zeitschr. 1912. Tomo 1. p. 40-42.

- 1909.—**Jaworski, E.**—Beitraege zur Kenntniss des Jura in Suedamerika. II. Spezieller palaeontologischer Teil. (Véase N.º 865).
Neu. Jahrb. Miner. 1915. B.-B. p. 364-456. Tabla 5-8.
1910. — Die marine Trias in Suedamerika.
Neu. Jahr. f. Miner. etc. B.-B. 47. 1922. p. 93-200. Tabla 4-6.
- 1911.—**Kozlowski, R.**—Fossiles dévoniens de l'Etat de Paraná (Brésil).
Annal. Paléont. Tomo 8. p. 105-23. Tabla 11-13.
Extracto: Neu. Jahrb. Miner. 1915. I. p. 95.
1912. — Les Brachiopodes du Carbonifère supérieur de Bolivie; avec une notice géologique par A. Déreims.
Annal. Paléont. 1914. Tomo 9. p. 1-100. Tabla 1-11.
Extracto: Neu. Jahrb. Miner. 1918. p. 351-52.
- 1913.—**Krasser, F.**—Konstantin von Ettingshausen's Studien ueber die fossile Flora von Ouricanga in Brasilien.
Sitz. Ber. Akad. Wiss. Wien. 1903. Tomo 103. p. 852-60.
- 1914.—**Lehmann-Nitsche, R.**—Coexistencia del hombre con un gran edentado y un equino en las cavernas patagónicas.
Rev. Museo La Plata. 1899. Tomo 9. p. 455-72.
- 1915.—**Mac Gregor, J. H.**—Mesosaurus Brasiliensis do Permiano de Brazil.
Final Report by J. C. White. Part. II. p. 302-36.
Commissao de estudos das minas de carvao de pedra do Brazil. Rio de Janeiro. 1908.
Extracto: Geol. Zentralbl. 1913. Tomo 19. p. 523-24.
- 1916.—**Newton, R. B.**—On some Devonian Brachiopoda.
Apéndice en: Martin Conway. The Bolivian Andes. (Véase N.º 1815 de esta bibliografía).
- 1917.—**Nordenskjöld, E.**—Ueber die Saeugetierfossilien des Tarijats. Suedamerika. I. Mastodon Andium.
Kgl. Svenska Vet. Akad. Handl. 1903. Tomo 37. p. 1-30. Tabla 1-6.
- 1918.—**Oliver S., C.**—Sobre el Equus curvidens, Owen.
Rev. Chil. Hist. Natur. Año 23. 1919. p. 6-11. fig. 2.
1919. — Apuntes sobre el Cimaliosaurus andinum Deecke.
Rev. Chil. Hist. Natur. Año 25. 1923. p. 89-95.
- 1920.—**Priem, F.**—Poissons fossiles de la République Argentine.
Bull. Soc. Géol. France. (4). Tomo 11. p. 329-40. Tabla 3 y 4.
Extracto: Geol. Zentralbl. 1913. p. 703.
- 1921.—**Scharff, R. F.**—Distribution and Origin of Life in America. London, 1911.
Extracto: Centralbl. Miner. 1915. p. 633-40, 654-64 y 678-88.
- 1922.—**Sevfe, Iv.**—Scelidotherium-Reste aus Ulloma, Bolivien.
Bull. Geol. Inst. Univers. Upsala. 1915. Tomo 13. p. 61-92. (5 tablas).

- 1923.—**Stehn, E.**—Beitraege zur Kenntniss des Bathonien und Callovien in Suedamerika (158 pág. 19 fig. 8 tablas).
Neu. Jahrb. f. Miner. 1923. B.-B. 49.
Contiene un capítulo elaborado por Steinmann sobre el jurásico de Caracoles con 2 perfiles.
- 1924.—**Tilmann, N.**—Die Fauna des unteren und mittleren Lias in Nord- und Mittelperú.
Neu. Jahrb. Miner. 1917. B.-B. 41. p. 628-712.
Tabla 21-26.
N.º 24 de Steinmann: Contribuc. a la Geología y Paleont. de la América del Sur.
- 1925.—**Tournouer, A.**—Note sur la géologie et la paléontologie de la Patagonie.
Bull. Soc. Géol. France. 1903. (4). Tomo 3. p. 463-73.
- 1926.—**White, D.**—Flora fossil das Coal Measures do Brazil. (10 tablas).
Final Report by J. C. White. part. III. p. 337-617.
Commissao de estudos das minas de carvao de pedra.
Brazil. Rio de Janeiro. 1908.
Extracto: Geol. Zentralbl. 1913. Tomo 19. p. 527-28.
- 1927.—**Wilckens, O.**—Beitraege zur Palaeontologie von Patagonien.
Neu. Jahrb. f. Miner. etc. 1921. I. p. 1-14. Tabla 1-3.
1928. — Ueber einige von Ch. Darwin bei Port Famine (Magellanstrasse) gesammelte Kreideversteinerungen und das Vorkommen derselben Art in der Antarktis.
Göteborgs Kungl. Vetenskapen och Vitterhets-Samhälles Handlingar. Tomo 21-2.
- 1929.—**Wood, E. M. R.**—Sobre Graptolitas de Bolivia, colectadas por el Dr. J. W. Evans.
Rev. Minist. Coloniz. Agricult. La Paz. 1907. Tomo 3. pág. 556-59.
- 1930.—**Zeiller, R.**—Sur quelques plantes wealdiennes recueillies au Pérou par Mr. le Capitain Berthou.
Rev. Génér. Botan. 1914. Tomo 25. p. 647-71. Tabla 20 y 21.
Extracto: Neu. Jahrb. Miner. 1918. p. 94-95.

Addenda

- 1930 a.—**Kozlowski, R.**—Faune Dévonienne de Bolivie.
Annal. de Paléontologie. 1923.
- 1930 b.—**Spieker, E. M.**—The paleontology of the Zorritos Formation of the Northern Peruvian Oil Fields (177 pág. 10 tablas).
The Johns Hopkin University Studies in Geology N.º 3. Baltimore. 1922.
Acerca de fósiles terciarios del Perú véase también N.º 1898 a de esta bibliografía.



INDICE

I. Yacimientos metalíferos (1)

A.—CHILE

A

Abundancia, 1378, 1474 s.
 Aconcagua, 1369.
 ACONCAGUA, 57.
 Africana, 1364.
 Agua Amarga, 45, 47, 49.
 Aguadita, 1428.
 Aguilar, 49.
 Aguirre, Lo, 1364.
 Alegría, 1431.
 Algarrobito, 45, 1428.
 Algodones, 45, 47.
 Alhué, 123, 158, 206, 1474 l.
 Alicahue, 41.
 Almendral, 1431.
 Almirces, 49, 1428.
 Altar Alto, 123, 1431.
 Altar de Cobre, 1429.
 Altar de Plata, 1429.
 América, 1428.
 Amolanas, 50, 1429.
 Andacollito, 1431.
 Andacollo, 39, 47, 59, 123, 1431.
 Angostura, 1391.
 Animas, Las, 167, 1430.
 Aralar, 86, 184.
 Arenillas, 40, 49, 1428.
 ARGENTINA, 147.
 Arqueros, 30, 42, 47, 59, 119, 1431.
 ARSÉNICO, 1376.
 Arturo Prat, 1378.
 Astillas, 49.
 ATACAMA, 6, 49, 142, 1428-1430.
 Atahualpa, 86, 184.
 Atutema, 1431.
 Ayquina, 3.
 Azufre, 1429.

B

Batuco, 134, 159.
 Bella Vista, 59.
 Blanca, Mina 156.
 Boldos, Los, 47.
 Bordos, Los, 119, 1368.
 Breas, Las, 1428, 1431.
 Brillador, 30, 47, 1431.
 Brilladora, 1379.
 Bronce, El, 41, 123.
 Bronces, Los (Las Condes), 16, 47, 153, 154, 171
 1474 e.
 Bronces, Los (Río Blanco), 1369, 1375.
 Brujos, Los 1431.

C

Cabeza de Vaca, 47, 1429.
 Cachinal, 100, 787, 1436.
 Cachiyuyo, 58, 117, 182, 1428.
 CALAMA, 86, 183, 184, 1469.
 Calaveras, 1428.
 California, 1377.
 Camarones, 45, 49, 1428.
 Caminada, 49.
 Campana, Cerro, 160.
 Campanani, 37.
 Canutillo, 49, 92, 93.
 Cañas, Las, 1431.
 Caracoles, 1, 27, 47, 64, 82-85, 157, 199, 1407, 1462
 Cárcamo, 59, 1431.
 Cardas, Las, 123.
 CARELMAPU, 124, 125, 130, 176.
 Carén, 123.
 Carlota, 1378.
 Carmen, 58, 94, 1430, 1460.
 Carrizal, 40, 47, 164.
 Carrizal Alto, 4, 49.
 Carrizalillo, 49, 58, 1430.
 Carrizo, 45, 1428.
 Caspana, 184.
 Casuto, 41.
 CATAPILCO, 41, 123, 125.
 Catemu, 41, 47, 56, 78, 162, 1396.
 Cerro Blanco, 45, 47, 1429.
 Cerro Campana, 160.
 Cerro Colorado de Cachiyuyo, 1428.
 Cerro Colorado del Oro, 86.
 Cerro del Cobre, 45.
 Cerro del Espino, 123.
 Cerro Gloria, 1431.
 Cerro Gordo, 86, 184.
 Cerro Negro, 58.
 Cinchado, 1428.
 COBALTO, 24, 135, 156, 1383.
 Cobre, El, 47, 1428, 1431.
 Cocinera, 1431.
 Coilpa, 86, 140, 184.
 Coilpa del Sur, 3.
 Collahuasi, 3, 14, 75, 116, 129, 1394, 1401, 1417,
 1422, 1423, 1474 k.
 Condes, Las, 16, 47, 153, 154, 171, 1474 e.
 Condesa, 31.
 Cóndor, 1428.
 Condoriaco, 30, 119, 1431.
 Consuelo, 1431.
 Copaquire, 3, 79, 86, 121, 202, 1438, 1453, 1470.
 COPIAPÓ, 40, 89, 1414, 1429, 1434.
 COQUIMBO, 6, 30, 36, 59, 1431, 1433, 1456.
 Corral Quemado, 59.
 Cristales, 49.
 Curacaví, 35.
 Curia, 123.

(1) Los nombres con mayúscula no corresponden a minas, sino a ciudades, departamentos, metales, etc.

Ch

Chajagua, 86.
 Challacollo, 3, 1416.
 Chamuscada, 123.
 CHAÑARAL, 47, 58, 61, 167, 1430.
 Chañarillo, 40; 45, 47-49, 74, 103, 119, 178, 472,
 560, 567, 1373, 1405, 1471, 1474 d.
 Checo, 47.
 Chicauma, 97.
 CHILOÉ, 125, 1447.
 Chimbero, 119.
 Chiuchiu, 184.
 Chivato, 47, 58, 117.
 CHOAPA, 47.
 Chuquicamata, 11 86, 143, 168, 172, 184, 205,
 1352, 1361, 1424, 1434 b, 1451, 1474, 1474a, 1474 i.
 Churumata, 5, 47.

D

Dadin, 1428, 1431.
 Dehesa, La, 47.
 Descubridora, 165.
 Descada, 170.
 Dolores, 1428.
 Domeyko, Mantos de, 1428.
 Dulcinea, 166, 1429.
 Durazno, 1429.

E

Elqui, Nueva, 1362, 1431.
 ELQUI, 1455, 1458.
 Encantada, 58.
 Escondida, 1431.
 Esmeralda, 787.
 Espejuelo, 40.
 Espino (oro), 123.
 Espino (cobre), 1365.
 Exploradora, 787, 1366.

F

Faisanitas, 49.
 Farellón de Vásquez, 1365.
 Feliciano, 170.
 FIERRO, 21, 22, 25, 36, 127, 186-94, 1353-56, 1374
 1402, 1413, 1421, 1427, 1439, 1441, 1474 n.
 Flor de Tulipán, 1430.
 Florida, 47, 52, 58.
 Fragüita, 49, 1428.
 FREIRINA, 40, 1393, 1428.

G

Galleguillos, 1429.
 Garín, 47, 1429.
 Gatico, 169, 1380.
 Gloria, Cerro, 1431.
 Grande, Mina, 1431.
 Guanaco, 73, 76, 90, 108, 123, 132, 133, 181, 198
 204, 514, 787, 1395.
 Guías, Las, 1428, 1431.

H

Hierro, El, 41.
 Higuera, 10, 30, 47, 59, 77, 1431.
 Hornos, 41, 47.
 Hualtada, 1431.
 Huampulla, 1431.

Huanillos, 1381.
 Huantajaya, 3, 29, 64, 115, 122, 1452, 1454, 1629.
 Huantajaita, 3, 184.
 HUASCO, 40, 1393, 1428.
 Huiquintipa, 116.
 Hurtado, 1431.

I

Iglesia, 1431
 Iguas, 3.
 ILLAPEL, 41, 47, 1431.
 Inca (Chañaral), 117, 123, 1429.
 Inca (Calama), 64, 66, 86, 184.
 Incahuasi, 3, 86, 184.
 Incienso, 59, 1365, 1431.
 Indio Muerto, 58.
 Isla, 200.

J

Jarillas, 49.
 Jarillita, 49.
 Jauja, 87.
 Jesús María, 123, 1429.
 Jote, 1430.

K

Kuroki, 1430.

L

Ladrillos, 40, 45, 47, 178, 1429.
 Laja, 59, 1431.
 LÁPIZ LÁZULI, 126, 1615, 1619.
 Lechuza, 1428, 1431.
 Leoncitos, 49.
 Leonor, 1430.
 Liga, 49.
 Limbo, 1430.
 LOA, 123.
 Loica (Melipilla), 125.
 Lomas Bayas, 47, 49, 1373, 1429, 1474 d.

LI

Llahuin, 59, 123, 1379, 1431.
 LLAILLAY, 55.
 Llampaco, 123.
 Llampos, 1429.
 Llamuco, 1431.

M

MAGALLANES, 20, 99, 128, 131, 148, 1400, 1406
 1442, 1464.
 Manantial, 41.
 MANGANESO, 38, 1372, 1385, 1390, 1419, 1431,
 1459, 1474 q.
 Manque, 1428.
 Manto Tres Gracias, 1430.
 Manto Verde, 1428, 1430.
 Mantos, Los, 41.
 Mantos de Algarrobito, 1428.
 Mantos de Domeyko, 1428.
 Mantos de Palacios, 1428.
 Marga-Marga, 125.
 Medialuna, 184.
 Merceditas, 58.
 MERCURIO, 41, 47, 59, 69, 109, 123, 1388.
 Michilla, 169.

Mina Grande, 1431.
 Mina Rica, 1431.
 Mirador, 1431.
 MOLÍBDENO, 37, 1384.
 Mollaca, 41, 49, 1428, 1431.
 Morado, 47, 49, 1428, 1429.
 Morros, Los, 1431.
 Mostaza, 59.

N

Naltagua, 163.
 Nauches, 1428.
 Niblinto, 123.
 Nueva Elqui, 1362, 1431.

O

Ojancos, 1382, 1429.
 Orito, 49, 1428.
 Oro (vetas), 28, 35, 64, 67, 92, 93, 98, 108, 111, 118,
 123, 133, 180, 181, 195, 1379, 1429, 1461.
 Oro (lavaderos), 20, 124, 125, 130, 131, 148, 176,
 177, 195, 1391, 1406, 1442, 1461, 1464.
 Overa, Sierra 787.

P

Pabellón de Pica, 1387.
 Paico, 41, 1428.
 Pajonales, 49, 1431.
 Palacios, Mantos, 1428.
 Palmas, Las, 1431.
 Pan de Azúcar, 47, 49.
 Panuleillo, 47, 59, 1358, 1431.
 Paposo, 47, 1474 s.
 Paraíso, 1430.
 Parral, 41, 59.
 Pastos Largos, 123.
 Peña Blanca, 59, 1431.
 Peñuelas, 1431.
 Peralillo, 1431.
 Perdices, 1428.
 PETORCA, 41, 123.
 Picantitas, 49.
 Pingo, 58.
 Pintadas, 1429.
 Piriña, 1428.
 Placeta Seca (Rancagua), 101.
 Plan de Hornos, 59.
 PLATINO, 1474 h.
 Plazuelas, 1365.
 Plomiza, 49.
 PLOMO, 1371, 1386, 1474 p, 1474 r.
 Polape, 3.
 Poleura, 1389.
 Porongo, 1431.
 Porotas, 1428.
 Poruña, 3.
 Porvenir, 1378.
 Potrerillos, 58, 80, 1363, 1420, 1425, 1430, 1434,
 1444 a, 1474 c.
 Poza, 41.
 Pozos, 58, 167, 1430.
 Prognosticada, 160.
 PUEBLO HUNDIDO, 1430.
 Pulpica, 1431.
 Punitaqui, 41, 47, 59, 69, 109, 123, 1431.
 Punta Blanca, 1381.
 Punta del Cobre, 47, 49, 1429.
 Punta Negra Poja, 59, 1429.

Puquios, 47, 1429.
 Putú, 98, 180, 1435.

Q

Quebrada Sánchez, 1431.
 Quebrada Seca, 1431.
 Quebradita, 49, 1428.
 Quemazones, 184.
 QUILACOYA, 125.
 QUILLOTA, 54.
 Quitana, 30, 119, 1431.
 Quitana Viejo, 30.

R

Ranchos, 1377.
 Ratonés, 9, 49, 1428.
 Remolinos, 123, 1410, 1428, 1463.
 Retamo, 1429.
 Rica, Mina, 1431.
 Rincón, 40, 1429.
 Río Blanco, 1369, 1375.
 Río Seco, 1370.
 Rodaito, 30, 47, 119, 1431.
 Romeral, 59.
 Romero, 41.
 Rosario, 1429.
 Rubio, 1431.
 Rulos, Los, 1437.

S

Sajaza, 3, 86, 184.
 Salado, 1430.
 Samo Alto, 59, 1431.
 San Antonio, 45, 1429, 1431.
 San Antonio de Conchi, 184.
 San Antonio de Potrero Grande, 47.
 San Bartolo, 23.
 San Carlos, 170.
 San Cristóbal, 64, 123.
 San Francisco, 96.
 San Javier, 1392.
 San José, 41, 47, 49, 170, 1377.
 San José del Abra, 86, 184.
 San Juan, 40, 47.
 San Juan (Mina Blanca), 156.
 San Juan de Dios, 1428.
 San Lorenzo, 41, 47, 59, 86, 1431.
 San Marcos, 59.
 San Pablo, 3.
 San Pedro, 3.
 San Pedro Nolaseco, 41, 43, 47, 1474 s.
 San Pedro de Cachiyuyo, 58.
 Santa Gertrudis, 1431.
 Santa Rosa, 3, 279, 1377, 1430, 1629.
 Sapos, Los, 41, 53, 62, 1365, 1431.
 Sara, 95.
 Sauce, 1431.
 Sierra Aspera, 58.
 Sierra Carmen, 1429.
 Sierra Gorda, 86, 184.

T

Talca de Barraza, 41, 59, 123, 161, 1436, 1431,
 1436.
 Talcuna, 1431, 1474 s.
 TALTAL, 47, 91, 787, 1403.
 Tamaya, 32, 47, 59, 71, 72, 88, 185, 1431.
 Tambillos, 47, 59, 1431.

Teniente, 19, 34, 43, 47, 70, 1360, 1398, 1399, 1418,
1472-73, 1474 b, 1474 g.
Tialte, 184.
TILTEL, 123.
Tilos, Los, 1431.
TOCOPILLA, 170, 1359.
Tofo, 1354-56, 1402, 1465, 1431.
Toldo, 169.
Torea, 1431.
Tres Gracias, Manto, 1430.
Tres Puntas, 46, 47, 117, 119, 178, 1367, 1474 d.
Tulahuen, 1431.
Tunas, 45, 47.
Tunillas, 1428, 1431.
TUNGSTENO, 37, 173, 1384.

U

Uchumi, 1431.

V

Vacas, Las, 41, 123, 1436.
Vacas Heladas, 13 70.
Valdivia, 59.

VALLENAR, 1428.
Verdeones, 59.
Veta de Varas, 49.
Veta Gruesa, 1428.
Victoria, 184.
Vicuña, 2, 58, 123.
Viñita 30.
Volcán, El, 47.

W

WOLFRAM, 37, 173, 1384.

Y

Yabricoya, 87.
YACIMIENTOS, Geología general: 44, 71, 72, 104-
107, 110, 112, 151-154, 178, 1440, 1448, 1450.
Yale, 125.
Yerba Buena, 1431.

Z

Zapallo, 1431.
Zorro Nuevo, 81.

B.—BOLIVIA

Bolivia en general: 15, 18, 26, 138, 1450, 1579 l-o.
Abicaya, 1515.
ANTIMONIO, 1552.
Araca, 1476.
AZOGUE, 175.
BISMUTO, 1537.
Caracoles, 1579 w.
Carangas, 1523.
Cerro Grande, 1579 q.
COBRE, 1495, 1509, 1555.
Colquechaca, 1543, 1545, 1579 a.
Colquiri, 1515.
Corocoro, 33, 113, 136, 146, 149, 174, 462, 1534,
1569, 1571, 1572, 1894, 1579 i, 1579 k.
Cruz Falda, 1579 c.
Chacaltaya, 1475, 1479.
Chacarilla, 113, 136.
Chorolque, 1490, 1515, 1554.
ESTAÑO, (geología general), 7, 8, 139, 145, 150,
155, 1497, 1510, 1515, 1518, 1524, 1531, 1535,
1546, 1559, 1568, 1579 d, 1579 e, 1579 g.
Excelsior, 1579 v.
Huayna Potosí, 1537.
Huanuni, 1515, 1536, 1579 b.
Huanchaca, 12, 68, 114, 1541, 1544, 1574.
Incaoro, 1526.
Inquisivi 1485.
Kala-Uyu, 1579 u.
Kami, 1579 d.
Kumurana, 1481, 1488, 1579 p.
Llallagua, 1507, 1512.
Machacamarca, 1483.

MERCURIO, 175.
Milluni, 1528.
Montserrat, 1579 w.
Morococola, 1487, 1515, 1579 s.
Negro Pabellón, 1515.
Ocuri, 1486.
Oploca, 1477, 1579 t.
Oro, 7, 1491, 1496, 1498, 1505, 1506, 1508.
Oruro, 13, 1478, 1504, 1515, 1519, 1521, 1526, 1527,
1533, 1538, 1548, 1549, 1563, 1579, 1579 r,
1579 w.
PAZ, LA, 1519.
Pazña, 1532, 1567.
PLOMO, 1579 f.
Porco, 1565.
Portugalete, 1553.
Potosí, 102, 137, 203, 1492, 1504, 1515, 1525, 1529.
Pulacayo, 12, 68, 114.
Quimza Cruz, 1515, 1530.
Salvador, 1484.
SAN CRISTÓBAL DE LIPEZ, 184.
Santo Cristo, 1480.
Sayaquiri, 1515.
Suchez, 1515.
Tatasi, 1553.
Tipuani, 1491, 1505, 1508, 1515, 1576.
TUNGSTENO, 1577.
Turqui, 1489.
Uncía, 1536.
Victoria, 1482.
Vilacollo, 1515.
WOLFRAM, 1577, 1579 d.

II. Yacimientos de carbón y de Petróleo

A.—CARBÓN

Carbón en general: 22, 197, 208, 211, 216, 221, 226, 238, 243, 247, 248, 250, 253, 254, 260, 262, 263, 269,
275, 276, 1589, 1591, 1593, 1597, 1598, 1599, 1606.
Yacimientos de Arauco: 211-215, 221, 226, 245, 248, 263, 269 1584.
Yacimientos de Lota y Coronel: 6, 207, 211, 221, 222, 226, 237, 239, 248, 259, 263, 264, 269, 883, 884.
Yacimientos entre el Bío-Bío y Dichato: 211, 222, 223, 226, 244, 246, 263, 270, 273, 277, 1583.

Yacimientos del Valle Longitudinal, 212, 221, 268, 274, 1581, 1601.
 Constitución, 235.
 Cobquecura, 249, 272.
 Llanquihue y Chiloé, 221, 251.
 La Ternera, 217, 218, 1589.
 Quilacoya, 211, 261.
 Huimpil, 220, 252, 271, 1585, 1596.
 Carbón en Bolivia: 1590, 1604, 1869.
 Turba, 210, 265, 266.

B.—PETRÓLEO

Petróleo en general: 219, 234, 1588, 1592.
 Petróleo en Antofagasta, 242.
 * * Carelmapu y Chiloé 224, 229, 255, 256, 257.
 * * Lonquimay, 230.
 * * Magallanes, 227, 228, 231, 236, 258, 1602.
 * * Tacna, 232, 1595.
 * * Tarapacá, 233.
 * * Bolivia, 240, 1582, 1600, 1605, 1607.
 * * Argentina, Bariloche, 1587.
 * * * Comodoro Rivadavia, 1609.
 * * * Neuquén, 1038.
 * * Perú 1898 a.

III. Yacimientos de salitre, sales, abonos, azufre, canteras

Alumbre, 295, 296, 1648.
 Azufre, 59, 86, 332, 374, 402, 805, 1618, 1667, 1673, 1682.
 Boratos, 86, 286, 290, 294, 313, 334, 335, 366, 379, 391, 395, 1620, 1621, 1653, 1656, 1699 b.
 Caleras, 314, 377, 1613.
 Caolin, 41, 1624.
 Fosfatos (apatita), 284, 288, 1649.
 Guano, 303-306, 328, 331, 365, 375, 387, 404, 1661, 1685, 1699 g.
 Lápiz Lázuli, 126, 408, 488, 1615, 1619.
 Magnesia, sulfato de, 291.
 Mármol, 403, 1619, 1622, 1625.
 Pizarras, 310.
 Potasa, sal de, 285, 316, 336, 337, 360, 380, 382, 383, 1614, 1626, 1683.
 Sal común, 86, 184, 289, 332, 1623, 1686.
 Sales de desierto, 302, 308, 1898 g.
 Soda, (carbonato) 1617.
 Tierras refractarias, 1616.
 Trípoli, 1743.

SALITRE:

Teorías sobre el origen y descripción de los depósitos, 278-407, 958, 1610-1699.
 Depósitos de Africa del Sur, 400, 1665, 1699 b.
 * * Algeria, 1642, 1643, 1654, 1699 b.
 * * Argentina, 1684.
 * * Bolivia, 1681.
 * * Brasil, 1630, 1631.
 * * California, 279, 318, 321, 401, 1671, 1699b, 1699 d.
 * * Cáucaso, 1646, 1699 b.
 * * Colombia, 384, 385, 407, 1699 b.
 * * Egipto, 311, 384-386, 1699b, 1699 c.
 * * España, 1699 a, 1699 b.
 * * Estados Unidos, 279, 315, 348, 390, 1699 b.
 * * Guatemala, 1645.
 * * Hungría, 1350, 1699 b.
 * * India Oriental, 1699 b.
 * * Mar Cáspico, 298, 1351, 1699 b.
 * * Méjico y Texas, 364, 1627, 1699.
 * * Perú, 320, 1678.

IV. Mineralogía

<p>A</p> <p>Adamita, 1780. Aerolitas, 413, 452, 457, 475, 479, 522, 533, 572, 574, 1331, 1706, 1717, 1734, 1737, 1788. Alumbres, 429, 440, 561, 562, 1702.</p>	<p>Amalgamas, 432, 446, 451, 453, 474, 477, 478, 1723. Amaranita, 435, 437, 493-95, 497. Amianto, 504. Andorita, 1766, 1779. Anglesita, 505. Antlerita, 1770.</p>
---	--

Apatita, 1779.
 Apofilita, 507.
 Aragonita, 509.
 Arenas sonantes, 1729.
 Argyrodita, 509, 1715, 1726, 1727, 1759, 1760, 1767.
 Argentita, 551.
 Aromita, 437.
 Arsenolamprita, 502, 511.
 Arsenopirita cobaltífera, 510.
 Arzrunita, 411.
 Atacamita, 416, 420, 436, 494, 495, 497, 550, 564,
 1724, 1752, 1756, 1775, 1787.
 Augelita, 1765 1779.
 Azufre nativo en vetas metalíferas 509, 511,
 558, 570.
 Azufre, 558, 1718.

B

Bismuto, 410, 448, 449, 453, 461, 463. 505.
 Blenda aurífera, 449.
 Blenda fosforescente, 534.
 Bloedita, 440, 561, 562, 1756.
 Bobierrita, 1739.
 Boratos, 459, 469.
 Bordosita, 414.
 Bornita, 1710.
 Botryogen, 437.
 Bournonia, 512, 1746.
 Brochantita, 411, 422, 503, 504, 509, 1716. 1735,
 1756, 1785.
 Brogniartita, 1767.
 Bromita, 448, 449, 472.

C

Calcita, 505, 534.
 Calcofilita, 507.
 Caledonita, 1705.
 Calinita, 506.
 Canfieldita, 509, 1715, 1759, 1767.
 Caracolita, 507, 559, 575, 1721.
 Casiterita, 410, 506, 1742, 1757, 1758, 1779.
 Castanita, 438, 439.
 Cinabrio, 511.
 Cilindrita, 496, 508, 1764.
 Claudetita, 510.
 Cloantita, 510.
 Cloruro de calcio, 1718.
 Cloruro de plata, 459, 472, 557, 563, 1768.
 Cobalto, minerales de, 510, 521, 544.
 Cobre, sulfuros, 445, 448, 453, 460, 494, 495, 558,
 1710.
 Cobre, arseniuros, 448, 459.
 Cobre, seleniuros, 453.
 Cobre, vanadatos, 450.
 Cobre con manganeso, 489.
 Cobre, pseudomorfosas de Corocoro, 459, 462.
 Coeruleita, 1719.
 Copiapita, 435, 437, 494, 495, 516.
 Coquimbita, 409, 435, 437, 494, 495, 516, 558.
 Cotunnita, 494, 495, 503.
 Cracoita, 503.
 Crisocola, 1733.
 Croehnkita, 434, 1756.
 Cromo, ocre de, 511.
 Cromatos, 444, 557.
 Cuarzo, 437.
 Cubeita, 442.
 Cuproyodargirita, 1773.

Ch

Chalcantita, 1756.
 Chalcofilita, 507.
 Chalcopirita, 1784.
 Chalcostilbita, 1761, 1779.
 Chalybita, 1779.

D

Darapskita, 443, 444, 532.
 Darwinita, 492.
 Daubreita, 461.
 Daviesita, 507, 1721.
 Dietzita, 532.
 Dioptasa, 412, 550.

E

Enargita, 526, 1736, 1753, 1779.
 Epidota, 1738.
 Escapolita, 1731.
 Escorodita, 511.
 Esmaltina, 1707.
 Espiauterita, 510.
 Espinela, 1709.
 Estanina, 1779, 1781.
 Estaño: sulfestano de Ag, 509, 1760.
 Estefanita, 1763.
 Estelznerita, 411.
 Estipticita, 511, 516, 1713.
 Estilotipa, 1783

F

Feldespató, 471.
 Ferronatríta, 497, 504, 1701.
 Fibroferrita, 437.
 Fierro, sulfatos de, 409, 433, 435, 437, 441, 493-495,
 497, 511, 516, 517, 520, 1771.
 Fluorita, 569, 1779.
 Fosfatos, 459.
 Fosgenita, 559.
 Franckeita, 508, 509, 565, 566, 1764.

G

Galena, 505.
 Glauberita, 440.
 Goetita, 503.
 Gordaita, 494, 495, 504.
 Goslarita, 509.
 Guejarita, 557, 1761.

H

Halotrijita, 516.
 Hematita, 504.
 Hidrofilita, 1718.
 Hohmannita, 435, 437, 493-495.
 Huantajayaita, 464.
 Hyalita, 506.

J

Jalpaíta, 414.
 Jamesonita, 503, 507, 1779.
 Jarosita, 511, 1779.

K

Kalinita, 506.

Kentrolita, 552.
 Keramohalita, 494, 495, 516.
 Krennerita, 1750.
 Kroehnkita, 434, 1756.

L

Lápiz Lázuli, 408, 488.
 Lautarita, 443, 444, 532.
 Lavendulana, 1728.
 Linarita, 414, 504, 1774.
 Littsomita, 414.

M

Magnesia, sulfato de, 423.
 Magnesita, 427, 428, 537.
 Magnetopirita, 567.
 Martita, 494, 495.
 Mercurio, 448, 449, 454, 459, 460, 511.
 Meteoritas véase Aerolitas.
 Miargirita, 1779.
 Mica, 1709.
 Mirabilita, 509.

N

Natrochalcita, 1756.
 Natrolita, 507.
 Newberryita, 1772.
 Niquel, 472.

O

Opalo, 494, 495.
 Olivenita, 550.
 Oro, 448, 449, 487, 514.

P

Paposita, 433, 437, 494, 495.
 Paralaurionita, 1776.
 Paratacamita, 1777.
 Percylita, 506, 507, 559, 575, 1721.
 Pickeringita, 561, 562.
 Piedra Campana, 427, 428, 537.
 Pilarita, 515.
 Pirargirita, 567.
 Piritita arsenical, 410.
 Pistacita, 510.
 Planoferrita, 440, 441.
 Plata (en general), 447.
 Plata nativa, 1723.
 Plata, aleación con Bi, 448, 449, 453.
 Plata, bromuro, 448, 449, 472.
 Plata, cloruro, 459, 472, 557, 563, 1768.
 Plata, yoduro, 425, 448, 449, 459, 460, 472.
 Plata, antimoniuro de color azul, 459.
 Plata roja, 448.
 Plata, seleniuro 453.
 Plata, sulfuro de Ag y Hg, 459.
 Plata, rosicler, 449, 523, 567, 1748, 1749.
 Plata, poliarseniuro, 459.
 Plata, sulfestano, 509.
 Plata en tetraedrita, 459, 487.
 Plomo, cromato, 557.
 Plomo, molibdato, 448, 494, 495, 511, 557.
 Plomo, vanadato, 450.
 Polibasita, 468, 1711, 1763.
 Polvo cósmico, 1754.

Q

Quenstetita, 505, 516.
 Quetenita, 494, 495.

R

Rafaelita, 411, 1776.
 Roemerita, 494, 495, 506, 516.
 Rosicler de plata, 449, 523, 567, 1748, 1749.
 Rubrita, 437.

S

Sal Gema, 437, 504.
 Sales del desierto, 302, 308.
 Salitre, 301, 440, 464, 504, 1704, 1789.
 Salitre de Bario, 500.
 Salvadorita, 512, 1730.
 Sanguinita, 1750.
 Scheelita, 448.
 Schulzenita, 1745.
 Schwartzembergita, 415, 453, 476, 503, 1740, 1778.
 Seleniuros, 453, 455, 459.
 Semseyita, 1779.
 Sideronatrilita, 494, 495, 497.
 Skapolita, 1731.
 Skorodita, 511.
 Sodargyrita, 509.
 Spiauterita, 510.
 Stephanita, 1763.
 Stelznerita, 411, 1770.
 Stylotipa, 1783.
 Stypticita, 511, 516, 1713.
 Sundtita, 417, 510, 1712, 1762, 1766.

T

Taltalita, 490, 1786.
 Tamarugita, 561, 562.
 Teallita, 1764.
 Telurio nativo, 414.
 Telururos, 458.
 Tenardita, 437, 459, 1703.
 Tenorita, 511.
 Tetraedrita, 459, 487, 1779.
 Trippkeita, 550.
 Turmalina, 494, 495, 499, 511, 550, 568, 1710, 1779

U

Ulexita véase: Boratos.
 Ullmannita, 509.
 Utahita, 411.

V

Valentinita, 1779.
 Vanadatos, 450.
 Vivianita, 1779.

W

Webnerita, 1766, 1782.
 Wernerita, 513.
 Withneita, 414, 492.
 Wolframita, 1725.
 Wolfsbergita, 1761.
 Wulfenita, 448, 494, 495, 511, 557.
 Wurtzita, 509.

X

Xantocoona, 1751.

Yodargyrita, 425, 448, 449, 459, 460, 472, 505.
Yodocromatos, 444.

Y

Yarosita, 511, 1779.
Yeso, 534.

Z

Zeolitas, 430-432, 507.
Zinkenita, 510, 1782.
Zircón, 534.

IV. b) Petrografía

Petrografía en general: 527, 555, 556.
Arenas negras, 1741.
Argentina, rocas neovolcánicas, 571.
Atacama, 542, 543, 576.
Bolivia, 1700, 1720, 1742.
Cauquenes, 529.
Coquimbo, 576.
Juan Fernández, 539, 547, 548, 553, 554.
Llanquihue, 535, 536, 678.
Magallanes, 424, 530, 546, 549.
Matanzas, 540.
Pascua, Isla de, 486, 573.Patagonia, 545, 546, 549.
Potosí, Cerro de, 498.
Radioactividad de rocas, 1722.
San Cristóbal (Santiago), 524, 525, 1739.

VOLCANES:

Arequipa, 426, 501.
Chillán, 538.
Osorno, 418, 1714.
Planchón, 519.
Yate, 578.

V. a) Volcanismo

En general: 587, 596, 603, 605, 606, 610, 615, 621,
633, 646, 954, 1796, 1803-1804.
Aconcagua, 632.
Antuco, 588, 608, 717.
Arequipa, 426, 501.
Calbuco, 579, 590, 598, 613, 614, 619, 620, 622,
634, 635, 637, 638, 641-644, 648, 801, 974,
1791, 1797, 1800-02. 1805. 1806.
Cauquenes, 645.
Cerro Azul, 589, 592, 639, 649, 1808.
Chillán, 538, 589, 625, 626; 636, 644.
Descabezado, 649, 1808, 1809.
Huequén, 644.
Juan Fernández, 539, 547, 548, 553, 554.
Lanin, 704.
Licancaur, 631, 727.
Llaima, 638.
LLANQUIHUE, 644.
Lluel, 630.Maipú, 688.
Ollagüe, 602, 1790.
Osorno, 418, 590, 624, 648, 693, 801, 974, 1714.
Pascua, Isla de, 486, 573, 876,
Peteroa, 640.
Planchón, 519.
Puyehue, volcán nuevo, 1799, 1807.
Riñinahue, 644, 1798.
San José, 666, 707, 1792, 1793, 1795.
Solfataras, 596.
Submarinos volcanes, 580.
Tacora, 607, 690.
Tinguirica, 805.
Tupungatito, 604.
Tupungato, 616.
VALDIVIA, 617, 644.
Villarrica, 611, 644.
Yate, 578, 974.

V. b) Aguas Minerales

En general: 581, 582, 586, 595.
Agua de la Vida, 586, 595.
Agua del Patrón, 586.
Apoquindo, 586, 594, 595, 597, 600.
Ascotán, 586.
Auco, 586.
Azufre, 586, 623.
Baños, 586.
Bobadilla, 586.
Campanario, 1808.
Catapilco, 586, 595.
Catillo, 586, 595, 612.
Cato, 591.
Cauquenes, 585, 586, 595, 600.
Colina, 586, 594, 595.
Corazón, 586.
Chillán, 586, 595, 626, 627.
Descabezado, 595.
Higuera, La, 586.
Inca, 583, 584, 586, 595, 618.
Isla, 1808.
Jahuel, 586, 595, 647.
Lobo, 586.Longavi, 581, 582, 586, 595.
Llanquihue, 586, 599, 628, 629, 1794.
Maipú, 586.
Maule, 586, 595.
Mejillones, 586, 595.
Mondaca, 586, 595.
Panimávida, 586, 591, 595.
Pangue, 601.
Pica, 233, 586, 772.
Planchón, 623.
Providencia, 586.
Puyehue, 586, 628, 629.
Reloncaví, 586, 595, 609.
Rupanco, 586.
San Lorenzo, 586.
Soco, 586, 595.
Tinguirica, 586, 595.
Toro, 586, 595.
Trapatrapa, 586, 593, 595.
Tupungato, 586.
Vilicura, 595.
Volcán, 586, 595.

VI. Fenómenos Geológicos

- Agua subterránea, 725, 772, 960, 1812, 1842, 1843, 1854-1859, 1881, 1898d.
 Arenas sonantes del Cerro Bramador, 1729, 1837 e.
 Clima posglacial, 1898 e-f.
 Denudación en el Desierto, 1010, 1021, 1837 e, 1898 g.
 Dunas, 653-655, 1810.
 Erosión fluvial, 718, 877.
 Glacial, 656, 749, 752, 757, 791, 817, 828, 837-840, 846-848, 853, 883, 884, 894-896, 905, 927, 937, 968, 971, 973, 979, 984, 989, 1003, 1015, 1025, 1027, 1028, 1837 b-d, 1851, 1876, 1882, 1890, 1897, 1898 b.
 Hidrografía, 657, 675, 689, 745, 753, 1811, 1812, 1816.
 Lagos, 708-712, 767, 836, 1844, 1895, 1896.
 Lluvia de polvo cósmico, 1754.
 Nieve Penitente, 843-845, 868, 871, 874, 1888.
 Radioactividad de rocas, 1722.
 Solevantamiento y hundimiento de la Costa, 778, 783, 790, 798, 803, 806, 813, 825, 830, 883, 884, 911, 953 976, 1012, 1013, 1017, 1029, 1873, 1892, 1898, 1898 a, 1898 i.

VII. Geología General

- Andes, Cordillera de los: 785, 806, 867, 869, 908, 910, 911, 942, 997, 998, 1005, 1033, 1332, 1837 f, 1889, 1892, 1893.

CHILE:

EN GENERAL:

- Geografía, 669, 674, 676, 684, 696, 707, 717, 892, 988, 1833, 1835, 1933.
 Geología, 780, 782, 789, 793, 809, 823, 913, 946, 947, 955-957, 995, 1022, 1026, 1044.

TACNA:

- 232, 652, 724, 810, 812, 821, 822, 914, 915, 966, 1595, 1898 d.

TARAPACÁ:

- Geografía, 660, 663, 664, 670, 724, 725, 763-766, 915, 923, 924, 1812, 1817, 1818, 1837 e.
 Geología, 233, 285, 763, 764, 772, 864, 1854.

ANTOFAGASTA:

- Geografía, 658, 661, 722, 767, 786, 1817, 1818, 1825, 1826, 1837e.
 Geología, 672, 787, 875, 930, 932, 933, 958, 959, 981, 1023, 1846-1848, 1857, 1874, 1898 h.

ATACAMA:

- Geografía, 667, 668, 695, 722, 723, 767, 1837 e.
 Geología, 217, 576, 769, 787, 797, 878, 879, 883, 884, 976, 981, 1011, 1023, 1043, 1300, 1301, 1428-30, 1434, 1856-59, 1898 g, 1898 i.

COQUIMBO:

- Geografía, 720, 723, 767.
 Geología, 576, 769, 796, 824, 976, 1043, 1300.

ACONCAGUA A COLCHAGUA:

- Geografía, 679, 680, 686-688, 720, 767, 971-973, 1814, 1883.
 Geología, 524, 525, 775, 777, 783, 805, 824, 861-863, 925, 939, 940, 948, 950, 951, 961, 962, 982, 983, 1007-1010, 1014, 1034, 1045, 1046.

CURICÓ A CONCEPCIÓN (1):

- 211, 212, 775, 799, 800, 883, 884, 965, 1028, 1827, 1898d.

ARAUCO Y BÍO-BÍO A CAUTÍN (1):

- 211, 212, 230, 753, 773, 776, 881, 883, 884, 921, 941, 987, 952, 1596.

(1) Sobre la geología de Arauco y Concepción véase también el índice de los yacimientos de Carbón.

VALDIVIA Y LLANQUIHUE:

Geografía, 678, 681, 682, 685, 689, 692-694, 699, 715, 730, 734, 750, 920, 922, 1824, 1827.
Geología, 212, 801, 815-820, 886, 890, 891, 928, 934-936, 974, 993, 1031, 1032.

CHILOÉ:

229, 694, 887, 888, 890, 891.

PATAGONIA:

Geografía, 683, 698, 700, 721, 731, 732, 735-737, 739-744, 746-749, 885, 889, 1030, 1819, 1822, 1823
1831-1837 d, 1875.
Geología, 545, 546, 549, 968-970, 1851, 1898, 1932.

MAGALLANES:

Geografía, 659, 665, 706, 733, 1814, 1828-1830, 1882.
Geología, 227, 228, 231, 545, 546, 549, 756, 768, 828, 830, 852, 880, 882, 893, 899-905, 916, 967, 1004.
Juan Fernández, 539, 547, 548, 553, 554, 677, 716, 931, 963, 964.
Pascua, Isla de, 486, 573, 745, 876, 938, 1820.
Islas Esporádicas, 705, 751.

ARGENTINA:

En general, 1008, 1862-67.
Provincia de Buenos Aires, 872.
Mendoza y San Juan, 701, 702, 704, 982, 983, 990-992, 1007, 1886.
Neuquén y Río Negro, 1038, 1039.
Pampas, 978, 980.
Patagonia, 545, 546, 549, 697, 703, 714, 728, 729, 832-836, 841, 873, 967, 975, 986, 994, 1035, 1037,
1042, 1333, 1609, 1925.

ISLAS:

Islas Malvinas, 792, 831, 1336, 1839.
Islas antárticas, 906, 1036, 1334-1347, 1821, 1882.

BOLIVIA:

Geografía, 651, 673, 708-712, 719, 725, 782, 850, 919, 1815, 1884, 1887.
Geología, 672, 795, 810, 812, 821, 822, 827, 849, 851, 1006, 1015, 1016, 1024, 1025, 1146, 1840, 1841,
1846, 1847, 1850, 1852, 1853, 1868-1870, 1876, 1877, 1885, 1892, 1894-1897, 1898c

PERÚ, 810, 821-22, 849, 1002, 1198, 1838, 1861, 1898a.

VIII. Estratigrafía

Cuaternario, 212, 779, 807, 830, 870, 902, 903, 1003.
Terciario, 211-15, 227-231, 755, 770, 771, 779, 833, 835, 839, 859, 903, 916, 980, 985, 1035, 1040, 1609,
1841, 1878, 1935.
Cretáceo, 755, 770, 771, 775, 776, 779, 826, 835, 1035, 1040, 1041, 1609, 1860, 1865, 1866, 1878, 1880.
Jurásico, 775, 776, 784, 796, 826, 829, 865, 929, 1004, 1865, 1880, 1923.
Triásico, 217, 762, 990, 991, 1301, 1871, 1872, 1879, 1880, 1891.
Permo-Carboniano, 759-761, 872, 990, 991, 1845, 1871.
Carboniano, 759, 926, 945, 1014.
Devoniano, 759-761, 872, 990, 991.
Siluriano, 759, 1146, 1314.
Cambriano, 1146, 1304.
Paleogeografía, 774, 854-860.

IX. Paleontología

Mamíferos, 1047-1073, 1100, 1125, 1140-44, 1197, 1199-1207, 1209, 1245, 1246, 1252, 1260-70, 1274,
1278-85, 1308, 1323, 1901, 1917, 1918, 1922.

Animales fósiles con excepción de los mamíferos:

Terciario, 776, 1075, 1083, 1091, 1098, 1099, 1101, 1122-23, 1126, 1134, 1152, 1155, 1159, 1161, 1165,
1167, 1169, 1170, 1176, 1212, 1214, 1222-27, 1238-43, 1253, 1259, 1291, 1302, 1303, 1898 a, 1903,
1906, 1930 b.
Cretáceo, 775-76, 1078-80, 1085-87, 1102, 1106-11, 1117-18, 1121, 1126, 1129, 1130, 1138, 1145, 1147,
1158, 1164, 1166-67, 1169, 1176, 1179, 1184-86, 1195-96, 1211, 1215, 1220, 1228-30, 1236, 1239,
1243, 1249-50, 1256, 1275, 1277, 1288, 1293-97, 1299, 1302-03, 1307, 1317-21, 1340, 1346, 1905,
1919, 1928.

- Jurásico, 775-76, 1078-80, 1086-90, 1106, 1118, 1120, 1126, 1131, 1133, 1138, 1147, 1164, 1177, 1195-96, 1210, 1220, 1236, 1239, 1244, 1250, 1254, 1271, 1275, 1294-98, 1306, 1311, 1313, 1316, 1318, 1899, 1909, 1923-24.
 Triásico, 1910.
 Paleozoico en general: 1104, 1179-83, 1193, 1213, 1217, 1276,
 Carboniano, 1103, 1105, 1208, 1312, 1912.
 Devoniano, 1074, 1092-96, 1137, 1188, 1255, 1257, 1275, 1310, 1314, 1911, 1916, 1930 a.
 Siluriano, 1076, 1077, 1094, 1146, 1179-82, 1216, 1314, 1322, 1929.
 Cambriano, 1146.
 Sin indicación de edad: 1097, 1124, 1194, 1218, 1220, 1221, 1309, 1315.

PLANTAS FÓSILES:

- Terciario, 1081, 1082, 1112-16, 1337, 1342, 1900, 1902, 1907.
 Mesozoico, 1127, 1128, 1135, 1136, 1139, 1189, 1190, 1271, 1287, 1324, 1325, 1930.
 Paleozoico, 1119, 1926.
 Conchas recientes, 1084, 1126, 1148-51, 1153, 1154, 1160, 1163, 1173-75, 1187, 1191, 1192, 1219, 1231-35, 1237, 1247, 1259, 1272, 1286, 1289-92, 1305.

Índice de Autores

A

- Abasolo, 1.
 Abercrombey, 278.
 Ackermann, 1474 r.
 Adams, 1838.
 Agassiz, 650, 651, 754.
 Agle, 191.
 Aikman, 1610.
 Alayza y Paz, 652.
 Albert, 653-655, 1810.
 Aldag, 1700.
 Aldunate, 2.
 Allen, 1352.
 Almeyda, 656, 1611.
 Ameghino, 755, 1047-73.
 Ammon, 1074.
 Anderson, 756, 1336, 1347, 1839.
 Angelis d'Ossat, 1075.
 Aracena, 5, 6, 408, 1392.
 Aramayo, 1492.
 Arctowski, 1882.
 Argandona, 1626.
 Arldt, 1811.
 Armas, 7, 8.
 Armigo, 1812.
 Arnold, 1588.
 Arzruni, 409-411, 1701.
 Astorga, 9, 1393.
 Auwers, 659.
 Avalos, 10-14, 1394, 1493.

B

- Babinski, 1589.
 Bado, 1702.
 Baertsch, 1627.
 Baerwald, 1703.
 Bailey, 279.
 Balta, 1076, 1077.
 Ballivian, 1494-96.
 Bancroft, 1497.
 Barber, 1395.
 Barlow, 1704.
 Barrio, 207.
 Bastin, 1474g.
 Bauer, 412.
 Bayle, 1078, 1079.
 Beaumont, 413.
 Beck, 15, 1628.

- Behrendsen, 1080, 1899.
 Belt, 757.
 Benítez, 1396, 1474 d.
 Benson, 1498.
 Berg, 1705.
 Berger, 1790.
 Berry, 1081, 1579 i, 1840, 1841, 1900.
 Bertrand, A. 660-62.
 Bertrand, E., 414, 415.
 Berwerth, 1706.
 Beutell, 579, 1707.
 Bibra, 1708.
 Billinghurst, 663, 664, 1842.
 Bistram, 1006.
 Blake, 1629.
 Blanckenhorn, 386.
 Blanco, 1499, 1590.
 Blanquier, 16, 1397.
 Bliet, 1500.
 Blum, 1709.
 Bodenbender, 758-762.
 Bodlaender, 1711.
 Boecking, 1710.
 Boeninghausen, 1791.
 Bollaert, 208, 209, 280, 281, 763, 764, 1901.
 Bonarelli, 210.
 Bonnet, 1082.
 Borchert, 1083.
 Bossi, 665.
 Bosworth, 1898 a.
 Bowman, 765, 766, 1837e.
 Brackebusch, 767.
 Braden, 1398, 1399.
 Bradley, 1501.
 Brain, 20, 1400.
 Brant, 666.
 Brehm, 1579d.
 Bresson, 282.
 Briebe, 283.
 Britton, 768, 1902.
 Broderip, 1084.
 Brögger, 416, 417, 1712.
 Brown, 1502, 1503, 1632, 1474d.
 Brüggén, 21, 22, 211-217, 284, 285, 769-772, 1055, 1633, 1792, 1793, 1843, 1844.
 Brühl, 1401.
 Bruhns, 418, 1714.
 Brun, 1713.
 Buck, 1402.
 Buckman, 1341.

Bullock, 1504.
 Burckhardt, 773-776, 1034, 1086-89, 1271.
 Burmeister, 667-669, 1090.
 Burroughs, 1591.
 Bustillos, 777.

C

Caldcleugh, 778.
 Calderón, 419-422, 1699 a.
 Campaña, 23.
 Campo, 286.
 Canfield, 1715.
 Canu, 1091.
 Cañas Pinochet, 670.
 Carvajal, 218.
 Cereceda, 1474 e.
 Cienfuegos, 580.
 Clapp, 219, 1592.
 Clark, F. W., 287, 1634.
 Clarke, J. M., 1092-96.
 Coevas, 25, 220.
 Cohen, 1717.
 Coleman, 1845.
 Comynet, 1505.
 Concha, 288, 289.
 Concha y Toro, 221, 671, 779-782.
 Conrad, 1097-99.
 Conway, 1506, 1814, 1815.
 Copeland, 1507.
 Coquand, 1078, 1079.
 Cordemoy, 898.
 Cordovez, 1100.
 Corning, 1508.
 Correa, 26.
 Cortes, 27.
 Cossmann, 1101.
 Costa Sena, 28.
 Courty, 672, 1846-48.
 Coutouly, 1509.
 Créqui Montfort, 673.
 Crosnier, 29, 222.
 Cuadro, 674.
 Cushman, 1898 a.

Ch

Chaigneau, 675.
 Chamberlin, 290.
 Chappuzeau, 291, 423.
 Chavez, 223.
 Chevalier, 783.
 Chester, 1716.
 Chouteau, 30.
 Chrustschoff, 424.
 Church, 1813.

D

Dagnino, 333.
 Dammer, 1699 b.
 Damour, 425, 552.
 Dannenberg, 411.
 Dacqué, 784.
 Darapski, 31, 32, 292-97, 426-42, 581-86, 785-88, 1403, 1635, 1718.
 Darwin, 587, 789-94, 1849.
 Davidsohn, 298.
 Davy, 1510.
 Dean, 1511.
 Deecke, 1102.
 De Launay, 1328, 1329.

Delcourt, 1593.
 Delesse, 299.
 Denegri, 33.
 Derby, 1103-05.
 Déreims, 795, 1850.
 Díaz de Rada, 1636.
 Díaz Ossa, B., 300, 1637.
 Díaz Ossa, I., 34-37, 224, 300.
 Dietze, 443, 444.
 Dieulafait, 301.
 Dollfuss, 1903.
 Domeyko, 39-47, 225, 302-308, 445-485, 588-597, 676, 796-809, 1106.
 Domínguez, 597.
 Dorsey, 48.
 Douglas, 810, 1404.
 Douvillé, H., 1107.
 Douvillé, R., 1108-11.
 Dufet, 1719.
 Dumont d'Urville, 811.
 Dunglas, 309.
 Duplaquet, 226, 310.
 Durward, 1507.
 Dusen, 1112, 1337, 1851.

E

Eaton, 1904.
 Echegaray, 49, 193, 194, 1405.
 Edwards, 1594.
 Eich, 1407.
 Endter, 50, 1512.
 Engelhardt, 1113-16.
 Escutti, 812.
 Evans, 813, 1720, 1816, 1852, 1853.
 Everding, 1513.

F

Falancier, 1514.
 Favre, 1117.
 Fawns, 1515.
 Félix, 1339.
 Fellenberg, 677.
 Felsch, 227-233, 486, 1595, 1854-59.
 Field, 487-489.
 Fiestas, 1638-41.
 Firebrace, 1516.
 Fischer, 598, 678, 750.
 Fitz, Gerald, 679, 680.
 Flagg, 312.
 Flamand, 1642, 1643.
 Fleck, 1408, 1409.
 Fletcher, 1721, 1722.
 Fleury, 1330, 1410.
 Flight, 1723.
 Floyas, 1699 c.
 Fonck, 599, 600, 681, 815-820, 1794.
 Fonseca, 52, 313.
 Forbes, 490-492, 821, 822, 1118.
 Ford, 1724.
 Fötterle, 823.
 Frenzel, 493-496, 1701, 1725-26, 1761.
 Frick, 682.
 Fritis, 53.
 Fritzsche, 1411-12, 1596, 1860, 1905.
 Frohot, 1517, 1518.
 Fucini, 1120.
 Fuchs, 883, 884.
 Fuchs, F. C., 234, 1119.
 Fuenzalida, 54-59, 235, 236, 314, 601, 1597.

G

Gabb, 1121-24.
 Gale, 315, 316, 1644-45.
 Gallois, 683.
 Gandarillas, 60, 385, 1413, 1598.
 García, A. G., 1414.
 García, J., 61.
 García, L., 237.
 Garmendia, 62.
 Gaseoyne, 238, 1599.
 Gaudry, 1125.
 Gautier, A., 317.
 Gautier, F., 63-67, 602.
 Gay, 824, 1126.
 Geinitz, 1127, 1128.
 Genth, 497.
 Gerhardt, 1129-30.
 Germain, 825.
 Gerth, 826, 1861-66, 1898 d.
 Gewinner, 1795.
 Ghigliotto, 385.
 Giebel, 1090, 1131.
 Gigoux, 1132, 1867, 1906.
 Gilkinet, 1907.
 Gillis, 676, 684.
 Giménez, 1415.
 Glaizot, 1519.
 Glasenapp, 1646.
 Gmehling, 68, 498, 827, 1416, 1520, 1868.
 Godoy, 1521.
 Goldschmidt, 1727.
 Goll, 603, 1796.
 González, 1417.
 Gothan, 1342.
 Gotschlich, 685.
 Götting, 69.
 Gottsche, 1133.
 Graeff, 318.
 Graham, 70, 1418.
 Grange, 828.
 Gray, 1292, 1522, 1729.
 Gregory, 1869-70.
 Grianta, 1702.
 Groeber, 829, 1871, 1872, 1898 b.
 Groddeck, 71, 72, 499.
 Groth, 500.
 Grove, 1817.
 Gruner, 319.
 Grzybowski, 1134.
 Güssfeldt, 686-688.
 Guyard, 1647.
 Guzmán, 320, 1648.

H

Haefliger, 1818.
 Hägg, 1898e.
 Halden, 1522.
 Halle, 830, 831, 1135-36, 1908.
 Halse, 74.
 Hanisch, 604.
 Harder, 1419.
 Hardey, 1873.
 Harding, 1420, 1898g.
 Hartwig, 1421, 1649.
 Hartt, 1137.
 Hasemann, 1874.
 Hatch, 501.
 Hatcher, 832-836.
 Haupt, 1138.
 Hauthal, 605, 606, 837-49, 1139-45, 1875.

Hawxhurst, 75, 1422-23, 1523.
 Headden, 321.
 Heinrich, 1797.
 Hennig, 1344.
 Herrero, 1798.
 Herrmann, 76, 322, 1650-51.
 Herter, 1652.
 Herz, 681, 1730.
 Herzog, 1876.
 Hess, 323, 1524.
 Hesse, 239.
 Hettner, 689.
 Hintze, 502.
 Hoeck, 607, 690, 850, 851, 1006, 1146, 1877.
 Hohmann, 503-512.
 Holdich, 1819, 1837a.
 Holland, 1343.
 Hollister, 1507.
 Holten, 240.
 Hoskold, 1653.
 Huebner, 1654.
 Huidobro, 78, 241, 691.
 Hyades, 852.
 Hyatt, 1147.

I

Ibar Sierra, 853.
 Iglesias, 1655.
 Ihering, 854-860, 1148-76, 1878.

J

Jannetaz, 513, 1731.
 Jansson, 242, 608, 861-804.
 Jaworski, 865, 1177, 1178, 1879-80, 1909, 1910.
 Jochamowitz, 1656.
 Juliet, 609, 692-694.
 Junghann, 1424, 1657.
 Jurisch, 324.

K

Kaempffer, 79, 80, 325, 326, 695, 1425.
 Kalb, 1658.
 Kaiser, 514.
 Karell, 1659.
 Kärger, 696.
 Karsten, 610.
 Katzer, 1179.
 Kayser, 1180-83.
 Keidel, 866-874.
 Keller, E. 81.
 Keller, H. F., 1426, 1732-33.
 Kemp, 1427.
 Kilian, 1184-86, 1340.
 King, 875, 1187.
 Klein, 1734.
 Knoche, 876, 1820.
 Knod, 1188.
 Kobell, 1735, 1736.
 Kölliker, 697.
 Kozłowski, 1898e, 1911-12, 1930 a.
 Kramberger, 515.
 Krasser, 1913.
 Krüger, 698-700, 1821.
 Krull, 305, 327-329.
 Krumm, 1799.
 Kühn, 701-704, 1822-23.
 Kuntz, 1428-34, 1474 f, 1474 s.
 Kuntze, 330.

Kunz, 1737.
Kurtz, 1189-90, 1271.

L

Labastie, 82-85.
Lacroix, 1738-39.
Lahille, 1191-92.
Lake, 1193.
Lamb, 1435-36.
Lambert, 1194, 1345.
Lapparent, 877.
Larroque, 331.
Latham, 1437.
Latrille, 86, 87, 332.
Launay, De 1328-29, 1438, 1660.
Lebour, 243.
Lefeuere, 333.
Lehmann, 1474 t.
Lehmann, Nitsche 1914.
Leith, 1439.
Lemaitre, 244-48, 1598.
Lemetayer, 1661, 1881.
Lemuhot, 1525.
Liebe, 1740.
Linck, 516, 517.
Lincoln, 1526-34.
Lindgren, 1440, 1474 g.
Linnemann, 1441.
Lipken, 88.
Lisson, 1195-98.
Lloyd, 89.
Loayza, 1600.
Longridge, 1741.
López, 705.
Loram, 90-93, 878, 879, 1442, 1662.
Lorca, 334, 335.
Lortsch, 1663.
Lovisato, 880.
Lowe, Aran 94, 95.
Lütgens, 611.
Lydekker, 1199-1202.

M

Mabille, 1259.
Mac Alister, 1742.
Mac Coy, 1664.
Mac Dermoth, 1535.
Mac Gregor, 1915.
Mackintosh, 520.
Machado, 96-98, 249-256, 336, 337, 518, 519, 881,
1443, 1601-03, 1743, 1744.
Maier, 257, 258, 338.
Mallard, 883, 884.
Mansfield, 1699 d.
Marcano, 341-43.
Marguin, 706.
Marin, 1444-46.
Marloth, 339, 1665.
Martens, 521, 612, 1745.
Martin, 613-15, 885-92.
Mauritz, 1746.
Mayorga, 259.
Mella, 1447, 1474 h.
Mercanton, 1882.
Mercerat, 1203-07, 1209.
Messerer, 100.
Meunier, 522, 1747.
Meyen, 707, 804.
Meyer, 1208.
Michels, 384, 385.

Miers, A., 523, 1748-51.
Miers, M., 101, 340, 1666.
Miller, 102, 146, 388, 1448-50, 1536-37, 1563-65,
1604, 1667, 1686-87.
Minchin, 708, 1538-40.
Moesta, 103.
Moreno, 1209.
Möricke, 104-12, 524-27, 616, 1210-12.
Morris, 1213.
Moses, 1752.
Mossbach, 113.
Mottet, 1474 i.
Mousnier, 1605.
Müller, 181.
Mundle, 243.
Munizaga, 1668.
Münlich, 617.
Muñoz, 114, 1541.
Müntz, 341-43.
Murdoch, 1451.
Muro, 115-17, 1452.
Murúa, 618.

N

Nelson, 1214.
Neuenschwander, 1579 w.
Neufville, 1753.
Neumann, 1215.
Neveu-Lemaire, 709-12.
Newsom, 344.
Newton, 345-47, 1216-17, 1669, 1916.
Nichols, 348.
Noble, 1699d.
Nogues, 118, 260-63, 528-29, 619-21, 894-98,
1800-01, 1883.
Nöllner, 349.
Nordenskjöld, 119, 530-31, 899-906, 1754, 1917,
1837b.
Nusser-Asport, 1884.

O

Ochsenius, 120, 221, 264, 350-60, 622, 713, 907-21,
1350-51, 1350-51, 1670-72, 1755.
Oehmichen, 121, 1453.
Officer, 1454, 1673.
Ogilvie, 1837 f.
Oliver, 1918, 1919.
Olivier, 361, 362.
d'Orbigny, 804, 913, 1218-21, 1885.
Orrego, 122-25, 914, 915.
Ortman, 916-18, 1222-27.
Osann, 532.
Osorio, 126.
Ossandon, 1455-60.

P

Packard, 1474 k.
Palache, 1756.
Palacios, Navarro, 623.
Palacios Olmedo, 127.
Pasley, 1542.
Paulcke, 1145, 1228-30.
Pearce, 1757-58.
Peele, 1543-45.
Penberthy, 1546.
Penck, 1886, 1898 b.
Penfield, 1759-61.
Penrose, 128, 363.
Pentland, 919, 1887.

Pepper, 1547.
 Pérez, 1606.
 Perroni, 1674-75.
 Pfordte, 1548.
 Philipp, 129.
 Philippi, F., 920-26.
 Philippi, O., 1824.
 Philippi, R. A., 265-66, 533, 624-31, 715, 804, 912, 927-45, 1231-52, 1802.
 Phillips, 364.
 Pilsbry, 1253.
 Pilz, 1579 e.
 Pissis, 225, 365, 632-33, 946-59, 1549.
 Pitblado, 1474 l.
 Pizarro, 366, 960.
 Plagemann, 367-69, 634, 961-62,
 Plate, 716.
 Pöhlmann, 130-33, 534-43, 598, 635-37, 750, 963-66, 993, 1762.
 Polakowski, 370.
 Pope, 1461, 1704.
 Pöppig, 717, 804.
 Prado, 134, 267.
 Preumont, 1550-52.
 Priem, 1920.
 Prieto, 134, 371-72.
 Prior, 523, 1676, 1748-51, 1763-68, 1777-78, 1781.
 Puelma, 135, 373, 544.
 Puelma Tupper, 374.

Q

Quensel, 545-49, 968-70.
 Quenstedt, 1254.
 Quezada, 375-76, 1677.
 Quillot, 268, 377.

R

Rabot, 718,
 Ramírez, 378, 1474m.
 Rath, 550-52.
 Rathbun, 1137, 1255-57.
 Reboul, 1185-86, 1340.
 Reck, 136-38, 379, 719.
 Reiche, 966.
 Reichert, 971-75, 1769, 1825-26, 1837 c-d, 1888.
 Rémond, 976, 1258.
 Renard, 553-54.
 Ribette, 1579,k.
 Riemann, 380.
 Rimbach, 638.
 Risopatrón, 639, 720-24, 1827.
 Rivero, 977.
 Roberts, 1553-54.
 Rochebrune, 1259.
 Roche Latrille, 725.
 Rodríguez, 1678.
 Rogers, 1679.
 Rohl, 1555.
 Rojas, 1680.
 Romaña, 1556-57.
 Roth, J., 555.
 Roth, S., 978-80, 1144, 1260-71.
 Rousseau, 1272.
 Rousson, 1828.
 Rovereto, 1273-74.
 Rudolph, 556.
 Rumbold, 139, 1558-59.
 Russel, 269.
 Russel, W. H. 381.
 Saavedra, 1495.
 Sacc, 1681.
 Salazar, 270.
 Salcedo, 1682-83.
 Salfeld, 1275.
 Salinas-Lozada, 1579 x.
 Salter, 1276.
 Sánchez, 1462.
 Sandberger, 557-60, 1331.
 Sanjinez, 1560.
 San Román, 140-42, 726, 981, 1463.
 Santelices, 727.
 Sapper, 1803-04.
 Schaller, 1770.
 Scharff, 1921.
 Scharizer, 1771.
 Schiller, 982-83, 1607.
 Schlagintweit, 1277.
 Schmidt, 1772.
 Schneider, G. W. 1561-62.
 Schneider, J., 271-72, 382-83.
 Schulz, 1684.
 Schulze, 132-33, 561-62, 1773.
 Schwarze, 984.
 Schwarzenberg, 1774.
 Scott, 985, 1278-80.
 Scottsberg, 1829-30, 1898 f.
 Scrivenor, 986.
 Sefve, 1281, 1922.
 Seligmann, 563.
 Semper, 384-86.
 Señoret, 1464.
 Servat, 1685.
 Sharpe, 1213.
 Siemiratzki, 728-29.
 Sieveking, 387, 987.
 Sievers, 988-89.
 Silva, 143.
 Simonin, 144.
 Simmersbach, 1465.
 Sinclair, 1282-85.
 Singewald, 102, 145-46, 388, 1449-50, 1536-37, 1562-65, 1579 i, 1604, 1667, 1686-87.
 Smith, 564, 1286, 1466, 1775-78.
 Smith Woodward, 1338.
 Söhnlein, 1500, 1566-67.
 Solms-Laubach, 1287.
 Sommermeier, 1288.
 Sotomayor, 273.
 Sowerby, 1289-92.
 Spencer, 1765-68, 1779-81.
 Spieker, 1930 b.
 Stange, 640, 730-33.
 Stanton, 1293.
 Stapff, 641, 1805.
 Stappenbeck, 147, 990-92.
 Steffen, 148, 642-44, 734-50, 993, 1806-07, 1831-36.
 Stehn, 1923.
 Steinmann, 149-52, 851, 994-1006, 1294-1304, 1332, 1568-69, 1877, 1889-93.
 Stelzner, 153-55, 389, 565-66, 1007-08, 1570, 1782.
 Stempeli, 1305.
 Steiner, 1306.
 Stevanovic, 1783.
 Stewart, 390.
 Stoklasa, 1688, 1699e.
 Stolley, 1307.
 Strauss, 1467, 1571, 1689.
 Streng, 567.
 Strobel, 1009.

Stübel, 645-46.
 Stutzer 156.
 Stuvén, 157-61, 391 568, 1010, 1690.
 Sundt, F. A. 162-73, 392, 1468-69, 1572.
 Sundt, L. 174-80, 274, 393-99, 569-70, 1011-28
 1308, 1691, 1699 f, 1894-96.
 Szachnoja, 1309.
 Sznepka, 1579 f, 1579 g.

T

Tannhäuser. 571.
 Thadéeff, 411.
 Thiel, 181.
 Thomas, 1310.
 Thoms 400.
 Tietze, 1699 b.
 Tight, 1897.
 Tilmann, 1924.
 Toborffy, 1784.
 Tornero, 647.
 Tornquist, 1311.
 Toula, 1312.
 Tournouer. 1333, 1925.
 Tower, 1692.
 Tschermak, 572, 1785.
 Turner, 401.

U

Ugalde, 1693.
 Uhlig, 1313.
 Ulex, 1786.
 Ulrich, 1314.
 Ungemach, 1787.

V

Vadillo, 182.
 Valdés, 183-84.
 Varas, 185.
 Vargas, 402.
 Vásquez, 1661.
 Vattier, 186-94.
 Vaughan, 1898 a.
 Velain, 573.
 Velásquez, 1573-74.
 Venables, 1579 h.
 Vial, 403.
 Vicuña Mackenna, 195-98.
 Vidal Gormaz, 648, 751, 1029, 1898.
 Villanueva, 404.
 Vitriarius, 199, 200.
 Vogel, 649, 1808-09.

W

Wagenen. 1679.
 Wagner. 1030. 1837.
 Walker, 238, 1470, 1608, 1694.
 Walle, 1575.
 Ward, 574.
 Warren, 1756.
 Websky, 575.
 Weddel, 1576.
 Wehrli, 1031-34.
 Weinschenk, 1737, 1788.
 Weitz, 1695.
 Weller, 1315.
 Welter, 1316.
 Weltz, 201.
 Wendeborn, 202.
 Wendt, 203.
 Wepfer, 1577-78.
 Westman, 275, 276.
 Wetzel, 1696-97.
 Wharton, 752.
 Wheeler, 405.
 Whitehead, 1471, 1698.
 White, 1317, 1318, 1926.
 Wiener, 1579.
 Wilckens, 1035-37, 1145, 1302-03, 1319-21, 1346
 1927-28.
 Willems, 1828.
 Williams, 204, 406.
 Wilson, 753.
 Wiman, 1335.
 Windhausen, 1038-41, 1609.
 Witte, 1042.
 Wittich, 1699.
 Wolff, 576, 1043.
 Wood, 1322, 1929.
 Woods, 1898 a.
 Woodworth, 1044.
 Wulff, 1789.
 Wyman, 1323.

Y

Yeatman, 205, 1472-74.
 Yunge, 206.

Z

Zaracristi, 407.
 Zarco, 1496.
 Zegers, 277, 577, 1045-46.
 Zeiller, 1324-25. 1930.
 Ziegenspeck, 578.



EL ANTIMONIO (1)

POR

LUIS DE SILVA,

Inspector de Minas.

El antimonio por su brillo metálico y por las ligas que forma con otros metales, podría colocarse en el grupo de éstos; pero por sus propiedades específicas, tiene gran semejanza con el arsénico y con el fósforo, por lo cual se le considera como un metaloide. Es sólido, cristalino, de brillo metálico blanco; es atacable en frío por los halógenos: cloro, bromo, yodo, fluor, y por el oxígeno a una temperatura elevada; el ácido sulfúrico concentrado y el nítrico lo atacan fácilmente; el clorhídrico no lo ataca. Funde a 630° centígrados; es agrio y se pulveriza con facilidad. Su vapor, a 1640° , tiene la densidad correspondiente a la fórmula Sb_2 mientras que, a temperaturas inferiores, tiene la fórmula atómica Sb_4 .

YACIMIENTOS

Los minerales de antimonio se encuentran difundidos en gran número de localidades, pero siendo restringidas las aplicaciones de este metaloide, su explotación se ha visto confinada a pocos países cuyo número aumentó considerablemente durante la guerra mundial.

Según el eminente geólogo Mr. Waldemar Lindgren (Mineral De-

posits, 1919, pág. 501), la stibnita (Sb_2S_3) es el mineral más importante de antimonio; de su oxidación cerca de la superficie resultan varios óxidos de color amarillento o blanco, tales como la senamontita (Sb_2O_3), la cervantita (SbO_2) y la stibiconita ($H_2Sb_2O_5$). La stibnita ocurre en muchos depósitos como mineral accidental, especialmente en minerales de mercurio; pero es el mineral dominante y característico en las vetas de stibnita en donde la matriz es de cuarzo, y se asocia con pequeñas cantidades de otros sulfuros, tales como la arsenopirita, rejalgar, pirita, blenda y rara vez la jamesonita y los sulfoantimoniuros análogos. Tales minerales contienen a veces oro y con frecuencia se ha notado la asociación de la stibnita en las vetas de oro-cuarzo. Es desventajosa la presencia del arsénico y del cobre en un mineral del que se trata de obtener antimonio puro.

Otras fuentes de producción de antimonio son las vetas y depósitos de sustitución que contienen principalmente galena, pero asociada con tetrahedrita y más rara vez con jamesonita, bournonita, Lou-langerita y otros sulfoantimoniuros. Como regla general, estos depósitos están relacionados con rocas intrusivas, y el poco antimonio que contienen se recupera en las

(1) Del Boletín Minero de Méjico, Junio de 1926.

fundiciones, bajo la forma de plomo antimonial. Bajo esta forma se recupera en Méjico el antimonio contenido en ciertas especies de plata, como la pirargirita, la estefanita, polibasita y otras y en las de cobre como la tetrahedrita; las de plata en los minerales ricos y en los concentrados de muchas plantas de cianuración, se remiten para su tratamiento a las fundiciones del país.

Los minerales oxidados de antimonio comprenden la cervantita (SbO_2) senarmontita (Sb_2O_3); las oxisales como la binheimita ($Pb_3Sb_2O_8 \cdot H_2O$) y la stibconita ($H_2Sb_2O_5$) finalmente muchos sulfoantimoniuros de plata de los cuales la estefanita y la polibasita son los más importantes.

El antimonio es considerablemente menos móvil que el arsénico, y como sus sales se hidrolizan en el agua, resulta una fuerte tendencia a formar óxidos insolubles de color blanco o amarillento; la stibnita se transforma con frecuencia en estos óxidos, y una vez formados difícilmente emigran en el depósito. Cuando el plomo está presente, como a menudo sucede, probablemente se desarrollan compuestos insolubles como la bindheimita.

No se conoce la presencia del antimonio en depósitos de origen magmático, y es raro en los metamórficos de contacto.

ANTIMONIO EN VETAS

Las vetas de stibnita son comunes, pero rara vez son ricas; su formación es en parte superficial, pero muchos depósitos de esta clase tienen un origen de mayor profundidad.

Ocurren relacionadas con rocas intrusivas, metamórficas o sedimentarias.

Vetas relacionadas con rocas ígneas intrusivas. — Richard Beck (*The Nature of Ore Deposits.*— Traducción al inglés por W. Harvey Wedd, pág. 335), coloca las vetas de antimonio en el grupo de las vetas de cuarzo aurífero, considerando aquéllas como el tipo más pobre en oro del grupo, pues no se explotan por oro sino por antimonio. La matriz dominante es el cuarzo, con alguna calcita. Generalmente la stibnita aparece intercalada en la matriz; rara vez ocurre en masas compactas o cristalizadas formando casi todo el llenamiento de la veta, o concentradas en clavos. El mismo autor cita los siguientes ejemplos que se enumeran en seguida alternando con otros ejemplos tomados de la obra citada del señor Lindgren:

Este último autor menciona las vetas de stibnita cruzando corrientes de rhyolita o de basalto en Nevada Occidental, E. U. A.; su matriz es cuarzosa de grano fino; el sulfuro de antimonio cristaliza en bellos cristales prismáticos o aciculares, con frecuencia asociados con pirita, blenda y arsenopirita; algunas veces también con arsenopirita y cinabrio. Estas vetas contienen un poco de plata y menos oro; su relación con las vetas de plata y oro propiamente dichas, se patentiza por la ocurrencia en una de ellas, en National, Nevada, de un clavo costable de oro en granos gruesos, de la variedad electro.

En la Francia central, se encuentran depósitos en el contacto entre granito y gneiss en Montignat (Allier) en Villerange, en la vacía gris del Clum (piso inferior del pe-

riodo carbonífero), al Sur de Ivrieux. En Montignat se encuentra la stibnita acompañada de arsenopirita en vetillas de cuarzo formando stockwerk en diques de aplita (Beck).

Se conocen depósitos semejantes a estos últimos, en Australia: en el río Macleay, Australia del Sur; en el arroyo Donovan y en el Yarra Superior, cerca del Sumburg, Victoria; y en el Distrito de Hillgrove en Nueva Gales del Sur (Beck).

Lindgren cita las vetas cuarzosas del Condado de Kern., de Cal., E. U. A., que contienen oro y añade que la stibnita es frecuente en Alaska y generalmente se encuentra en las vetas cuarcíferas de oro. A. H. Brooks, que enumera 67 casos, piensa que la stibnita puede haberse depositado en las vetas preexistentes durante una mineralización posterior.

Vetas relacionadas con rocas metamórficas.—En Bomsdorf y Wolfsgalgen, cerca de Sheleiz, los esquistos paleozoicos están cruzados por vetas que contienen stibnita, y en menor cantidad blenda, pyrophilita y hierro espático. Estas vetas han sido explotadas con actividad, especialmente en la mina de Halber Mond Bomsdorf, a mediados del siglo pasado.

En Hungría se extrae todavía (1909) antimonio de las vetas de las montañas de Rechmitz, Eisenburgo. Algunas de estas vetas se han podido seguir en una longitud de tres kilómetros, cortando esquistos cristalinos. Según Schmidt, las vetas son especialmente ricas cuando arman en pizarras cloriticas o grafiticas. El llenamiento consiste en cuarzo, espato calizo y stibnita, con stibiconita y pirita. Las masas de mineral de antimonio al-

canzan un espesor de 2 a 50 centímetros; los esquistos grafiticos de los respaldos, en un espesor de 3 a 4 metros, están impregnados de stibnita, pirita y cinabrio al grado de resultar costeable su explotación. Esta pirita contiene 0.0021% de oro.

Otras vetas de stibnita, con matriz de cuarzo y calcita y también con algo de jamesonita, blenda y pirita aurífera han sido trabajadas entre Aranydka y Rosenau, en la Alta Hungría.

En Portugal existen ricas vetas de stibnita trabajadas hasta hace poco tiempo, a 40 kilómetros al Este de Oporto, en el Moinho de Ygreja y en San Pedro da Cova, que cruzan esquistos paleozoicos.

En Francia, según Fuchs y Delaunay, hay importantes vetas de antimonio: las minas agotadas de Nades en el Borbonesado arman en mica-pizarra. Ocurren en gran número en la pizarra grisácea o anfibólica en Freycinet y en muchos lugares de los departamentos de Puy de Dome, Chantal y Alto Loira, que todavía se trabajan con actividad. El cuarzo es la matriz dominante en esas vetas, asociado con algo de calcita y de barita en Balbose (Ardeche).

Según K. Yamada, las vetas de antimonio son especialmente abundantes en la isla de Shikoku, Japón; no son éstas de grande espesor y ocurren generalmente en esquistos y otras rocas paleozoicas. El cuarzo es la única matriz por lo común, y la stibnita está, a veces, asociada con la pirita. La mina más grande y afamada es la de Itschinokawa, en Shikoku, la cual produce grandes cristales de stibnita; la roca encajante es un esquisto sericítico, impregnado de pirita cerca de la

veta; se conocen cuatro filones oriente-poniente, tres de los cuales buzan 80° al sur, y el otro 25° en la misma dirección, siendo esta última la que contiene cristales hasta de medio metro de longitud. La matriz es de cuarzo con poca caliza; la estructura del llenamiento es en bandas simétricas con dusas que contienen los grandes cristales. En la mina Nakasa, el mineral contiene oro; en las demás nó. El Distrito de Itschinokawa produjo en 1897, 799 toneladas de sulfuro de antimonio y 84 toneladas de antimonio refinado. Los ejemplos que preceden de vetas relacionadas con rocas metamórficas están tomados de la obra citada de R. Beck.

Vetas relacionadas con rocas sedimentarias.—Lindgren menciona ciertos depósitos en Alaska que siguen la estratificación muy inclinada de las pizarras y areniscas carboníferas.

El notable depósito de Pereta en el sur de Toscana, Italia, según Coquand y Toso, consiste en cuarzo brecciado, intercalado hacia el Norte en pizarras calizas del Eoceno, mientras que hacia el Sur corta las areniscas del Mioceno. En la parte norte del crestón ocurren emanaciones de hidrógeno sulfurado. La stibnita se presenta en el cuarzo bajo la forma de vetillas y de bolsones, a veces de gran tamaño. El azufre se asocia con ella habiéndose extraído grandes cantidades de él en la parte norte del yacimiento, lugar en el que suele verse el cuarzo azufrífero recubierto con una incrustación de stibnita salpicada a su vez de pequeños cristales y de acumulaciones de azufre. Las calizas eocenas, en el contacto con el depósito, se ven cruzadas por vetillas de cuarzo y ampliamente me-

tamorfoseadas en yeso y alunita (Beck).

En la isla de Borneo, en su parte septentrional, existen las vetas de Tambusan y Taguú, en el Distrito de Sarahuac. Estas vetas arman en calizas y pizarras; contienen stibnita, minerales oxidados de antimonio y como una rareza, antimonio nativo; la matriz es cuarzosa. La producción de Borneo ha sido de importancia y la explotación del antimonio en esta isla se practica todavía en la actualidad (Beck).

Como ejemplos de vetas de esta clase citaré los siguientes que se presentan en el territorio nacional:

Según un artículo de E. T. Cox, de Tucson, Ariz., publicado en "The American Journal of Science and Arts", 1880, se encuentra un yacimiento en el Distrito de Altar, Son., a 48 kilómetros del Golfo de California y cerca de la frontera mejicana con el Estado de Arizona. El aspecto geológico de la región donde abunda el mineral de antimonio, es semejante al del Estado norteamericano mencionado: las montañas forman cadenas estrechas y de corta extensión, que, en su mayoría, corren de norte a sur; sus cumbres son, a veces, accidentadas y otras suavemente redondeadas, según la naturaleza de las rocas de que están formadas. Alternando con dichas cadenas se ven algunas planicies formadas por la sedimentación de los acarreos de las eminencias próximas y de un material tan desintegrado y poroso, que el agua de las escasas lluvias se resume dejando la tierra árida y seca. Hasta donde se ha podido reconocer el orden geológico de las formaciones que constituyen las cadenas montañosas, se encuen-

tra primero el granito, blanqueado en algunos lugares por caliza sub-carbonífera, tan cristalina que se borran en ella todas trazas de fósiles. Irguiéndose después de cortar esta formación, se encuentran rocas intrusivas que forman los picos y las crestas de los cerros; estas intrusivas son pórfidos, basaltos, dioritas y traquitas.

En las inmediaciones de las minas de antimonio, la roca es cuarcita o caliza; los filones tienen de 4 a 20 pies de potencia (1.22 a 6.10 mts.); los trabajos de explotación, llevados hasta una profundidad de 6 a 9 metros solamente, indican que el llenamiento de las fracturas fué completo, de uno a otro respaldo, con óxido de antimonio casi puro y notablemente uniforme en su aspecto. La dirección de estos filones es casi de norte a sur; el manteo es fuerte y hacia el Este.

La extensión del terreno en que se encuentran estos filones puede considerarse como de 5 a 6 millas de largo (8 k. a 9.6 k.) por media milla (800 mts.) o más de ancho.

Para explotar estos criaderos se formó una compañía en Boston, Mass., (año de 1880) que controlaba nueve minas, cada una de las cuales correspondía a una pertenencia de 800 por 200 mts. En tres de estas minas el crestón de óxido de antimonio macizo sobresale claramente de la superficie del terreno y puede seguirse por centenares de pies a lo largo de las pertenencias.

Como se dijo antes, el mineral, hasta donde se ha descubierto con las obras someras antedichas, es óxido de antimonio casi puro, siendo de sílice la poca matriz que lo acompaña. Los ensayos por vía seca acusan el 60 y el 70% de antimonio puro, y se estimó que el fi-

lón en masa contiene por término medio el 50%.

Puede suceder que a la profundidad los óxidos cedan su puesto a los sulfuros, pero hasta la fecha (1880) no hay el menor indicio de este cambio.

El profesor S. P. Sharples, de Boston, ha dado la siguiente descripción del mineral de este criadero: color variable desde casi blanco hasta pardo obscuro. Peso específico, en uno de los ejemplares más puros: 5.07.—Contenía 5% de agua, 75% de antimonio. Esta composición y peso específico se aproximan mucho a los de la estibiconita.

El profesor Dana, en los análisis de la estibiconita, coloca al lado de la de otras localidades la siguiente: "3. Sonora: gravedad específica, 5.07.—Oxígeno, 20; antimonio, 75; agua, 5%" (A Syst of Min. pág. 203). Sigue diciendo el profesor Sharples que el mineral es muy poco soluble en los ácidos clorhídrico o nítrico y aún en el agua regia. La fusión con bisulfato de sodio solamente lo reduce en parte, pero se reduce fácil y prontamente en un crisol de platino, con el carbonato de sodio. Este óxido de antimonio (la estibiconita) se ha encontrado hasta ahora solamente en la forma de pegaduras sobre otros minerales de antimonio y ha sido difícil aislar ejemplares de él, aún del peso de unos cuantos gramos. El mineral no se reduce fácilmente al soplete, pero sí con mucha facilidad al crisol, por el carbón pulverizado o por el cianuro de potasio, produciendo botones de antimonio **Star**.

El señor Cox termina su artículo en términos entusiastas, augurando trastornos en el precio del antimonio por causa de la producción que se esperaba de este criadero del

Distrito de Altar, pero el señor W. P. Blake, en un artículo publicado en el "Mineral Resources of the United States", edición de 1883 y 1884, pág. 645, dice: "Hace algunos años se encontraron varios crestones muy notables de óxido blanco de antimonio cerca de la frontera del Estado de Arizona, y en la proximidad del Golfo de California, en Sonora. El mineral en masa, casi puro y asociado con cuarzo y minerales de plata, producía excelente metal de antimonio. Se formó una compañía para explotarlo estableciendo una planta de reducción en Oakland; se extrajo cierta cantidad de mineral y se produjeron algunos centenares de libras de metal; pero las numerosas dificultades que se encontraron y el contenido variable del mineral, juntamente con el costo elevado de explotación y de transporte, condujeron al abandono de la empresa. A medida que las excavaciones se profundizaron, la ley de plata aumentó hasta hacer pensar que, probablemente, el antimonio era un derivado de la descomposición del mineral de plata antimonial. Algunos bloques de mineral remitidos a San Francisco, presentaban pegaduras delgadas de cloruro de plata en las juntas de la piedra. La cantidad de mineral de antimonio disminuyó a la profundidad gradualmente, a medida que el óxido era reemplazado por minerales inoxidados.

Otro ejemplo del efecto de las aguas meteóricas oxidantes sobre un yacimiento de sulfuro de antimonio, que puede clasificarse en el grupo de vetas de antimonio con matriz de cuarzo relacionadas con rocas metamórficas, es el que ocurre en el Estado de San Luis Po-

tosí, a 16 kilómetros al poniente del Mineral de Charcas, donde existen varias vetas pequeñas que cruzan la roca caliza. Según un artículo publicado por W. E. Fard y W. M. Bradley, en "The American Journal of Science and Arts", Vol. 34, en la mayor parte de los casos los cristales prismáticos de mineral de antimonio afectan la forma de la estibnita por pseudomorfosis, pues se componen de óxido hidratado de antimonio, formando totalmente el cuerpo de la veta, cruzándola de uno a otro respaldo; aunque en los lugares en que las vetas se ensanchan, los cristales se encuentran mejor definidos en las cavidades o drusas resultantes.

Se hicieron dos análisis completos y uno parcial de una muestra formada por fragmentos pequeños de cristales, con el resultado siguiente:

	I	II	III	Prom.
Sb ₂ O ₃	85.43	85.64	—	85.53
CaO	9.64	9.69	9.81	9.71
H ₂ O	4.84	4.83	4.73	4.80
	<hr/>	<hr/>		<hr/>
	99.91	100.16		100.04

En los análisis I y II se determinó el agua por la pérdida de peso que resultó de la calcinación, y en el III se determinó directamente.

Estos análisis acusan relaciones moleculares completamente definidas, pero la fórmula que de ellos se deriva resulta completamente inusitada y del todo diferente a la de cualquier compuesto conocido de antimonio. Se pensó, por tanto, que las relaciones obtenidas podrían ser accidentales y se hizo otro análisis para resolver este punto. La segunda muestra se tomó del ex-

tremo inferior de un cristal y el resultado fué como sigue:

Sb ₂ O ₃	90.43
CaO	7.36
H ₂ O	7.83

De la divergencia de resultados se llegó a la conclusión de que el mineral no es un compuesto definido".

Esto dice el articulista, pero en mi concepto, el mineral de que se trata parece ser el resultado de la alteración de la estibnita primaria por la oxidación debida a la acción de las aguas descendentes de origen meteórico, transformándose el sulfuro en óxido hidratado, o estibiconita, pero conservando la forma cristalográfica del mineral primario; la oxidación pudo ser más o menos avanzada y esta circunstancia explica la diferencia de composición que aparece de los análisis practicados sobre dos muestras diferentes. Es de hacerse la misma observación respecto a lo que dice el profesor Sharples hablando del criadero de Altar, del cual, según la descripción que de él hace, sólo conoció la zona de oxidación, y también sobre lo que dice de la estibiconita que solamente se ha encontrado en la forma de pegaduras sobre otros minerales de antimonio, pues tales pegaduras son el resultado de la oxidación superficial de la estibnita.

ANTIMONIO EN MANTOS

Pueden citarse:

El depósito de Casparizeche, en Westfalia, asociado a los estratos superiores del "Culm" (carbonífe-

ro inferior) en el flanco oriental del anticlinal de Arnsberg, que presenta numerosos pliegues menores en ambos flancos y, además, muchas fallas en todas direcciones que interrumpen la continuidad de los estratos. Las capas del Culm, ordinariamente de color claro y de consistencia firme, se oscurecen y se vuelven desmoronadizas en los lugares en que ocurre el mineral de antimonio. En el flanco sud oriental del anticlinal se conocen cinco capas o mantos metalíferos en el espesor de los cuales se encuentra el mineral en bolsones diseminados y sin correspondencia alguna los de uno y otro manto.

El depósito antimonial de Nuttlar, en la mina Passauf (Westfalia), ocurre en una serie de areniscas estériles, entre las cuales hay tres capas de pizarras silicosas y de arcilla, conteniendo bolsones de estibnita, y de ocre antimonial cerca del afloramiento. Richard Beck considera muy probable que este depósito y el anterior sean epigenéticos.

Los depósitos de antimonio de Sidi-Rgheiss, situados en la región sudoccidental de la provincia de Constantina, en Algeria, han sido trabajados en Sempsa y en Djebel-Hamimat. Se encuentran en pizarras y areniscas del Neocomiano inferior formando masas muy irregulares, pero siempre paralelas a la estratificación general. El mineral es un óxido compacto de antimonio, sin matriz; aunque a veces se encuentran variedades cristalizadas como los hermosos cristales de senarmontita que se ven en las colecciones europeas.

En varias minas pequeñas cerca de Kostainik, Serbia, se han traba-

jado depósitos estratiformes de antimonio que yacen superpuestos a estratos de caliza y subordinados a pizarras arcillosas, estando siempre relacionados dichos depósitos con traquitas intrusivas, que se presentan bajo la forma de capas (sills), o de apófisis que, a veces, siguen los planos de estratificación y en otras ocasiones los cortan. Los depósitos consisten en mantos de cuarzo conteniendo estibnita, que en la profundidad de la superficie aparece convertida en ocre antimoniales. A veces el mineral cuarzoso aparece brecciado y recimentado con cuarzo y espatocalizo; en estos casos suelen encontrarse drusas tapizadas de cristales de cuarzo, salpicados ellos mismos de pequeños cristales de azufre nativo y de senarmontita (Beck).

En los Estados Unidos de América ocurre un depósito notable en forma de manto en Iron Creek, en la porción sur del Estado de Utah; el mineral impregna una capa de arenisca que descansa sobre otra de roca caliza; la estibnita, muy pura, se presenta en capas de cristalización radiada y de un espesor desde media hasta 30 pulgadas, no habiendo ningún otro mineral metalífero asociado. Se considera este depósito como una impregnación de la capa porosa de arenisca por las aguas mineralizantes, semejante a la deposición de estibnita que actualmente se verifica en las gravas aluviales de Steamboat, Spring, Nevada (Beck).

ANTIMONIO EN MASAS

En los mantos antimoníferos de Kostanik, que acaban de citarse, sucede que en algunos lugares inferiores, como en la mina Zavorie

III, la capa cuarzo-antimonial invade las capas inferiores de la caliza extendiéndose en forma irregular para constituir masas de origen metasomático (Beck).

En Italia, una serie de depósitos de antimonio en masas se encuentra en la Toscana, en el límite de las calizas "Réticas" y las pizarras permianas; lo mismo que en Rosia, cerca de Siena; en Orbetello de la provincia de Grosseto y en otros lugares. En Rosia la matriz es, a veces, de calcita y en ocasiones de cuarzo; la roca encajante se encuentra silicificada y la estibnita forma grupos de bellos cristales cubiertos superficialmente de ocre de antimonio y salpicados de cristalitos menudos de azufre nativo y de valentinita.

Pueden mencionarse también los depósitos de antimonio en masa de la mina Su Suergio, cerca de Villasalto, en Cerdeña, que encajan en pizarras carbonosas del Devónico.

CRIADEROS DE OTROS METALES EN QUE EL ANTIMONIO SE PRESENTA COMO VALOR DE IMPORTANCIA SECUNDARIA.

Vetas de cuarzo aurífero conteniendo antimonio.—R. Beck, en la clasificación que hace de los depósitos minerales, establece el grupo de: "Vetas de cuarzo aurífero", y subordinado a éste, un subgrupo, formado por las vetas de cuarzo aurífero antimoniosas. En esta clase de yacimientos la estibnita se asocia al oro reemplazando a la pirita de hierro como mineral característico; como minerales accesorios ocurren la arsenopirita, algo de pirita, rara vez galena, blenda y

chalcopirita; la matriz cuarzosa puede contener algo de calcita; el mismo autor menciona los siguientes ejemplos:

El yacimiento de Schonberg y Mileschau, en Bohemia Central, descrito por F. Posepny, donde una masa de granito intrusivo entre los esquistos, está cruzada por algunos diques porfiríticos acompañados por las vetas de cuarzo con algo de calcita, conteniendo estibnita y de 100 a 130 gramos de oro por cada tonelada de dicho sulfuro, contiene también arsenopirita, pirita y oro nativo en escamas o diseminado en el cuarzo. La estibnita con frecuencia forma la mayor parte del llenamiento, encontrándose a veces masas de este mineral hasta de un metro de espesor. En Mileschau se explotó el oro con gran éxito desde el siglo XIV, pero recientemente la explotación ha sido por antimonio. Sin embargo, incidentalmente se produjo en 1898, la cantidad de 253.3 toneladas de cuarzo aurífero y 180.4 toneladas de concentrados de piritas auríferas; además de 661.5 toneladas de mineral de antimonio.

Otro caso típico ocurre, según Von Cotta, en Magurka, Hungría, en la vertiente norte de la cadena granítica de 1,200 a 1,800 metros de altitud que separa a Liptau del Condado de Sohl. El granito está atravesado por vetas de cuarzo con potencia, desde algunos centímetros hasta cuatro metros; contienen estibnita y oro nativo, y como minerales asociados, galena, blenda, pirita, chalcopirita, calcita y dolomía. Ordinariamente el cuarzo se encuentra hacia los respaldos y la estibnita en la parte media de las vetas.

Las vetas del Distrito de Bran-

drolz, cerca de Goldcronach, en el Fichtelgebirge, encajan en esquistos sericíticos del Cambriano; estas vetas son de cuarzo, conteniendo en menor cantidad dolomía, más rara vez calcita y, en ocasiones, barita. Como minerales metalescos ofrecen: estibnita, piritas auro-argentíferas, oro nativo y arsenopirita, con muy poca galena, blenda, antimonio nativo, ocre de antimonio, estibiconita, jamesonita y bournonita. Los minerales útiles están, a veces, finamente diseminados en el cuarzo. Las vetas se ciñen con frecuencia reduciéndose a simples relices de paredes silicificadas e impregnadas de arsenopirita y pirita. La industria minera en esta localidad data del siglo XIV, habiéndose reanudado en 1800 bajo la dirección del Barón Alejandro von Humboldt cuando el Principado de Bayreuth pasó a formar parte del Reino de Prusia; pero la minoría volvió a paralizarse en 1861.

Vetas de esta misma clase ocurren también en ciertos lugares de Australia, en el Distrito aurífero de Selati y en la cadena montañosa de Murchison en el Transvaal.

LOCALIDADES MEJICANAS EN QUE SE ENCUENTRA EL ANTIMONIO.

En Méjico es muy frecuente el antimonio asociado a los minerales de plata, de plomo o de cobre, al grado de que la producción actual en el país, que no es insignificante, consiste principalmente en el antimonio que contienen los plomos o los mates cupríferos que producen las fundiciones de aquellos metales, y sólo cuando el precio es elevado, como sucede en la actuali-

dad, contribuyen a la producción los minerales especiales de antimonio.

METALURGIA DEL ANTIMONIO

El antimonio del comercio se obtiene generalmente de la estibnita: la simple fusión de este mineral por el carbón produce el antimonio crudo con el cual se elaboran el antimonio metálico y los productos farmacéuticos derivados del mismo.

Esta fusión preliminar es una verdadera licuación porque las matrices no se funden y sólo pasa al estado líquido el sulfuro de antimonio en virtud de que la estibnita funde a una temperatura relativamente baja, la del rojo sombrío. El antimonio crudo, que también se designa llamándolo simplemente "Crudo" es, pues, un sulfuro purificado; las matrices que se le han separado y que contienen algo de sulfuro, se llaman "residuos de licuación". El "Crudo" es un producto que encuentra demanda en el comercio, pero si se trata de obtener antimonio puro comercial, enton-

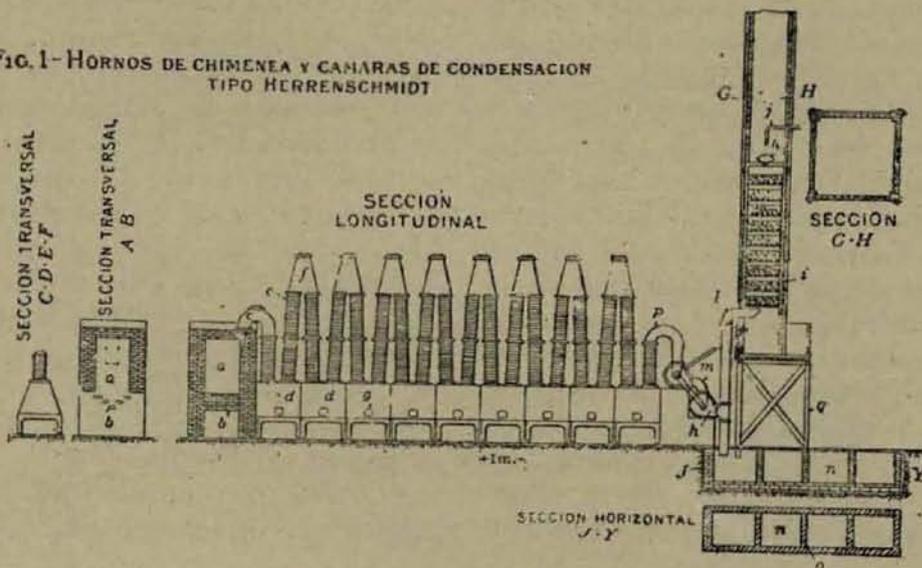
ces se somete dicho "Crudo" o bien estibnitas de alto contenido de antimonio a una reverberación en donde se transforma en oxi-sulfuro o "vidrio de antimonio", el cual se tritura y se mezcla con cantidades convenientes de carbonato de sodio y de carbón; se funde en crisoles o en hornos de reducción, obteniéndose antimonio metálico impuro que se llama "régulo de antimonio" y resulta una escoria alcalina que contiene algo de óxido y de sulfuro de antimonio y puede utilizarse en la preparación del kermes (1). Los residuos de licuación se sujetan también a este tratamiento cuando su ley de antimonio es elevada.

La reducción del sulfuro de antimonio por medio del hierro como fundente, método que se llama de precipitación, da por resultado un antimonio que contiene algo de hierro que perjudica su calidad; además, ese procedimiento es más costoso y por eso no se aplica con frecuencia.

(1) N. de la R.—El kermes es un polvo gris-rojizo, suave al tacto y que consiste esencialmente de $Sb_2 S_3$, (preparado).

Al estado nativo se llama kermesita.

FIG. 1—HORNO DE CHIMENEA Y CÁMARAS DE CONDENSACION TIPO HERRENSCHMIDT



Los minerales oxidados de antimonio se reducen por el mismo procedimiento que los oxisulfuros que provienen de la reverberación de la estibnita.

El régulo se somete a una refinación para obtener antimonio puro comercial que alcanza una ley de 98 a 99%; por este procedimiento se elimina el azufre, arsénico, cobre y fierro por medio de fusiones en que se emplean agentes de oxidación, sulfuración y escorificación.

No siendo posible separar económicamente el plomo del antimonio, es necesario escoger desde el principio minerales exentos de plomo para obtener antimonio puro.

En los Estados Unidos, la práctica común de tratamiento del mineral de antimonio consiste en fundirlo en hornos de cuba. El mineral es importado y consiste en estibnitas ricas y sulfuros pobres procedentes de los Estados occidentales de Méjico. El método empleado por la International Lead Refining C.^o de East, Chicago, probablemente es el más moderno; (su producto era antes plomo antimonial) el mineral se trataba en hornos de cuba consistiendo la carga en una mezcla de minerales sulfurados y oxidados, conteniendo los primeros del 20 al 60% de antimonio y de 6 a 45% de sílice; y los segundos de 20 a 40% de antimonio y de 10 a 45% de sílice. A esta mezcla se añadían ligas viejas y subproductos de refinación del plomo para proveer la cantidad necesaria de este metal.

Los minerales argentíferos se trataban en un horno especial, pasando la plata en parte a las matas y el resto a las barras de plomo, y el antimonio quedaba en la escoria, que era refundida en el horno

de cuba, resultando plomo antimonial, lo mismo que en la fundición directa de los minerales especiales de antimonio.

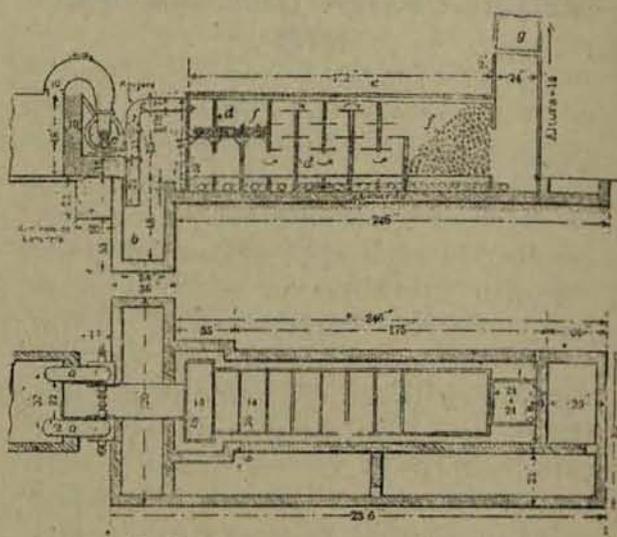


FIG. 2.—CAMARAS DE CONDENSACION POR MEDIO DEL AGUA.

La carga de los hornos era de 3,000 a 3,500 libras con un 13% de coke; la presión del aire en las toveras era de 10 a 12 onzas por pulgada cuadrada. La producción de plomo antimonial era de 30 a 35 toneladas por día en la fundición de que se trata.

El profesor D. J. Demorest, de la Universidad de Ohio, practicó en 1917 una investigación sobre la producción de antimonio electrolítico; su método estaba fundado en la propiedad de la estibnita de ser soluble fácilmente en una solución de sosa cáustica o de sulfuro de sodio, especialmente en caliente; y consistía el procedimiento en lixiviar el mineral en un tanque por medio de una solución de sosa cáustica al 8% que pasaba luego a un tanque electrolítico donde se depositaba el antimonio. Dicho profesor encontró que empleando una corriente eléctrica de siete amperes

por pie cuadrado a una tensión de 2.7 volts, podía obtenerse un depósito muy puro y coherente de antimonio en un electrólito circulante, debiendo usarse electrodos de hierro con el cátodo perforado. La solución debe renovarse cuando se ha obtenido una libra de antimonio por cada libra de sosa cáustica, a fin de evitar la acumulación de trisulfato de sodio en la solución, el cual reduce el poder disolvente del electrólito. La regeneración de éste puede efectuarse evaporando la solución de sequedad por medio del vapor de descarga de alguna máquina, reverberando luego el residuo hasta expeler la mitad del azufre y reduciendo el producto a sulfuro de sodio, por el carbón; dicho sulfuro puede volverse al electrólito en circulación. Puede ser de interés mencionar que una planta de Arkansas ha producido algún antimonio electrolítico. Las plantas de tratamiento de minerales de antimonio en el año de 1919 se enumeran en el "Mineral Industry, Vol. XXVIII.—1919.

Productores de plomo antimonial:

Metals Refining C.^o, Hammond, Ind.

Hoty Metal C.^o, Saint Louis, Mo.

International Lead Refining C.^o, Chicago, Ill.

Pennsylvania Smelting C.^o, Pittsburgh, Pa.

Balbach Smelting & Refining C.^o, Newark, N. J.

United States Metal Refining C.^o, Grasselli, Ind.

En Francia, el tratamiento de minerales oxidados de antimonio, procedentes de Argelia, alcanzó algún desarrollo bajo lineamientos semejantes a los de los Estados Unidos; fué emprendido por algunas fundiciones de plomo del Loire Superior en donde los minerales se reducían directamente en hornos de chaqueta, con la adición de flujos adecuados. Este procedimiento hizo posible el empleo de minerales antimoniosos de hierro y de varios subproductos antimoniales. La capacidad de estas factorías durante la guerra mundial era de 300 toneladas diarias de antimonio. (Loc. cit.)

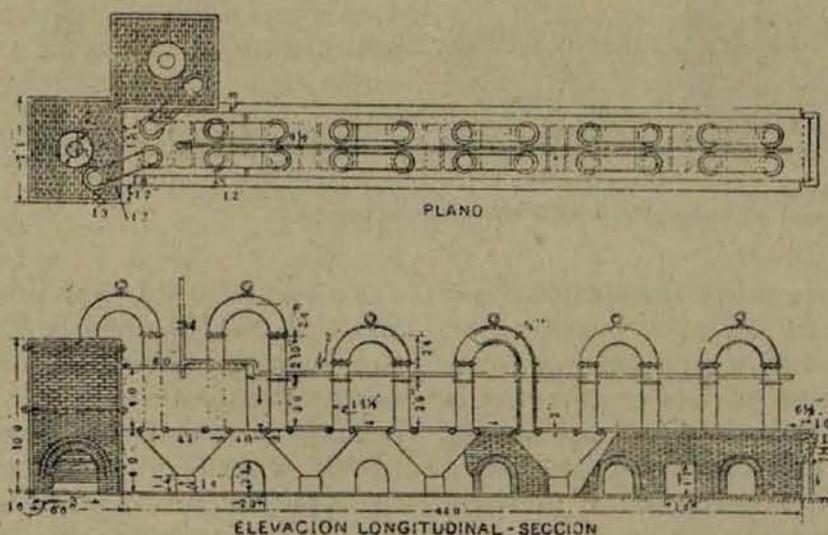


FIG. 3.—HORNO DE CHIMENEA Y CAMARAS DE CONDENSACION—LOONG KEE SMELTING WORKS.

En Méjico la compañía The Republican Mining & Metal C.^o Ltd. tiene una fundición de antimonio en las cercanías de Wadley, S. L. P. y durante la Guerra beneficiaba 6,000 toneladas anuales de mineral con leyes de 17 a 32% de antimonio, principalmente en la forma de óxidos. Hay un horno de fundición con capacidad de 20 toneladas diarias, dos hornos de reverbero y uno de afinación. Los minerales que se trataban procedían de las minas de su propiedad que posee todavía en la Municipalidad de Catorce, Estado de San Luis Potosí, en Bernal, Estado de Querétaro; en Zacatecas y en Pachuca; el flete le costaba a razón de \$ 7.00 por tonelada para las minas de Catorce, \$ 12.00 para las de Querétaro, \$ 17.00 para las de Zacatecas y \$ 31.00 para las de Pachuca. Además de los óxidos

La Compañía Minera y Fundidora Internacional, S. A., República de Chile 82, Méjico, D. F., es mejicana, tienen una fundición de antimonio cerca de la ciudad de San Luis Potosí, con la cual se comunica por tranvía eléctrico y con la línea del ferrocarril por medio de un escape. Cuenta con minas en Charcas y Wadley de San Luis Potosí y en Vizarrón, del Estado de Querétaro. El mineral es de senarmontita con 25% de antimonio. En un horno de fundición de 20 toneladas diarias de capacidad se trataba este mineral usando el coke como combustible y agente reductor; el lecho de fusión se forma con el mineral mezclado con cal y pedacería de fierro como fundente. El producto es un mate antimonioso de 88%, que se exporta a los Estados Unidos.

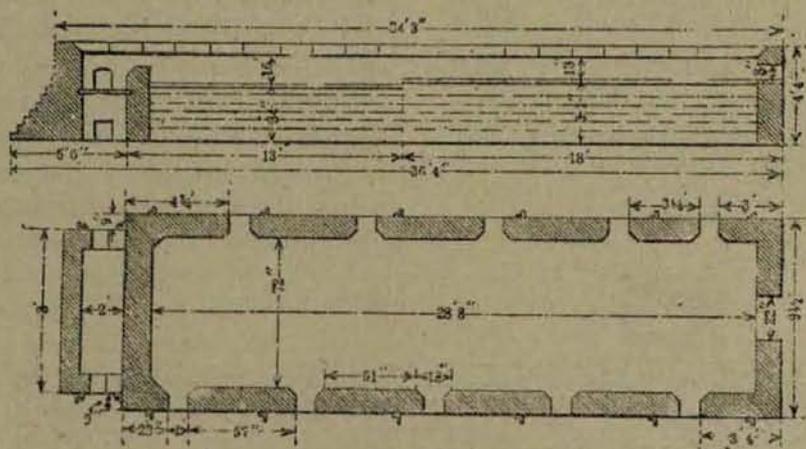


FIG. 4.—HORNO DE REVERBERO.

(senarmontita) los minerales contienen algo de sulfuros (estibnita). El producto definitivo del horno de afinación eran barras o marquetas de 99.2% de metal fino, que se exportaban a los Estados Unidos o a Inglaterra. En 1918, esta factoría ocupaba 13 empleados y 200 operarios.

El Gerente de esta planta era en 1918 el Sr. Mauricio V. Sanders; fué visitada oficialmente en Febrero de dicho año, época en que el trabajo estaba en suspenso por falta de carros de ferrocarril para transportar sus minerales. El trabajo era intermitente, por lo común, y en los períodos de actividad

se ocupaban 26 personas entre empleados y obreros.

Estas dos negociaciones paralizaron sus actividades al terminar la gran Guerra, durante la cual tuvo mucha demanda el antimonio; desde entonces cesó en Méjico la producción de antimonio impuro o en masas; la producción en los años posteriores ha sido en la forma de plomos antimoniales o en la de minerales de otros metales conteniendo algo de antimonio.

Siendo la China el país más importante desde el punto de vista de la industria del antimonio, a continuación inserto un artículo publicado en "The Transactions of American Institute of Mining Engineers", año de 1919, pág. 3, en el que se describen los procedimientos metalúrgicos empleados en la República asiática.

PRACTICA DE LA FUNDICION DEL ANTIMONIO EN CHINA, POR CHUNG YU WANG, E. M. A. M. HANKOW, CHINA

Introducción:

La China marcha actualmente a la cabeza en la producción mundial de antimonio, habiendo contribuido durante los últimos años con algo más del 60% de la producción total del globo. La historia de la industria del antimonio en China data de antes de 1897, cuando la Tai Sing C.^o se formó mediante contrato con el Bureau de Minas de Hunan, para el tratamiento del mineral para obtener antimonio crudo; y en 1908 se formó la compañía Wah Chan Mining & Smelting C.^o para fundir y refinar el crudo produciendo régulo. El autor fué entonces solicitado para encargarse de

la erección y gerencia de esta primera planta en China, de producción de régulo, y desde entonces ha permanecido en contacto más o menos íntimo con la industria del antimonio en este país. El presente artículo contiene los resultados de muchos años de experiencia con la Wa Chang Mining & Smelting C.^o, en Changsha; la Pao Tai Mining & Smelting C.^o de Wuchow; la Loong Kee Smelting Works y la Too Cheng Smelting C.^o de Hankow; y también las informaciones recogidas de varias otras plantas pequeñas, diseminadas en diferentes lugares de las provincias de Hunan, Hupeh, Kwangsi y Kwangtung.

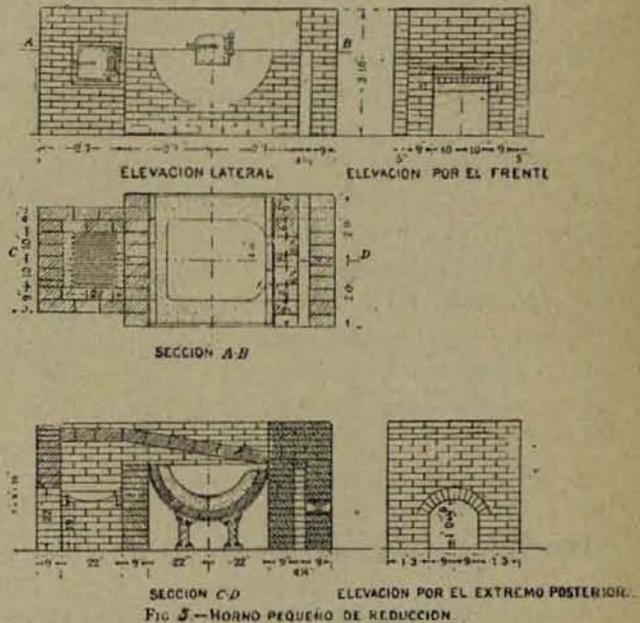


FIG. 3.—HORNO PEQUEÑO DE REDUCCION.

Puede tenerse una idea de la importancia creciente de la producción de régulo en China, por el hecho de que en un período de ocho años la exportación de régulo de Hunan solamente, subió de 3 toneladas en 1908 a 6,000 en 1915. Podría obtenerse fácilmente una producción de 23,000 toneladas anua-

recta del crudo o del mineral rico con producción de régulo.

La figura 5 representa un tipo de horno de reducción empleado en la mayor parte de las fundiciones pequeñas. Este horno tiene un fondo de hierro fundido.

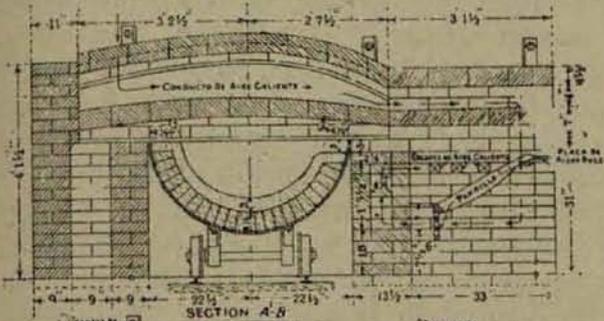


FIG. 6.—HORNO PEQUEÑO DE REDUCCION CON FONDO MOVIL.

La figura 6 muestra un horno semejante al de la figura 5, pero en este caso el fondo de hierro fundido está montado sobre ruedas facilitando el retirarlo de cuando en cuando para su reparación, y también hay la diferencia de que el aire caliente del conducto que pasa sobre la cubierta puede ser dirigido a la parrilla inclinada produciendo una combustión parcial del gas. Este tipo se estableció en la fundición de To-Cheng.

Métodos de fundición.

A.—TRATAMIENTO DE MINERALES POBRES CON 20 A 35% DE ANTIMONIO.—El procedimiento de sublimación por reverbero se adopta siempre en el

tratamiento de estos minerales para reducirlos a trióxido volátil, en hornos de dimensiones como las de las figuras 1 y 3; condensando el trióxido en cámaras de diferentes formas:

La Wah Chang Mining & Smelting C.^o practica el reverberado por sublimación en hornos de chimenea. La carga consiste en una mezcla de 100 libras (45.3 k.) de mineral de un tamaño entre el de un maní y el de un puño y 15% de carbón vegetal. Se hacen aproximadamente dos cargas por hora en cada horno, según las condiciones de éstos, es decir: si se ve que hay fusión parcial del mineral dentro del horno, debe disminuirse la carga antes de introducir otra nueva. Si la carga se compone de residuos de licuación, el carbón de la mezcla debe llegar al 20% si la materia es gruesa, y al 24% si es fina. El tiempo que transcurre de una a otra carga es de 35 minutos para cargas

de 50 libras; así la carga total para cada horno en 24 horas, es de 2,240 libras con mineral del tamaño de un maní o más fino; pero cuando es del tamaño del de una castaña hasta el de un puño, las cargas con el mismo intervalo de 35 minutos, se componen de 80 a 90 libras del residuo y 20 a 22% de carbón, haciendo de este modo una carga total diaria de 3,000 libras para cada horno. La escoria resulta generalmente con 3,5% de antimonio cuando se trata mineral de 4,5% y cuando se funden residuos. El rendimiento medio de cada horno de chimenea en 24 horas, tratándose de mineral con cerca de 25% de antimonio, con una carga total de 3,480 libras, se manifiesta en el cuadro siguiente:

CUADRO N.º 2. Trióxido Sb_2O_3 .

De las cámaras de condensación ..	1000 lbs. (453. k.)
Del tanque de agua, sobre un 20% del trióxido de las cámaras. . .	200 .. (90.6 k.)
Del tubo o cañón principal de 128 metros de largo, 2% del de cá- maras y cañón.	24 .. (10.9 k.)
	1224 lbs. (554.5 k.)

Teóricamente el trióxido debería contener 83.3% de antimonio, pero como siempre está contaminado con azufre y otras impurezas, resulta generalmente de 80.5% de manera que el por ciento de pérdida de antimonio, es:

$$100 \times \frac{(0.25 \times 4480) - (1224 \times 0.805)}{(0.25 \times 4480)} = 12.5$$

aproximadamente.

Cada horno necesita dos operarios por turno de doce horas.

La reducción del trióxido hasta la forma de régulo se hace en un horno que puede fundir dos cargas en 24 horas, con la siguiente composición:

Trióxido, Sb_2O_3	3,000 lbs. (1,359 k.)
Carbón de madera.	600 lbs. (282 k.)
Carbonato de sosa.	150 lbs. (70.5 k.)

Estos ingredientes se mezclan muy bien antes de cargarlos. El rendimiento de régulo en 24 horas es de 4,100 a 4,300 libras para 6,000 de trióxido, o sea el 70% sin contar lo que se recupera de los fondos de los hornos, de los polvos de chimenea, de las escorias y de las espumas, todo lo cual puede ascender por lo menos a un cinco por ciento del régulo producido, o al 3½% con relación al trióxido tratado; de donde resulta que la extracción definitiva es de 73.5% y la pérdida alcanza al 7%, considerando la ley del trióxido, de 80.5% de antimonio. Resumiendo, tenemos

una pérdida total de 19% en todo el tratamiento desde el mineral hasta obtener el régulo.

El consumo de carbón mineral es de 0.55 toneladas por cada tonelada de régulo. La duración de los fondos de horno es de 12 semanas, aunque un fondo bien construido puede durar 4 ó 5 meses. Se emplean dos operarios para cada turno de doce horas y por cada horno.

La Loong Kee Smelting Works practica la sublimación en un horno de chimenea como el que se ve en la figura 5; tiene una capacidad de cerca de 3,000 libras (1,360 k.) de residuos de licuación en 24 horas, con un consumo de 20% de carbón de piedra quemado, que se recoge en el horno de reducción, o bien 15% de coke. La práctica común es de separar lo fino de lo grueso para tratarlos separadamente. Además de las cámaras habituales de condensación, hay detrás de cada horno un cañón principal de 4,517 pies (1,375 mts.) de longitud, al cual conectan los extremos de todas las cámaras, y que conducen finalmente a una serie de sacos alargados que tienen una longitud, agregada en conjunto, de 435.75 pies (147.30 metros). El área total de paredes del cañón, que es de ladrillo, es de 104,395 pies cuadrados, (9,702 mts. cuadrados); y la de los sacos es de 2,012 pies cuadrados (188 mts. cuadrados). Las cantidades de trióxido de antimonio que se recogen en las diferentes partes de todo el aparato de condensación, están en la relación siguiente: cámaras, 1.65; cañón principal, 1; y sacos, 0.09.

Como en los hornos se tratan residuos de licuación de muchas y diferentes leyes, y lo mismo sucede con los minerales, (las escorias del residuo podrían volverse a tratar

libras (906 k.) en 24 horas, con un consumo de 700 libras (317 k.) de carbón de piedra; se necesitan dos operarios para cada turno de doce horas.

El tetraóxido resultante se mezcla con 6% de carbonato de sosa y 20% de carbón vegetal y se carga en el horno de reducción de la misma manera que para fundir el trióxido. Se dice que por este sistema es posible una extracción de 63 a 65%.

El horno de reverbero que se usa en la Pao Tai Mining & Smelting C.^o está representado en la figura 6; en él se pueden tratar 1,975 libras (895 k.) de crudo en 24 horas, con un consumo de 755 libras (342 k.) de carbón de piedra. Dos hombres se requieren para cada horno y turno de doce horas. El crudo reverberado, esto es, el tetraóxido, después de haber sido mezclado con 15% de carbón vegetal y 5% de carbonato de sosa, se carga en el horno de reducción representado en la figura 7, que requiere cerca de 1,300 libras (589 k.) de leña como combustible, y dos hombres para el trabajo de 24 horas. Cada carga contiene 300 libras (136 k.) de tetraóxido y necesita de 6 a 7 horas de tratamiento. Por razón de la mala calidad del crudo empleado, el rendimiento medio de crudo a régulo es de 57.68% incluyendo la recuperación de polvos del cañón de humos y de las espumas. El tratamiento de mineral rico es exactamente el mismo que para el crudo, excepto que en proporción se necesita más sosa y menos carbón vegetal para la mezcla, y que el combustible que se consume por cada tonelada tratada es en mayor cantidad, pues se requiere más calor para la fusión de las matrices silíceas y arcillosas.

La Loong Kee Smelting Works

es la única planta en China en la cual se funde el crudo para obtener directamente el régulo. Cada horno puede fundir tres cargas de 200 libras (90.6 k.) de crudo en 24 horas, con dos operarios para su servicio. Cada carga contiene los siguientes ingredientes: 200 libras de crudo mezclado con 20 libras (9.1 k.) de carbón vegetal que se cargan previamente en el horno; después, sobre esta carga, se extienden 100 libras (45.3 k.) de sosa, y encima de ella 88 libras (39.6 k.) de viruta de fierro, siendo preferible la viruta de lámina. El régulo que se obtiene de esta manera tiene que ser refundido con un poco de crudo para purificarlo del fierro que pueda contener, y que, a veces, llega a un 9%.

Puede fundirse de este modo cualquiera clase de mineral, en cuanto a su ley de antimonio, pero solamente con el aumento proporcional de sosa y la disminución correspondiente de viruta de fierro, a medida que el mineral es más pobre; pero debe llegar un límite en que resulte prohibitivo este tratamiento, por razón de la cantidad de sosa requerida y del combustible consumido. Un caso excepcional hubo en esta planta en la fundición directa de residuos de licuación ricos, conteniendo de 25 a 30% de antimonio, cuando el régulo se cotizó a 45 centavos de dólar la libra, en 1915. En este caso, la carga fué como sigue:

Residuos de licuación	250 libras (113.3 k.)
Carbón mineral suave, de buena clase	20 .. (9.1 k.)
Viruta de lámina de fierro	20 .. (9.1 k.)
Sulfuro de fierro (subproducto procedente de cargas precedentes)	10 .. (4.5 k.)
Sosa (carbonato)	60 .. (27.2 k.)

El tiempo necesario para fundir esta mezcla es, aproximadamente,

de nueve horas y media, con una producción de 46 libras (20.8 k.) de régulo.

Oxido natural	100 libras	(45.3 k.)
Carbón	9 ..	(4.1 k.)
Sulfuro de fierro	5 ..	(2.3 k.)
Sosa	30 ..	(13.6 k.)

C. — TRATAMIENTO DEL OXIDO NATURAL. — El óxido natural de antimonio se encuentra principalmente en cierta localidad del Distrito de Sin Hua, en Hunan, pero se encuentra también, aunque en pequeña cantidad, en la provincia de Kwangsi. Su producción ha ido decreciendo gradualmente, de manera que ha ido perdiendo su importancia como recurso de mineral de antimonio, y sólo en cantidad muy limitada se funde ahora en las pequeñas fundiciones de Changsha. La ley media del antimonio del mineral escogido a mano, y que puede tratarse con provecho, es de 30 a 50%. Su tratamiento en la Loong Kee Smelting Works, es como sigue, teniendo la carga la composición siguiente:

Oxido natural	100 libras	(45.3 k.)
Sosa	10 ..	(4.5 k.)
Carbón vegetal	13 ..	(5.9 k.)

Por supuesto que la cantidad de carbonato de sosa y de carbón aumenta o disminuye en proporción de lo que baja la ley del mineral tratado y viceversa. El consumo de combustible es elevado generalmente, siendo de cerca de cinco toneladas por cada tonelada de régulo que se obtiene para esta ley particular de antimonio, con una extracción de 33%.

En algunos casos, cuando hay sulfuro de antimonio mezclado al óxido de una manera tan íntima que sea imposible su separación a mano, se adoptan las siguientes proporciones para la carga:

D.—DISCUSION SOBRE EL USO DE UNA "COUVERTURE".—Como todo el mundo sabe, el comercio siempre exige buen antimonio "Star" con estructura helechiforme (fern-like), en la superficie de fractura del régulo, antes de aceptarlo. La apariencia de tal estructura no indica la pureza relativa del régulo, sino que es solamente el resultado de su enfriamiento bajo una cubierta formada con una mezcla bien preparada. A falta de la palabra adecuada en inglés, la llamaré por la equivalente en francés, "Couverture", cuyo punto de fusión es más bajo que el del antimonio, el cual funde a 630° centígrados. Por supuesto, cuando el régulo contiene impurezas como el azufre, arsénico, plomo o fierro, en cantidad apreciable, la superficie lo indica por manchas, por una apariencia plomosa o por el aspecto mal definido de la estructura helechiforme. Por otra parte, yo he visto muchas lajas de régulo con impurezas en cantidad mayor que la admitida por los compradores que, sin embargo, presentan el aspecto brillante y bien definida estructura de un régulo bien refinado. Ahora, puesto que el comprador exige tal adorno inútil en el régulo tiene que pagarlo, porque su costo por tonelada de régulo llega de \$ 10.00 a \$ 60.00 en moneda mejicana, según la cotización del compuesto antimonial que se emplea para la couverture. Yo he ensayado y trabajado las diferentes mezclas para preparar la couverture, expresadas en la tabla 3, que han sido adoptadas, unas veces una y otras otra en las

diferentes fundiciones de China, según las condiciones locales.

de martillo de la barra después del enfriamiento, es menor que el peso

TABLA 3.—MEZCLAS PARA COUVERTURE.

		I	II	III	IV	V
Crudo de superior calidad..	Sb_2S_3	15	15	2.2	4½	7
Tetraóxido de crudo bien reverberado.. . .	Sb_2O_4	24	24	13.2	—	—
Trióxido..	Sb_2O_3	—	—	—	20	18
Potasa..	K_2CO_3	10	11	7.5	—	—
Ceniza de sosa..	Na_2CO_3	1	3	—	5	4
Carbón vegetal..	C.	1¼	1¼	5.7	½	½

El procedimiento adecuado para cargar cualquiera de las mezclas expresadas es como sigue: El compuesto después de mezclado perfectamente se carga inmediatamente en el horno de reducción, después de terminar el espumado; se cierran las puertas y se mantiene un fuerte fuego; tan pronto como se advierte que la mezcla (couverture) está fundida completamente, se comienza a sacar con el cucharón el material fundido; cada cucharada se sumerge en el metal fundido, y al sacarla extrae cierta cantidad de couverture fundida, la cual, al verterla junto con el metal en un molde caliente, cubre completamente a éste por todos lados. El cuchareo debe hacerse rápidamente para llenar cada molde; cuatro o cinco cucharadas se necesitan para cada barra (slab) de régulo, según el tamaño del cucharón que se emplea. El espesor de la couverture solidificada, varía de uno a dos milímetros, por todos lados, excepto en la parte superior, donde tiene de 5 a 7 milímetros. La cantidad de couverture que se requiere para cada carga varía de un sexto a un cuarto del peso del régulo producido. Es notable que generalmente el peso de couverture que se desprende a golpes

original de la mezcla empleada, en una tercera parte debido parcialmente a la volatilización y también a que sirve de fundente en el ataque del fuego a las paredes del horno. La couverture desprendida puede volver a usarse una segunda y una tercera vez, con la adición, a veces, de un poco de sosa; hasta que está de tal modo contaminada de impurezas que ya no puede producir buenos stars de antimonio. Entonces la couverture gastada se mezcla con la carga ordinaria de tetraóxido o de trióxido y se calcula como una cantidad equivalente de la sosa que se requiere para la carga. Respecto a esto mismo, la práctica de Loong Kee y de Pao Tai debe mencionarse. La fundición Loong Kee emplea para cada 14 toneladas de régulo producido 1.14 toneladas de couverture, que contiene 1 tonelada de trióxido y 0.14 tonelada de sosa. La de Pao Tai usa una tonelada de couverture, con 7 partes de crudo, 14 de tetraóxido, ½ parte de ceniza de sosa y ½ de carbón vegetal, para cada 14½ toneladas de régulo por producir.

E. — DISCUSION GENERAL SOBRE LA FUNDICION.—Prácticamente todos los hornos de chi-

menea, mencionados para el procedimiento de volatilización o sublimación, son del mismo tipo, sin contar pequeñas diferencias de detalle, como la forma de las parrillas y el tamaño. El mineral ideal para el tratamiento en tales hornos, es el que contiene de 15 a 25% de antimonio; el mineral que contenga sobre 40% se volatilizaría parcialmente, y en parte se licuaría, y la parte licuada del producto se combinaría con el trióxido volatilizado, formando un oxisulfuro, comúnmente conocido con el nombre de vidrio de antimonio que causa el vidriado de la zona inferior del horno; aún con mineral de 30 a 35% de antimonio, algún vidriado se produciría obligando a mantener el horno a una temperatura más elevada de lo que se requiere para mineral más pobre. De donde resulta la paradoja: mientras más rico es el mineral, mayor porcentaje de coke se requiere para la carga. Es posible sublimar un mineral de cerca de 20%, con 4 a 6% de carbón, manteniendo la temperatura al rojo sombrío. Por otra parte, con residuos de licuación que ensayan de 15 a 25%, el problema es diferente; entonces tenemos un material que afloja a un calor rojo sombrío muy bajo, y atasca parcialmente el horno, impidiendo el libre paso del aire hacia arriba. Para evitar este inconveniente, algunas plantas usan un tiro forzado, mientras que otras emplean un exceso de coke que llega a un 30 ó 50% de la carga, aumentando así los intersticios de ésta. Se puede muy bien conocer cuando el horno está atascado o cuando el ventilador de succión está ahogado por el trióxido, especialmente si se introduce agua en él, al observar la apa-

riencia de un tinte rojizo en los humos de trióxido que se desprenden, los cuales deben ser blancos cuando el horno trabaja en condiciones normales. Una explicación plausible de ese tinte rojizo se encuentra en la formación de los compuestos: Sb_2S_2O ; $Sb_2O_3 \cdot 2Sb_2S_3$; $Sb_2O_3 \cdot 2Sb_2S_3 \cdot 4H_2O$; o bien: $Sb_2S_3 \cdot 2H_2O$. Algunas partículas de sulfuro, por falta de oxígeno libre, pueden volatilizarse sin alteración química, a temperaturas superiores a 550° Cent. y arrastrando la humedad del mineral formarían un sulfuro hidratado, que es de color rojo. Otro hecho que parece corroborar esa explicación, es que siempre que se pone en marcha un horno nuevo, o que ha permanecido en reposo por algún tiempo, el humo de trióxido frecuentemente se colora de rojo al principio y continúa de este modo hasta que el horno toma su marcha normal. La explicación en este caso es la humedad del horno mismo, que es arrastrada por el sulfuro volatilizado, y forma el mencionado sulfuro hidratado de color rojo.

En cuanto a las diferentes formas de las cámaras de condensación, no hay suficientes datos para decidir en definitiva cuál es la mejor. Pero es obvio que los complicados sistemas de tubos o cañones y de sacos de la Loong Kee Smelting Works deben recoger mayor cantidad de trióxido sublimado, que en otras plantas donde no se cuenta con semejante equipo.

Es sorprendente la relativa pequeñez de los hornos de reverbero adaptados para la reducción y fundición del óxido o del crudo; algunas de las razones que pueden aducirse para semejante práctica son las siguientes:

1. Facilidad para extraer el metal junto con la couverture por medio de los cucharones.

2. Mayor rendimiento de los operarios fundidores.

3. Bajo costo de instalación y de las reparaciones.

Indudablemente en estos hornos tan pequeños, el consumo de combustible es elevado relativamente; pero, sin embargo, todavía es dudoso si, en vista de las razones precedentes está justificada la instalación de hornos de reducción más grandes que los de la Wash Chang Works, ya descritos.

En cuanto a los flujos para fundir el trióxido y tetraóxido, desde el punto de vista de la obtención de porcentajes más altos de extracción, menor consumo de carbón mineral y mayor baratura de tratamiento, el mejor fundente es la ceniza de sosa; esto se patentiza por el cuadro 4 y es también mi convicción personal.

Hankow, antes de la Guerra mundial.

En una ocasión, hacia el final de 1915, cuando la sosa era tan escasa que alcanzó el precio de \$ 450.00 por tonelada, se hicieron varios experimentos con otros flujos más baratos, como la sal común, la potasa y la sal de Glauber, pero invariablemente los resultados fueron deficientes. Entre los muchos experimentos hechos, el cuadro 5 muestra la cantidad proporcional de diferentes flujos empleados para fundir el trióxido.

Usando cargas formadas con sulfuros y óxidos, bien sea el trióxido o el tetraóxido, según las composiciones dadas por Herrenschildt, Peletan o Basse, no he obtenido sino resultados deficientes. No debe sorprender que haya sido así, si se tiene presente que químicamente el sulfuro y el óxido de antimonio no se descomponen mutuamente, sino que se combinan para

CUADRO N.º 4.—FLUJOS PARA LA FUNDICION DE ANTIMONIO.

FLUJOS.	Fórmula.	Peso Molecular.	Poder Fundente relativo.	Temp. de Fusión. Grd. Cent.	Precio por Ton.	Precio de Cantidades Equivalentes.
Ceniza de sosa.	Na_2CO_3	106	1.00	920	\$ 84	\$ 84
Sal común.	Na_2Cl_2	117	0.91	960	140	154
Potasa.	K_2CO_3	138	0.77	1,150	177	152
Sal de Glauber.	Na_2SO_4	322	0.33	1,280	45	135
.	$10\text{H}_2\text{O}$					

Las temperaturas de fusión de este cuadro están tomadas de las tablas físico-químicas de J. Castell-Evans.

El precio por tonelada es en

formar el compuesto que se conoce bajo el nombre de vidrio de antimonio, que es irreductible por el carbón.

CUADRO N.º 5.—CANTIDADES DE FLUJOS REQUERIDOS

	I.	II.	III.	IV.
Trióxido de antimonio	250.0	250.0	250.0	250.0
Sosa (carbonato)	6.5
Sal de Glauber	8.0	3.0
Potasa, (carbonato)	9.5	3.0	19.0
Sal de Glauber	6.0	37.5
Carbón vegetal	37.5	37.5	37.5	37.5

Costo de fundición.

Daré a continuación dos estados detallados de costos, uno antes de la Guerra y el otro durante ella, para mostrar la diferencia en el costo del tratamiento según resultó éste afectado por el precio de los implementos usados.

En la Pao Tai Mining & Smelting C.º, en 1911, fué el costo de materiales y mano de obra, como sigue:

Mano de obra general por turno de doce horas,	
jornal	\$ 0.233
Obreros de los hornos, por turno y por persona	0.25
Carbón mineral, la tonelada	11.20
Leña, las cien libras	0.30
Carbón vegetal, las cien libras	1.00
Carbonato de sosa, las cien libras	4.00

Las cifras del cuadro precedente, lo mismo que las de los que siguen, expresan cantidades en moneda mejicana de plata.

El costo de los materiales y de mano de obra, por unidad, en la Loong Kee Smelting Works, en el año 1915, fué como sigue:

Carbón mineral, por libra	\$ 0.0046
Carbón vegetal, por libra	0.017
Carbonato de sosa, por libra	0.03
Coke, por libra	0.007
Viruta de hojalata, por libra	0.013
Trióxido de antimonio, por libra	0.013
Trióxido de antimonio, por libra	0.25
Mano de obra, jornada individual de doce horas	0.40

CUADRO N.º 6.—COSTO DE TRATAMIENTO POR TONELADA DE REGULO

Obtenido del tratamiento de:	Crudo	Mineral de Hongkong de cerca de 34%.
Quebrado	\$ 2.52	\$ 4.68
Quebrado del óxido	0.39	0.52
Mano de obra general	0.31	0.14
Mano de obra en los hornos de reverbero	5.87	4.23
Carbón mineral, reverberos	11.45	10.05
Mano de obra, hornos de reducción	1.83	3.42
Leña, hornos de reducción	13.47	26.69
Carbón mineral, hornos de reducción	0.60	1.30
Mano de obra, mezcla de las cargas	0.36	0.54
Carbón en las cargas	2.26	3.24
Carbonato de sosa en las cargas	7.85	17.86
Mano de obra, miscelánea	0.20
Couverture	6.53	10.05
SUMAS	\$ 53.44	\$ 82.92
Mas: limpias y empaques	\$ 5.95	
Herramientas	1.64	
Reparaciones	1.80	
TOTAL	\$ 62.83	\$ 92.31

CUADRO N.º 7.—COSTO DE TRATAMIENTO POR TONELADA DE REGULO

	Residuos de licuación. Subl. Proc.	Fundición directa de crudo.	Óxido natural 33% de extracción.	Óxido natural 14% de extracción.	Fundición directa de estibnita rica, 40% extracción.
Procedimientos de sublimación.					
Planta de fuerza motriz	\$ 17.70				
Operarios de los hornos	15.00				
Acarreos y mezclado	7.06				
Mano de obra en general, acarreo de cargas y descargas	2.81				
Coke	31.25				
Horno de reducción:					
Sosa, carbón, etc., por carga	17.00	\$ 80.00	\$ 43.00	\$ 139.20	\$ 100.00
Carbón mineral	21.00	25.00	54.00	200.00	45.00
Operarios de los hornos	2.69	6.60	8.00	15.00	6.00
Otros trabajos varios	0.15	0.20	0.50	1.50	0.40
Trituración del óxido	9.00	21.00
Cajas, mezcla de las cargas para el horno de reducción y limpia del régulo \$	8.60				
Couverture	60.00	68.60	68.60	68.60	68.60
TOTAL	\$ 183.17	\$ 180.40	\$ 183.10	\$ 445.30	\$ 220.00

Algunas sugerencias del autor para el mejoramiento futuro del tratamiento de minerales de antimonio.

Debido a la falta de capital y de coordinación y cooperación mutua entre los fundidores así como a la política poco previsora de los directores de las diferentes compañías, no ha habido ningún progreso notable en la metalurgia del antimonio en China. Evidentemente la línea de progreso futuro debe radicar en la tendencia a eliminar las fuertes pérdidas que ocasiona la volatilización del metal en las distintas fases del tratamiento. Para no exagerar, suponiendo que la pérdida total sea de un 20%, sobre una producción anual de 20,000 toneladas de régulo, dicha pérdida llegaría a la cifra de 4,000 toneladas de este producto que, al precio corriente en Hankow, de \$ 300.00 la tonelada, resulta la enorme pérdida de \$ 1,200,000 para esta industria cada año. No creo que se pueda eliminar del todo semejante pérdida, pero sí que adoptando algunas de las proposiciones que se ex-

presan más adelante, se podría hacer bajar la pérdida a un 10% o tal vez a menos, realizando de este modo una economía anual de \$ 600,000.00 por lo menos, que remuneraría las inversiones que se hicieran para implantar dichas mejoras.

Mis proposiciones son:

A.—Adopción de un reverbero mecánico, del tipo de Herreshoff o del Wedge, para reverberar crudo o el mineral rico.

B.—Adopción de un tipo especial de reverbero para el procedimiento de licuación.

C.—Adopción del gas como combustible para el horno de reducción.

D.—Adopción del procedimiento Cottrell de precipitación eléctrica para los humos.

E.—Investigación de la posibilidad de fundir por electricidad el óxido o el mineral.

F.—Experimentación para determinar si es posible recobrar el azufre de los humos, mediante el procedimiento thiógeno, sugerido por el Prof. Young.

(Concluirá).



LA ENERGIA ELECTRICA EN SUIZA (1)

El último "Boletín Mensual de la Sociedad de Bancos Suizos", da importantes precisiones acerca de la industria de energía eléctrica en Suiza. La producción de energía hidráulica ha pasado de 526,000 H. P., en 1914, a 1.850,000 H. P., actualmente; se están equipando usinas para una fuerza de 280,000 H. P., y los proyectos en estudio prevén la instalación de más o menos 1.000,000 H. P.

Esta energía se reparte como sigue entre los diversos productores (cifras de 1925):

	H.P.	%
Empresas privadas.. . . .	850,000	46
„ cantonales o mixtas.	483,000	26
„ comunales.	322,000	17
„ de los FF. CC. Federados.. . . .	195,000	11
Total.	1.850,000	100

La energía instalada correspondía en 1913, a 0,23 H. P., por habitante, y a fines de 1925, a 0,47 H. P.

El consumo de energía en 1924, o sea, 3,465 millones de Kw. hora (las cifras de 1925 no están todavía conocidas), estaba repartida como sigue:

	Millones de Kw.	%
Luz, fuerza, calentamiento.. . .	1,988	57,4
Electroquímica y electrometalurgia	570	16,5
Exportaciones	567	16,3
Tracción ferroviaria	340	9,8
Total	3,465	100

El último grupo ha consumido, en 1924, 60 millones de Kw. más que en 1923; los FF. CC. sólo absorben la mitad de la energía empleada a la tracción.

La exportación de energía eléctrica ha sufrido una leve reducción del porcentaje del total (17% en 1923), pero es superior en 46 millones de kw. hora a la de 1923. En 1925 ha ascendido a 655 millones de kw. hora.

Esta exportación ha sido vivamente criticada en Suiza algunos años atrás, considerándola como una prima a la competencia extranjera (el precio por mayor de la corriente, vendida al extranjero, es inferior al precio del consumo interior) y aún un peligro para la neutralidad del país. Una ley federal del 22 de Diciembre de 1916 reserva al Consejo Federal únicamente el derecho de autorizar la exportación de energía sobre preaviso de los gobiernos cantonales, y obliga a las usinas a restringir la exportación en caso de penuria al interior.

En 1925, la energía máxima, cuya venta al extranjero ha sido autorizada, ha alcanzado a 398,642 kw. h.

Francia	206,529 kw. h.
Italia	83,993 „
Alemania	38,128 „
Austria	70,000 „
Total	398,642

La venta de los 655 millones de kw. h. en 1925, ha producido una entrada de 13.600,009 de francos suizos.

El conjunto de los capitales invertidos en la industria eléctrica es ava-

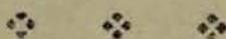
(1) De la "Revue Industrielle de Charleroi", del 17 de Septiembre de 1926.

luado en 1925, en 1.600,000 de francos; en 1905 alcanzaba solamente a 265.585,000 francos; el aumento ha sido de 502% en término medio por año.

Después de los ferrocarriles, cuyo capital de establecimiento representa más o menos 3,500.000,000 de francos, son las empresas eléctricas que

han necesitado las inversiones más considerables.

Los productos de explotación de estas empresas han alcanzado en 1925, a 200.000,000 de francos; los gastos a 90.000,000, y el excedente a 110 millones. El coeficiente de explotación, desde algunos años, parece estabilizarse más o menos a 45%.



EL TRUST DEL HIERRO EN EL RUHR

POR

ARTURO LORCA,

Cónsul General de Chile en Alemania.

MINISTERIO
DE
RELACIONES EXTERIORES

Santiago, 27 de Octubre de 1926.

Tengo el agrado de remitir a Ud., adjunta, copia de un interesante informe del señor Cónsul General en Alemania sobre el trust del hierro en el Ruhr.

Saluda atentamente a Ud.

ANTONIO HUNEEUS.

Al señor Presidente de la Sociedad Nacional de Minería.

Hamburgo, 3 de Septiembre de 1926.

Sigue adelante en este país el movimiento de unión iniciado por la industria alemana, hace algunos años, no para conquistar mercados ni sostener competencia, como originalmente se hacía, sino que, como principal objetivo, para reducir el costo de producción y organizar las ventas de acuerdo con las necesidades efectivas del consumo mundial.

Esta ha sido la finalidad más importante que ha tenido en vista la industria para producir esas organizaciones gigantescas que fusionan todas las actividades de un mismo orden, con beneficios efectivos para ellas y el consumidor. El peligro del Trust o del Monopolio ha desaparecido casi

en absoluto con el acuerdo que, por mutua conveniencia, se establece, entre el productor y el consumidor, procurando, como es natural, un concierto de intereses que necesariamente benefician las entidades industriales.

Precisamente, ahora me es grato dar cuenta a U.S., porque lo estimo de interés para el país, que es un fuerte consumidor de la materia, la organización del gran Trust del Hierro en la Zona del Ruhr, iniciado hace poco, bajo el nombre de la "Vereinigte Stahlwerke A.-G." (Fábricas de acero reunidas).

Las Vereinigte Stahlwerke A.-G., con sede en Düsseldorf y Essen, que cuentan con las dos terceras partes de la producción de hierro y acero del mayor centro europeo productor de hierro, la cuenca del Ruhr, no tienen ahora, en la industria alemana, en cuanto a extensión y capital, otra empresa que las iguale. Con un capital en acciones de 800 millones de marcos, junto con 120 millones de marcos en cupones, las Vereinigte Stahlwerke A.-G. figuran al frente de todas las sociedades por acciones alemanas.

El trust se presenta, principalmente, como una unión horizontal, como un abarcamiento de las mismas escalas de producción, cuyo centro gravita en el beneficio del hierro y del acero. Cada una de las casas principales que pertenecen a los conciertos alemanes más importantes muestran en parte, como es natural, un fuerte avance en sentido vertical del carbón hasta el producto fabricado.

Los fundadores del trust son, por lo tanto, los siguientes: la Rhien-Elbe-Unión, la sociedad constituida por la fusión de la Gelsenkirchener Bergwerks A.-G. con la Deutsch-Luxemburger Bergwerks und Hütten A.-G. y con el Bochumer Verein für Bergbau und Gussfabrikation; el grupo Thyssen, el grupo Phönix A.-G. für Bergbau und Hüttenbetrieb y la Rheinische Stahlwerke A.-G.

Los tres más antiguos productores alemanes del hierro y del acero: Gute Hoffnungshütte, Krupp y Hoesch, no se han adherido aún al trust, habiendo quedado también alejado del mismo el muy importante Kloeckner-Konzern. Por otra parte, no es del todo imposible que la Unión del acero experimente al fin un ensanchamiento o bien que se forme junto a él un segundo trust.

El capital en acciones se divide como sigue, entre las firmas fundadoras:

	Porcentaje del capit. en acciones	Suma del capital en millones de marcos
Rhein-Elbe-Unión	39.5	316.0
de la cual pertenecen a:		
Gelsenkirch. Bergwerks A.-G.	15.1	120.8
Deutsch-Luxemb. Bergwerks- & Hütten A.-G.	15.1	120.8
Bochumer Verxein.	9.3	74.4
Thyssen Gruppe	26.0	208.0
Phönix Gruppe	26.0	208.0
del cual pertenecen a:		
Phönix A.-G.	23.65	189.2
v. d. Zypen-Wissen.	2.35	18.8
Rheinische Stahlwerke A.-G.	8.5	68.0
	<hr/>	<hr/>
	100	800

Las firmas fundadoras aportan sus fábricas, empresas y participaciones completas. Se da formación, por lo tanto, a un trust en su forma más pura, a la unión en uno de estos gigantescos centros de producción. Las casas primitivas persisten solamente para efectuar las liquidaciones de cada uno de los grupos. Una parte de sus minas de hulla no está comprendida en el trust, puesto que, además de esto, dispone de una base de carbón muy fuerte. No obstante, el trust controla cerca de 23% de la producción del sindicato alemán del carbón. Este tiene a su disposición no menos que 45 minas de hulla independientes. El Stahlverein posee 63 altos hornos, esto es, casi la tercera parte de todos los altos hornos alemanes (210), contando, además, con 32 hornos Thomas y Bessemer y 116 hornos Siemens Martín, los cuales pueden producir anualmente 7.76 millones de toneladas de acero. La participación del Stahlverein en las confederaciones de hierro alemanas importa más de 42%. La cantidad de empleados con que cuenta el trust es de 16,000 y la de obreros de 160,000, estando a la disposición del mismo 8 puertos de su propiedad.

Los productores del trust de acero son, además del carbón y sus derivados, en primera línea hierro, productos de acero, productos laminados, etc., así como también todos los productos acabados de la industria trabajadora del hierro, desde el remache hasta el mayor vapor. Las relaciones con el gran concierto de electricidad Siemens-Schuckert, tan íntimamente ligado hasta hoy con la Rhein-Elbe-Unión serán, en lo futuro, por lo que al nuevo trust se refiere, muy amistosas. El resumen técnico-económico de la producción total del trust, su distribución y racionalización

zación, representan un problema organizador del mayor estilo.

En éste se encuentran los fines principales de la unión. Cualquier inexperto no puede imaginarse la gran responsabilidad que esto representa. El Director General Dr. Vögler, presidente de la dirección de las Vereinigte Stahlwerke figura, desde hace muchos años, como una de las principales personalidades dentro de la industria de la cuenca del Ruhr.

El cambio de las numerosas fábricas requiere, como es natural, medios financieros muy crecidos. Estos tenían que procurarse, por de pronto, en los Estados Unidos de la América del Norte por valor de 60 millones de dólares; las negociaciones se habían cerrado ya; pero, a última hora, se interpusieron los grandes bancos alemanes y tomaron a su cargo la emisión en el mercado alemán de una parte de dicho empréstito por valor de 90 millones de marcos al 7%, mientras que 36 millones de marcos se colocaron en Holanda, Suecia y Suiza. Es un signo muy satisfactorio de la regeneración del mercado monetario alemán que el empréstito de 90 millones, colocado a principios del mes de Julio último, fuera cubierto en 5 minutos. La parte americana, por valor de 30 millones de dólares, colocada bajo la dirección de la razón social Lillon Read & C.^o, fué también cubierta varios días antes, en pocos minutos. Este resultado tan favorable del mayor empréstito industrial extranjero que jamás se haya colocado en los Estados Unidos, es la demostración más palpable de la confianza que América tiene en la economía alemana. El Stahlverein puede estar satisfecho del resultado de su empréstito.

Las Vereinigte Stahlwerke A.-G., después de haber subsistido antes por el plazo de un año aproximadamente

y con un capital de unos cuantos 10,000 marcos como una sociedad preparatoria de estudio, fué sacada de pila a principios del mes de Mayo, es decir, surtiendo efecto a partir del 1.^o de Abril. Sería, por lo tanto, anticiparse en dar un juicio de la manera cómo esta unión colosal se desarrollará dentro de la economía del hierro alemana e internacional. Importante será, no obstante, bosquejar las relaciones existentes dentro de la producción alemana e internacional del hierro, de las cuales ha surgido el trust de la cuenca del Ruhr.

Dentro de la producción mundial del hierro, Alemania ocupó nuevamente, en el año 1925, el segundo puesto, es decir, el mismo sitio que le correspondió antes de que los tratados de paz interrumpieran la economía del hierro y del acero del continente europeo y que Alemania se viese privada de dos quintas partes de su producción de hierro y acero en el Oeste y en la Alta Silesia.

La producción mundial de hierro en bruto no alcanzó en 1925 la del año 1913, elevándose a la suma de 75.189,000 toneladas brutas frente a 77.182,000 en el año 1913. La producción mundial de acero en bruto subió, por el contrario, de una manera muy considerable de 75.019,000 a 88.659,000 toneladas en el año 1925. Este aumento se debe principalmente al notable aumento de la producción norteamericana la cual, como ocurre también con el hierro, se consume casi completamente en el país mismo. Dentro de la producción europea del hierro y del acero, Alemania figura hoy nuevamente en primer lugar.

Tiene que tenerse, además, en cuenta, que la industria metalúrgica alemana se ha visto obligada a trabajar en el transcurso de estos últimos años con notables restricciones den-

tro de su actividad. De los 210 altos hornos existentes dentro de las fronteras alemanas, durante el último año, se encendieron sólo, por término medio, 100, siendo utilizada, por lo tanto, la productividad de la industria metalúrgica alemana en el año 1925 sólo en un 50% aproximadamente.

Al primer golpe de vista, este hecho aparecerá pasmoso. La producción alemana del hierro y del acero ha llegado a alcanzar hoy día un grado de productividad tal que supera en forma extraordinaria el consumo propio de hierro y de acero, bastante bajo, obligando a la exportación. La causa principal de este desarrollo estriba en que a las fábricas metalúrgicas alemanas, siguiendo durante los años de la inflación la ruta señalada por el valor real, no les quedó otra cosa que las indemnizaciones por las fábricas de hierro lorenenses perdidas y colocar de nuevo sus propios rendimientos en construcciones e instalaciones para el mejoramiento técnico de las fábricas. Por otra parte, los continuos antagonismos políticos y económicos existentes entre los países de la Entente después de la Guerra, han obligado a la industria alemana de productos acabados, altamente desarrollada, a atender a sus propias necesidades de hierro y acero en bruto.

A pesar de que la industria del hierro alemana pudo, durante el año 1925, solamente utilizar la mitad de sus instalaciones de beneficio, se importaron en el citado año, 1.5 millones de toneladas procedentes de la comarca industrial luxemburgo-lorenense. El punto más difícil de la actual situación de la industria del hierro en Europa es el problema de las ventas. En otras palabras: la industria del hierro dentro del territorio aduanero francés, aumentada desde el final de la gran Guerra con las fábricas que antes ha-

bían sido alemanas situadas en la Lorena y la industria de la cuenca del Saar, produce el doble de lo que Francia puede consumir. Debido al poco valor de su moneda, las casas metalúrgicas francesas no sólo hacen una gran competencia a la industria del hierro alemán, del Oeste y del Sur de Alemania, sino también a la total producción europea de hierro sobrante en los mercados interiores y extranjeros. Por ejemplo, hace poco que el precio de costo para hierro en planchas procedentes de fábricas alemanas se cotizó a 130-134 marcos la tonelada, en tanto que las fábricas laminadoras francesas pudieron suministrarlo debido al estado de su moneda, a 88 marcos la tonelada franco frontera alemana. Aunque estas cifras parezcan algo severas, muestran, por otra parte, las extraordinarias dificultades en que se encuentran los productores de hierro de los demás países.

La competencia de la moneda ha conducido desgraciadamente a que los principales suministradores de hierro del mercado mundial ofreciesen cada vez a más bajo precio y a que los precios que se cotizan para el extranjero estuviesen en todas partes muy por debajo de los precios que rigen en el interior. Por esto los importadores extranjeros compran el hierro mucho más barato que las mismas fábricas situadas muy cerca de los centros metalúrgicos. La estabilización del franco no se dejará esperar mucho; hará que desaparezcan los precios creados por la inflación, pero no hará desaparecer el hecho de que existe una industria del hierro en ambas orillas del Rhin, cuya productividad es mucho mayor que la admisibilidad de sus mercados compradores. Las regulaciones internacionales sobre las limitaciones de la producción, a que la industria del hierro alemana aspira son,

por lo tanto, una necesidad apremiante. La competencia extranjera y las dificultades de venta en el interior y extranjero, no sólo han obligado a la industria del hierro alemana a una organización única y completa de la producción y venta, sino también a tomar ciertas medidas economizadoras muy severas y a acondicionar, además, cada fábrica de un modo tan racional, tanto técnica como comercialmente fuese posible.

Según las experiencias hechas, semejantes medidas de abaratamiento y ahorro encuentran pronto un límite,

cuando se trata de fábricas o conciertos solo, por sobre el cual no subsiste todavía otra posibilidad de aumento. Sólo amplias uniones de los mismos ramos de una producción pueden conducir a un abaratamiento real en la producción y venta, repartiéndose el trabajo y, por medio de la concentración de la producción en las fábricas siempre más productivas, evitando transportes inútiles, etc. A estas experiencias debe su origen el nuevo trust del hierro del Ruhr, las Vereinigte Stahlwerke A.-G.



ESTADO ACTUAL DE LOS PROCEDIMIENTOS USADOS PARA EXTRAER EL BENZOL DE LOS GASES PROVENIENTES DE LA DESTILACION DE LA HULLA

POR

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

(Conclusión)

El lavado del aceite de alquitrán

En los talleres de extracción de benzol de las Usinas de Gas de Stuttgart (1) se ha podido establecer, después de largas observaciones, que el fenol y los elementos ácidos son perjudiciales al waschol, y se ha optado por eliminar estas substancias ácidas neutralizándolas con lejía de soda.

Las ventajas económicas que reporta este tratamiento son casi nulas, a causa de los grandes gastos que él origina. Cuando el aceite ligero no contiene fenoles, puede considerársele ya purificado. Las substancias polymerizables que contiene el aceite, tienen su origen en los elementos ácidos del waschol, que en el separador aparecen mezclados con el aceite ligero y con el benzol en bruto.

La ausencia de fenoles retarda el

(1) Mezger: Gas und Wasserfach, 1924, pág. 551.

espesamiento del aceite ligero, y facilita la decantación del agua con la cual manifiesta bastante afinidad. La acción de la lejía de soda, al neutralizar los indicios de ácido sulfúrico, se traduce en hacer menos frecuente las corrosiones de los aparatos empleados en el calentamiento.

Para eliminar el fenol del waschol se le hace pasar al estado de vapor al interior de una columna de construcción especial y provista de numerosos pisos escalonados, dejando caer por la parte superior de dicha columna, la lejía de soda a una temperatura de 105°. Una parte del aceite se fluidifica, observándose la depositación de una doble capa en cada uno de los pisos escalonados. La soda que es más pesada se deposita en la capa inferior, mientras que en la superior queda el aceite en suspensión. La otra porción de aceite en estado de vapor y mezclado con vapor de agua (el vapor de agua se inyecta por la parte baja de la columna), produce en cada piso de la columna una reacción enérgica de los depósitos formados y que facilita la acción mutua entre el fenol y la soda. Después de la reacción se conduce la mezcla de aceite y soda fenolados hasta la base de la columna por conductos especiales adaptados a cada piso.

Se emplea, además, un dispositivo especial en forma de U. conectado a una botella de decantación, para efectuar por simples diferencias de densidades, la separación final del aceite y de la lejía fenolada.

Este procedimiento fué preconizado, pero sin éxito, por Taylor en Inglaterra, en el año 1915 (2). Actualmente está en estudio la ampliación del método, desde el punto de vista de poder eliminar el ácido sulfúrico (3).

Aceites para extraer el benzol provenientes de aceites minerales.

Mientras en Alemania se continúan usando los aceites de alquitrán de hulla para extraer el benzol, a pesar de sus múltiples inconvenientes y su elevado costo, en Inglaterra y Norteamérica, se emplean con este objeto, los aceites obtenidos en la destilación del petróleo. A pesar de las favorables ventajas de estos últimos y de los resultados concluyentes a este respecto, obtenidos por una usina sueca de extracción de benzol cuyos balances comerciales han sido conocidos, los alemanes no se han decidido a emplear los aceites derivados del petróleo.

En dicha usina sueca se empleaba un aceite americano de densidad 0,880 (Solar Oil), que permitía introducir una economía considerable en el procedimiento, por la sola rapidez de la decantación del agua, sin considerar la mayor duración del empleo del mismo aceite. Se observan sí, la presencia de substancias ácidas, pero en pequeñas cantidades, además no se produce ningún espesamiento y el aceite permanece invariable durante mucho tiempo. Sólo a la larga se manifiestan algunos espesamientos, pero no en solución como en el caso del waschol de alquitrán, sino en forma de depósitos viscosos que se decantan una o dos veces al año. Se cree que estos espesamientos provengan de una paralización temporal del saturador de amoníaco, o de impurezas del mismo gas; sin embargo, su grado de viscosidad general, permanece constante. Durante este tiempo se observa que no se forma ningún depósito en los aparatos de lavado, recalentadores o separadores.

(2) Gas World Coking Section, 1924, pág. 11.

(3) Teer, 1924, pág. 373.

Aceite para extraer el benzol proveniente del alquitrán bruto.

En la imposibilidad material de poderse extraer este aceite en Alemania, ya que este país no produce petróleos, se ha intentado obtener un aceite libre de naftalina, por medio de la destilación del carbón a baja temperatura en hornos rotativos. Se recoge, en efecto, un aceite desprovisto de naftalina y más liviano que el agua. Pero, empleado este aceite en la extracción del benzol no dió todos los resultados que se esperaban. Su espesamiento se producía más rápidamente que en los aceites de alquitrán; dichos espesamientos se debían quizás a la presencia de sustancias ácidas, cuyas proporciones no fué posible determinar.

Aceite para extraer el benzol proveniente del alquitrán de lignita.

Sin alterar los procedimientos corrientes de extracción del benzol, que rigen en las fábricas de coke y usinas de gas, empleando un aceite ligero proveniente de la destilación de las lignitas a baja temperatura, se ha logrado obtener un aceite de alquitrán. Este aceite ha superado las más altas expectativas con respecto al tiempo de su utilización y a su alto rendimiento de benzol. Su composición física es semejante a la del *Solar Oil* americano, y además, de tener pequeña densidad, la decantación del agua se efectúa con mucha facilidad.

Se cree que este aceite haya sido explotado con éxito el año 1895, en las usinas de extracción de benzol de Wilhelmsburg, cerca de Hamburgo. Durante los veinte años de existencia con que cuenta esta fábrica de coke, hasta pocos años antes de la guerra, no se había usado otro aceite, y gracias a su gran poder de decantación del agua,

se utilizó el procedimiento de enfriarlo instantáneamente por medio de corrientes sucesivas de agua, (es decir, produciendo dobles corrientes de agua y aceite sometidas a los principios de la circulación racional). Este procedimiento es económico, sobre todo, respecto a los gastos corrientes de conservación, no presenta riesgo sino en los que difícilmente se separan del agua. En este caso es necesario alcanzar una temperatura conveniente que obre sobre las densidades de estos aceites. La determinación de estas temperaturas es una operación delicada y fuera de los planteles que usan aceites más livianos que el agua el método sólo parece haber tenido éxito en las fábricas de la Fosse Manopol Grillo, en Kamen, cerca de Hamm (Westphalia).

a) *Método de preparación*

Este aceite proveniente del alquitrán de lignita, ha sido lo suficientemente experimentado para no dudar de sus innegables ventajas.

Es interesante estudiar su método de preparación más reciente, adaptado a la extracción del benzol.

Se eligen primeramente los alquitranes más apropiados para la preparación del aceite y después de someterlos a un calentamiento adecuado se mezclan con alcohol. La acción del alcohol se reduce a disolver los elementos ácidos y a separarlos del alquitrán, el cual neutralizado de esta manera, es destilado en vasijas de vidrio. Se separa la cantidad necesaria para destinarla a ser empleada como waschol. Este waschol además de sus propiedades particulares, se caracteriza por la fuerte cantidad de parafina fija que retiene en solución, la que proviene del alquitrán empleado.

En seguida se conduce el aceite a la

parte superior de un refrigerador provisto de varios compartimentos, dentro de los cuales se les somete a la acción de lejías frías, cuyas temperaturas varían de 10 a 15°; se produce de esta manera, la congelación de la parafina. La masa de cristales más o menos espesa que resulta se pasa por un filtro de prensa, que retiene la parafina.

El aceite que sale del filtro se destila nuevamente, porque la parte que se va a destinar o emplear como waschol, contiene aún pequeñas cantidades de parafina; para eliminarla completamente se somete el aceite a un segundo enfriamiento, esta vez a 15°, y, por último se filtra. Prácticamente a esa baja temperatura el aceite ya no contiene parafina.

Después de estas dos filtraciones, se conduce el aceite con el auxilio de bombas especiales a un depósito en el cual se efectúa casi de una manera espontánea la decantación del agua que aún puede contener. El aceite obtenido en esta forma se designa con el nombre comercial de "*Dunkles oder schweres Paraffinol*" (aceite oscuro de parafina o aceite pesado de parafina).

Debido a la separación de la parafina fija se ha designado al conjunto de la fracción de alquitrán de lignita, que la contiene bajo el nombre de aceite de parafina. Tal designación se presta a errores porque se relaciona también con las fracciones de los aceites derivados de los petróleos; estos últimos, no se hallan completamente exentos de parafina y están expuestos a congelarse.

La igualdad de nombre comercial, que no permite saber si el aceite está desacidificado por el alcohol o si ha sido privado de la parafina por enfriamientos sucesivos, ha inducido a algu-

nos consumidores a efectuar experiencias de resultados erróneos.

Para garantizar sus productos, ciertos fabricantes, han cambiado de nombre a sus aceites.

b) *El waschol de parafina empleado para extraer el benzol.*

Las características de este aceite se detallan en el segundo cuadro incluido en la primera parte de este artículo. Este aceite se emplea sin modificaciones notables desde hace dos años en gran número de instalaciones de destilación de lignitas a baja temperatura, en la preparación de los aceites ligeros. Sólo se requiere algunas adiciones de aceite fresco para compensar el desgaste inevitable de su uso. En esas usinas que no difieren de una fábrica corriente de benzol, se han hecho experiencias muy favorables pero cuyos resultados hasta la fecha no se han dado a conocer. La primera tentativa industrial para emplear este aceite en la extracción del benzol, se hizo en la usina de gas de Halle. El aceite que se empezó a usar en el mes de Marzo de 1924, se siguió empleando durante diez meses sin hacerle nuevas adiciones; además, el rendimiento en bencina aumentó a 11%. La cantidad de vapor empleado en proporción a la cantidad de benzol producido no ha sufrido alteración. Las pérdidas de waschol han sido insignificantes y seguramente, las cantidades provenientes de una segunda destilación y que se agregan al aceite en servicio, son extremadamente débiles. Hasta la fecha no se han observado contaminaciones en el aceite ni ha habido necesidad de hacer extracciones de waschol en cualquier forma que sea.

Hemos visto que el waschol, proveniente de aceites minerales formaba

depósitos viscosos, debido a las impurezas del gas, ya que las substancias alquitranadas no son disueltas por los carburos alifáticos y quedan en suspensión. Es necesario pues, efectuar diversas extracciones, según la purificación previa que hayan experimentado los gases.

Se creyó entonces que podrían formarse esos depósitos con los aceites de lignita en las secciones inaccesibles de las tuberías de los refrigeradores, separadores y calentadores; pero esta creencia no tuvo después confirmación. En esos aparatos, y, especialmente, en los empleados para lavar el gas, la corriente de circulación del gas es tan rápida que evita casi de una manera absoluta la formación de depósitos de aceite impuro.

En la usina de gas de Halle, los dispositivos para el lavado del benzol se instalan entre los aparatos de extracción de sulfuros y los receptores de gas y durante diez meses no hay necesidad de efectuar ninguna extracción de aceite.

Se podría, pues, sentar como principio que los depósitos viscosos constatados en las fábricas de coke que emplean aceites minerales sólo se deben a las impurezas del gas.

Con el propósito de estudiar las objeciones formuladas contra el aceite de parafina (lignita), se le sometió a ensayos en el laboratorio especial del establecimiento de extracción del benzol de Karlsruhe. Después de largas experiencias se llegó a la conclusión de que el aceite era bueno desde todo punto de vista (4). Sin embargo, se han presentado en este aceite ciertas anomalías en forma de precipitados que se hacen notar cerca del serpentín de vapor del calentador y también en las tuberías de refrigeración

del aceite. Pero la existencia de ellas se debe más bien a la presencia de amoníaco en el gas, pues se ha observado, que se producen durante las interrupciones accidentales originadas en la segunda operación de lavado de amoníaco. Se ha podido comprobar que la presencia por separado del amoníaco y del ácido sulfúrico, no ejerce reacciones en el aceite, y que estas sólo se originan cuando las dos substancias se presentan al mismo tiempo y es interesante observar el siguiente hecho de que la reacción que se produce en este caso, sólo se presenta en una porción reducida del aceite, cantidad que hasta ahora no ha sido posible determinar. Tan pronto esta reacción se termina, no se presentaría ninguna otra y el aceite permanece inalterable. Se cree que las substancias capaces de producir una acción provengan de las fracciones destiladas entre 375 y 400° de temperatura, porque se ha comprobado que cuando existen esas substancias en el aceite fresco, no se las vuelve a encontrar en el aceite usado.

No hay necesidad de tomar en cuenta las substancias ácidas porque ellas no ejercen ninguna influencia en el aceite, pues en los depósitos de aceite no se ha encontrado indicios de fenol y se ha visto que su contenido permanece constante. Además eran satisfactorios los porcentajes de naftalina determinados en el gas; porcentajes que fluctuaban entre 9 y 12 gramos por 100 metros cúbicos de gas, antes y después de los lavados para extraer el benzol.

Los resultados obtenidos en Karlsruhe, pueden enunciarse como sigue: La extracción del benzol empleando aceites de parafina tienen las siguientes ventajas sobre el tratamiento por los aceites de alquitrán.

1) Utilización prolongada y casi sin

(4) Stumpf: Gas un Wasserfach, pág. 515.

límite del aceite sin producirse espesamientos sensibles.

2) Ausencia completa de naftalina.

3) El aceite ligero no contiene fenol ni piridina, ni ninguna otra sustancia que se asemeja a las resinas.

4) Obtención de un benzol que no necesita el tratamiento por la soda ni por el ácido sulfúrico y que considerado desde el punto de vista de su empleo en los motores, proporciona un rendimiento de 80%.

c) *La manera de proceder al emplear aceite de parafina.*

Los industriales que han obtenido resultados adversos empleando este aceite, sólo pueden atribuirlos a las deficiencias en las precauciones previas que se deben tomar antes de usarlo. En cualquiera usina nueva que se instale, se podrá emplear sin temor el aceite de parafina para la extracción del benzol.

Las fábricas de benzol, que desde tiempos antiguos emplean el aceite de alquitrán, se ven obligadas a hacer periódicamente limpiezas generales en todas sus instalaciones, usando para este objeto benzol en bruto muy caliente.

Si se mezcla el aceite de parafina con una cantidad, por muy pequeña que sea, de waschol, proveniente de alquitranes aromáticos, se producen de una manera casi instantánea ciertos precipitados característicos que hacen recordar a las emulsiones.

Cuando el gas sólo contiene indicios de amoníaco—lo que acontece en casi todos los establecimientos de carbón, sobre todo en los que fabrican además los sulfatos—el empleo del aceite dura mucho tiempo y su uso se mantiene sin sufrir interrupciones. No obstante, al cabo de un año se hace necesario limpiar el receptor del aceite

para eliminar ciertos depósitos viscosos que en él se han formado.

Siguiendo la comparación que estamos estudiando entre las diversas operaciones que exige el empleo del aceite de petróleo con las que origina el aceite de alquitrán debemos tomar nota del gran poder de decantación que posee el aceite de parafina, y además, de la especial particularidad de que el agua al decantarse se deposita debajo del aceite. Si se quisiera emplear este aceite en los establecimientos antiguos de carbón habría necesidad de hacer algunas pequeñas modificaciones en las instalaciones, como por ejemplo, acortar un poco el tubo de aspiración de la bomba del aceite y colocar, además, una llave evacuadora en el fondo del depósito receptor del aceite para poder eliminar el agua proveniente de la decantación.

El aceite y el agua se separan de una manera casi instantánea; en las canalizaciones de los aparatos deben evitarse los puntos bajos (secciones en forma de U), porque si en esas secciones se forma algún depósito de agua la circulación del aceite se interrumpe y se efectúa a intervalos irregulares.

d) *Accite de parafina ya usado.*

El waschol de alquitrán que ya ha sido empleado, no puede rehabilitarse por medio de una simple destilación. La desintegración que experimenta con el uso, se debe a la naturaleza del alquitrán del cual se ha obtenido así como también, la calidad del aceite depende de la calidad del alquitrán del cual proviene.

Estas mismas consideraciones pueden aplicarse por analogía al empleo del waschol de parafina. Si se considera que el empleo de este aceite dura un tiempo casi indefinido, llegará el

momento en que será preciso reemplazar el aceite.

El procedimiento empleado en la regeneración del aceite de parafina es un estudio de capital importancia, porque en este caso no se trata de atribuir su desintegración a la calidad del alquitrán.

Se ha pensado mezclar los aceites de lignita ya usado, con el waschol. Ahora bien, el alquitrán de hulla no se mezcla en condiciones normales con los aceites provenientes de alquitrán de lignita, pero cuando se trata de alquitranes aromáticos estos podrían mezclarse con los aceites de lignita en circunstancias especiales, por ejemplo, en el caso en que los alquitranes aromáticos contuvieran carburos alifáticos en abundante proporción.

e) Resultados económicos.

A fin de hacer resaltar de una manera más visible la economía que se obtiene con el empleo del aceite de parafina, después de un año de uso sin estar en condiciones de ser renovado, daremos a conocer un estado de entradas y salidas de una usina de extracción de benzol y que se consulte un rendimiento diario aproximado de 2 toneladas de benzol por motor.

En este balance no se han tomado en cuenta los gastos generales, interés del capital, amortizaciones etc.; gastos que por lo demás, son comunes a todas las usinas en general. Sólo se especifican las cantidades correspondientes a la constitución de cada waschol.

I. Extracción del benzol por el waschol de alquitrán.

ENTRADAS		SALIDAS	
	Marcos Oro.		Marcos oro.
720 ton. de benzol por motor a 300 M/T	216,000	220 ton. waschol a 100 M/T.....	22,000
20 ton. de naftalina a 40 M/T.....	800	72 ton. de ac sulfúrico a 60 M/T....	4,320
110 ton. de waschol usado a 50 M/T. ...	5,500	72 ton. de soda cáustica a 300 M/T ..	2,520
34 ton. de ácido sulfúrico a 30 M/T...	1,020	Varios.	46,650
Total.....	223,320	Total.....	74 490

Diferencia: 148,830 M. Oro de utilidad líquida por año.

Este inconveniente se subsana con facilidad, basta para ello recoger el aceite de parafina ya usado, y depositarlo en un recipiente especial. Al cabo de cierto tiempo de reposo, el aceite queda apto para ser empleado como aceite de calefacción, siendo su poder calorífico superior al del aceite de alquitrán. Este nuevo aprovechamiento del aceite, con el cual no se contaba, constituye otro factor más de economía en la explotación industrial de él.

La cantidad de benzol que se produce equivale a un consumo diario de 400 toneladas de carbón, o sea de 146,000 toneladas de carbón al año.

Basándonos en experiencias comprobadas se ha considerado un aprovechamiento de 1 tonelada 500 grs. de waschol de alquitrán, por 1,000 toneladas de carbón tratado.

Las cantidades de ácido sulfúrico y de soda cáustica empleada, en relación a la cantidad de benzol obtenido,

corresponde a un 10% para el ácido sulfúrico y a 1% para la soda. Los demás gastos, como ser, vapor de agua, agua fría, fuerza motriz, jornales gastos de instalación, mantención etc., se incluyen en una sola partida designada con el nombre de varios. De esta manera se ha llegado a obtener los resultados más completos a este respecto.

Y empleando el aceite de parafina, cuyo precio es de 80 marcos la tonelada, se tendría análogamente: 6,000—3,200=2,800 marcos oro. Efectuando la resta de estos dos resultados obtenidos anteriormente se obtiene una diferencia mínima a favor del consumo del aceite de parafina equivalente a 13,700 marcos oro.

II. Extracción del benzol por medio del waschol de parafina.

ENTRADAS		SALIDAS	
	Marcos Oro.		Marcos Oro.
720 ton. de benzol por motor a 300 M/T	216,000	50 ton. aceite de parafina a 120 M/T. . .	6,000
20 ton. de naftalina a 40 M/T.	800	Varios.	45,650
20 ton. aceite de calentamiento 80 M/T	3,200		
Total.	220,000	Total.	51,650

Diferencia 168,350 M. Oro de utilidad líquida por año.

De este último cuadro puede deducirse que el empleo del waschol de parafina proporciona una utilidad mayor de 20,000 marcos oro por año sobre el empleo del waschol de alquitrán, utilidad que corresponde a 28 marcos oro por motor y por tonelada. En realidad, la economía que resulta es todavía mayor, pues en este caso, además de la economía referente al vapor de agua, agua fría y a la fuerza motriz, se han ahorrado los gastos de la purificación del benzol, es decir, los lavados, destilaciones, etc.

Si se quisieran anotar los gastos que demanda la purificación del benzol y la recuperación de las diversas fracciones que se pierden en los lavados, la economía que resulta para la capacidad de absorción al emplear el aceite de parafina, es todavía más considerable. En efecto, empleando el aceite de alquitrán ya usado, que se vende a 50 marcos la tonelada, los gastos se expresan de la manera siguiente. 22,000 — 5,500 = 16,500 marcos oro.

Este cálculo no se ha basado en los factores más favorables respecto al aceite de parafina, pues en realidad la cantidad de waschol de parafina que está en circulación durante el tratamiento alcanza apenas a 50 toneladas. Cuando se trata de la extracción del benzol de gases muy impuros hay necesidad de renovar el aceite después de seis meses de uso; mientras que al emplear el aceite de parafina, con el solo factor del mayor poder de absorción que posee este aceite, se obtendría una economía suplementaria de 5,600 marcos oro sobre el gasto que originaría el empleo del aceite de alquitrán.

Si en vez de relacionar, como se ha hecho hasta aquí, el empleo del waschol al tonelaje de carbón tratado por día, se le relacionará a la cantidad de benzol producido (5), se llegaría al siguiente resultado por demás interesante:

(5) Schumacher und Backer; Gas und Was-serfach, 1924, pág. 584.

a) Empleando 15 toneladas de waschol de alquitrán, se ha comprobado una absorción de benzol igual a 115 toneladas de benzol en bruto, lo que equivale a 7 toneladas de benzol por 1 tonelada de waschol.

b) En la fábrica de gas de Halle se ha observado que 10 toneladas de aceite de parafina empleadas en análogas condiciones han absorbido 215 toneladas de benzol por motor, o sea 21,5 toneladas de benzol por 1 tonelada de aceite.

Este rendimiento es tres veces mayor que el obtenido con el empleo del aceite de alquitrán; y todavía es preciso hacer notar que el aceite de parafina, después del tratamiento no presentaba la menor alteración.

f) *Constitución del aceite de parafina empleado en la extracción del benzol.* (ver el segundo cuadro de la primera parte de este artículo).

Además de las características particulares especificadas en dicho cuadro, el aceite de parafina ha sido sometido a diversos ensayos a fin de examinar su capacidad de absorción y su propiedad de eliminar el benzol, y por último, su posible tendencia a la polimerización (6).

Este último punto es el más interesante de todos, si se tratara de encontrar un método más racional para preparar un aceite de extracción de benzol de condiciones absolutamente irprochables.

Con este propósito, se han efectuado ensayos empleando aceites de parafina preparados de diversas maneras y un aceite de parafina sin tratamiento especial. Todos estos aceites han sido

sometidos a un calentamiento de 105 grados durante 60 horas consecutivas. En el cuadro que incluimos a continuación se da a conocer los resultados obtenidos en estos ensayos con respecto al contenido de asfalto:

	Antes del calentamiento	Después del calentamiento	aumento en asfalto
	%	%	%
Aceite de parafina sin tratamiento especial.....	0,26	1,71	1,45
Aceite de parafina lavado con alcohol.....	0,09	0,25	0,16
Aceite de parafina lavado con soda.....		0,62	0,62
Aceite de parafina lavado con soda más 2% de cresol.....	0,00	0,44	0,44
Aceite de (xyléne) bruto....		0,28	0,28

En el cuadro anterior puede constatarse claramente que el aceite de parafina lavado con alcohol sería el más ventajoso para emplearlo como waschol.

Sin embargo, debemos tener presente que en la práctica en los establecimientos en que se extrae el benzol nunca se llega a obtener la temperatura de 160 grados y sólo se alcanzan temperaturas que varían de 140 a 150 grados.

Se ha intentado, además, tratar primeramente los aceites de parafina por el ácido sulfúrico y en seguida, por las lejías de soda para ver si de esta manera se lograba reducir el contenido de asfalto de los aceites; pero estas experiencias no dieron los resultados que se esperaban, pues no se obtuvo ninguna mejoría en la constitución del waschol.

En consecuencia, si el empleo de algunos aceites comerciales ha dado re-

(6) Hellthaler et Trutnowsky.

sultados desfavorables (7), éstos sólo se deben atribuir al uso de aceites adulterados o de clases diferentes al aceite de parafina, con el cual no tienen otra semejanza que la igualdad de su punto de ebullición.

Para comparar las capacidades de absorción de los aceites de parafina y de alquitrán se ha evaporado una cantidad de benzol de peso conocido. El vapor de benzol, separado en dos porciones iguales se hizo pasar, impulsado por una corriente de aire, a dos depósitos que contenían, uno aceite de alquitrán y el otro aceite de petróleo respectivamente; los resultados del experimento se detallan en el cuadro siguiente:

quitrán; esta última consideración, por lo demás, ha sido ya mencionada por otros autores (8).

Del segundo cuadro que se incluye a continuación se desprende claramente la demostración de este último principio. Para evaluar la cantidad exacta de benzol que podría obtenerse con el empleo de cada clase de aceite en particular, se han mezclado en condiciones comparables iguales cantidades de cada aceite con un 5% de benzol, en seguida se ha introducido en cada porción de mezcla, cantidades iguales de aire a la temperatura de 20 ó 25 grados. Los promedios de las cifras obtenidas al practicar repetidas veces

ACEITE DE ALQUITRÁN					ACEITE DE PARAFINA				
Cantidad de aire empleada	Duración del ensayo	Benzol Vaporizado	Ab-sorbido	No Ab-sorbido	Cantidad de aire empleada	Duración del ensayo	Benzol Vaporizado	Ab-sorbido	No Ab-sorbido
litros	mín.	gr.	gr.		litros	mín.	gr.	gr.	
40	135	11.136	7.486	31%	30	180	7.983	6.410	19%
20	205	6.375	5.242	16	20	180	6.116	5.300	13
20	155	6.073	5.235	13	20	150	5.025	4.321	13
20	135	5.478	4.687	13	20	120	6.637	5.702	4
20	107	5.966	5.105	13	10	150	3.193	2.956	8
10	85	3.546	3.160	9	10	55	3.294	3.072	7

Las cifras anotadas en este cuadro no pueden tomarse como término exacto de comparación; sólo podrían servir como datos ilustrativos.

Sin embargo, del mismo cuadro se deduce que la capacidad de absorción del aceite de parafina en las condiciones en que se ha hecho el experimento no es sensiblemente inferior a la capacidad de absorción del aceite de al-

estos ensayos se expresan en el cuadro siguiente:

Cantidad de aire empleado	% de Benzol vaporizado de la solución a 5%	
	En el aceite de alquitrán	En el aceite de parafina
5 litros	13 %	12 %
10 >	24 >	19 >
15 >	33 >	28 >
20 >	42 >	36 >
25 >	50 >	46 >
30 >	56 >	52 >
35 >	62 >	57 >
40 >	67 >	62 >

(7) Gohrum: Gas und Wasserfach, 1924, pág. 517.

(8) Nublins y Englers: Gas und Wasserfach, 1924, pág. 551.

Las cifras de este cuadro nos indican que los porcentajes del benzol vaporizado son poco sensibles y tales cifras se mantienen constantes a favor del aceite de alquitrán. Pero es preciso tomar en cuenta que si la destilación bajo la acción del vapor de agua se verifica de una manera normal, las ventajas para el aceite de parafina se producen para todos los grados de temperatura.

De todos los procedimientos más modernos que se conocen hasta la fecha, empleados en la extracción del benzol, sólo merecen mencionarse los que se basan en las propiedades de absorción de los aceites, pues son los únicos que hasta hoy han tenido éxito. Se han preconizado otros métodos tra-

tando de aprovechar los llamados fenómenos de *adsorption*, pero no se ha conseguido llegar a ningún resultado satisfactorio y tales experiencias han sido completamente abandonadas. Del presente estudio se desprende la gran importancia que merecen aquellos aceites empleados como waschol, desprovistos de naftalina y cuyas densidades son como sabemos muy inferiores a las del agua. Ya hemos visto que los aceites de parafina provenientes del alquitrán de lignita, responden ampliamente a estas dos últimas cualidades, y por consiguiente, estos aceites están llamados a desplazar en breve tiempo, a los aceites derivados de los alquitranes de hulla.



SECCION SALITRERA

LA PRODUCCION DEL YODO EN CHILE (1)

POR

J. B. FAUST.

El producto secundario principal de la industria de salitre chilena, es el yodo, proveniente más o menos el 75% del consumo mundial de esa fuente. La materia prima de la cual se extrae el nitrato y el yodo se encuentra comprendida sobre una gran área en el norte de Chile a una profundidad

de 0.60 a 1.50 m. El material de alta ley se llama "caliche" y el de baja ley "costra". La composición es variable: nitratos, cloruros, sulfatos, boratos, percloratos, yodatos, sodio, potasio, calcio y magnesio, — encontrándose todas estas materias en cantidades muy variadas.

El contenido de yodo varía entre cero y más o menos 0.30% aunque algunas escasas muestras de una ley muy alta de caliche, pueden contener hasta 1%. El contenido promedio pro-

(1) Este interesante artículo ha sido traducido del "Industrial and Engineering Chemistry". Vol. 18. N.º 8, pág. 808, y publicado por la Revista "Caliche", órgano oficial del Instituto Científico e Industrial del Salitre, Agosto de 1926, N.º 5, pág. 236.

bable es superior a 0.15%, mientras que la costra, por lo general, no pasa de 0.10% con un promedio probable de más o menos 0.05%.

El procedimiento actual para obtener nitrato comercial de la materia prima, depende de las solubilidades relativas de los nitratos, cloruros y sulfatos de sodio y potasio en agua caliente y fría. Las sales solubles son lixiviadas con agua caliente y dejan como residuo las substancias insolubles como roca, arena y greda, y parte de las sales menos solubles, cloruro y sulfato. La solución resultante deposita nitratos cuando se enfría y se devuelve el agua madre a la planta de lixiviación donde se la usa nuevamente para lixiviar material nuevo.

Este modo de usar el agua madre varias veces, es lo que hace la producción del yodo comercialmente posible, porque estas aguas acumulan gradualmente yodatos de la materia prima hasta contener 6 a 12 gramos por litro (calculado como yodo).

Es de importancia que se sepa que el yodo puede ser producido o no, según se desea. El proceso de nitrato se lleva a cabo independientemente, y mientras que este es esencial para la producción de yodo, no es necesario producir este último para obtener el nitrato. Si se quiere explotar únicamente el nitrato se devuelven todas las aguas madres a la planta de lixiviación, mas si se quiere producir yodo una parte de éstas van a una sección aparte, donde se extrae el yodo, y después de este tratamiento son devueltas a la sección de lixiviación para ser usadas de la misma manera como si solamente se destinaran a la lixiviación del nitrato.

Instalación para la producción de yodo

El equipo que se emplea en la casa

de yodo de una Oficina Salitrera, se compone esencialmente de:

1) Dos a cuatro estanques poco profundos para lixiviar el carbonato de sodio impuro o natrón.

2) Quemadores de azufre y varios estanques cerrados para preparar la solución de bisulfito de sodio.

3) Dos o más estanques con una capacidad total de más o menos 15,000 litros para almacenar la solución de bisulfito.

4) Bombas eléctricas para manejar las diversas soluciones.

5) Cuatro o más estanques de madera abiertos, de una capacidad de cerca de 25,000 litros cada uno, con un fondo forrado con cemento.

6) Filtros gravitacionales adecuados y sacos para filtrar de tela gruesa.

7) Tres a cinco prensas para extraer la mayor parte del agua del yodo crudo.

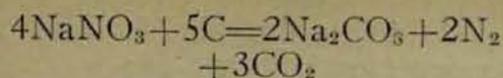
8) Tres o más retortas para refinar el yodo. Estas son de fierro fundido con un forro grueso de cemento y se calientan con carbón directamente por debajo. Cada una puede contener 1,000 o más kilogramos de yodo crudo, y está conectado con una tubería de arcilla refractaria, en la cual el vapor del yodo se condensa.

9) Un almacén de depósito sólidamente construido para el yodo refinado.

A excepción de los primeros cuatro estanques, todos los otros están dispuestos en un gran edificio. El costo de una gran instalación de yodo es mayor de 50,000 dólares.

Materiales

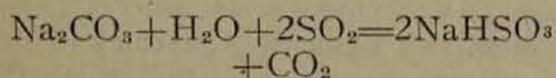
Carbonato de sodio.—Se prepara localmente quemando una mezcla de nitrato y carbón, siendo la reacción más o menos la siguiente:



Proceso

Por consiguiente, la razón teórica es 5.7 de nitrato de sodio a 1 de carbón. En la práctica se usa 100 de nitrato y 16 a 20 de carbón. La masa derretida se vierte en un hoyo profundo donde se enfría durante la noche. Ella contiene 75 a 80% de carbonato de sodio y por supuesto prácticamente todas las impurezas minerales del carbón y nitrato usados. Se lixivia con agua fría y se extrae la solución clara, que tiene una gravedad específica de más o menos 1.12.

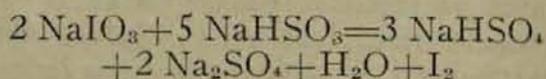
Solución de bisulfito.—Esta solución conocida como "licor" es principalmente bisulfito de sodio, pero contiene también sulfito de sodio, ácido sulfuroso, sulfato de sodio y pequeñas cantidades de ácido sulfúrico. Se prepara conduciendo el gas anhídrido sulfuroso a la solución de carbonato de sodio, siendo la reacción principal:



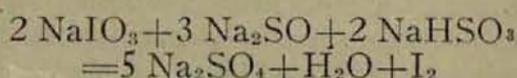
El anhídrido sulfuroso se prepara quemando azufre nacional (de la provincia de Tacna) y pasando los gases por la solución de carbonato de sodio por medio de un eyector de vapor o un ventilador Root, movido por un motor eléctrico. La gravedad específica de la solución de bisulfito es 1.14 a 1.16 y el operador determina su calidad comparando algunos pocos centímetros cúbicos con las aguas madres de las cuales debe extraer el yodo. Este método parece primitivo, pero en realidad, es excelente, porque la fuerza de la solución por usar varía algo con el contenido de yodato de las aguas madres.

El proceso por el cual se extrae yodo depende de la reducción de los yodatos presentes en el agua madre, que tiene lugar en conformidad con estas reacciones:

1) Con bisulfito de sodio solo:



2) Con una mezcla de bisulfito de sodio y sulfito de sodio:



Las reacciones se desarrollan probablemente en varias graduaciones, y hay reacciones secundarias no demostradas, pero considerada, como entero; la reducción se efectúa más o menos como arriba. La primera reacción es la principal, encontrándose cantidades relativamente pequeñas de sulfito de sodio presentes en el "licor".

El agua madre y la solución de bisulfito se vierten juntos en un gran estanque de madera con un exceso del último. La mezcla es casi neutralizada con una solución de carbonato de sodio (porque está ácida, lo que proviene de pequeñas cantidades de los ácidos sulfurosos y sulfúricos) y luego se añade la cantidad de agua madre necesaria para terminar la reacción. Este es el punto más delicado en toda la operación y es menester determinar la cantidad exacta por repetidos experimentos sobre pequeñas cantidades en una cápsula de porcelana.

Un operador experimentado puede hacer esto tan bien como un químico cualquiera, aunque este último con alguna práctica lo aventajará indudablemente.

Los líquidos son removidos por paletas de madera y por la introducción de aire comprimido. El yodo liberado se deposita ordinariamente al fondo del estanque, mas algunas veces sube a la superficie como una espuma. Entonces se puede fácilmente inducirlo a depositarse, pasando rápidamente un chorro de agua de un tubo flexible encima de él. Después de algunas horas el yodo cae al fondo y se decantan los licores. Luego se extrae el yodo con agua y se le conduce a los filtros de tela, se lava varias veces con agua fría y se echa el yodo en un saco de tela y se exprime la mayor parte del agua mediante una prensa a mano. Así se moldea en forma de "queso" y en este estado contiene 75 a 80% de yodo, y más o menos 5% de sales (nitratos, etc. de las aguas madres) y el resto es agua.

Se despedazan los quesos con martillos livianos y se echan en retortas forradas con cemento, que se calientan con fuego directo por varios días. El yodo y la humedad se derraman y son recogidos en tubos "paipas" de arcilla vidriada de más o menos 60 cm. de diámetro y 2.40 cm. de largo. Seis a diez de éstos se conectan, envolviéndose las uniones con arpillera de yuto y barro, dejándose solamente una abertura de unas pocas pulgadas al fondo. El vapor de agua que llegó a pasar con los vapores de yodo se condensa en agua y se cuele por el fondo de cada unión. Los vapores de yodo se condensan directamente en un sólido, formando cristales por toda la pared interior de los receptores. Las sales contenidas en los quesos quedan en la retorta como ceniza. Después de enfriar por algunos días se abren los receptores y se saca el yodo. Estos contienen 99% y más de yodo, y más o menos 0.07% de ceniza, siendo el resto humedad.

El yodo es embalado en pequeños barriles de madera muy gruesa con una capacidad de más o menos 55 kg. cada uno. Estos barrilitos se cubren con cueros frescos de vaca, con el lado peludo hacia adentro. Al secarse los cueros, aprietan los barrilitos y los cierran así de un modo especialmente bien y al mismo tiempo, los refuerzan y previenen una indebida volatilización del contenido.

Rendimiento y eficiencia del proceso

Una gran planta de yodo producirá en un día, más o menos lo siguiente:

	Litros
Aguas madres usadas..	36,000
Solución de bisulfito usada..	8,300
Solución de carbonato de sodio usada..	520
Dando una solución feble de	44,820

Contenido de yodo

Agua madre..	9.00	gramos por litro
Solución feble	0.45	gramos por litro
Yodo crudo obtenido	376 kg. a 76.30% de yodo.	
	Kgs.	%
Total del yodo disponible	324.00	100.00
Extraído como yodo crudo..	286.88	88.54
Restantes en aguas febles	20.16	6.22
Imprevisto	16.96	5.24

El "imprevisto" se debe en parte a la volatilización encima de los estanques y en parte a pérdidas mecánicas cuando se decantan las aguas febles. Se hacen pasar estos líquidos a un estanque de aclaramiento, del cual al limpiarlo cada dos o tres meses se encuentran 200 a 300 kgs. de yodo crudo. En el proceso de ebullición hay una pérdida de 1 a 2%.

El porcentaje de rendimiento del

contenido de yodo de las aguas madres varía considerablemente. En el caso arriba descrito aparecen 86%, pero la industria en general, no alcanza ni aproximadamente a este número. Las aguas febles contienen más o menos la misma cantidad de yodo, sea que las aguas madres sean febles o fuertes, así el rendimiento es en proporción a la fuerza de las aguas en tratamiento, siendo otras cosas iguales, lo que raras veces ocurre. Solamente una parte del yodo en las aguas febles se presenta en forma de yodato, siendo otra parte yodo libre junto con algunos indicios de yoduro.

No es probable que una planta mediana alcance un rendimiento más alto de 70%, pero 65% parece ser el número más probable. Lo que constituye tal vez el rendimiento récord por un largo período de tiempo son 83.50%, siendo el contenido promedio de las aguas madres 6.30 gramos por litro y estando la planta en función continua por 13 meses.

Pocas plantas tienen en su servicio químico y muchas muestran más o menos 0.20 gramos por litro en sus licores febles, porque los hombres prácticos al ensayarlas no saben estimar la diferencia entre yoduro, yodato y yodo libre. En el método analítico, valorado el yodo debido a yodatos es solamente un sexto de yodo total, de modo que los resultados de 0.20 pueden ser tantas veces más grandes.

Las reacciones por las cuales se reducen los yodatos en los licores necesitan una razón de 1 de yodo a 0.631 de azufre, pero debido a pérdidas al preparar la solución de bisulfito se emplea mucho más azufre. En una planta bien organizada los materiales requeridos para producir una parte de yodo son más o menos los siguientes:

	Partes
Azufre	1.60
Nitrato	10.70
Carbón de piedra	2.35

Más o menos una tercera parte del carbón se usa para calentar las retortas y el resto para preparar el carbonato de sodio crudo. Más o menos se necesitan 6.60 partes del carbonato de sodio crudo para cada parte de yodo refinado producido. Todas estas cifras pueden ser reducidas por una operación muy cuidadosa.

Ha habido mucha especulación en cuanto a la cantidad del yodo que puede ser extraído de la materia prima. La verdad es que nadie lo sabe, como es dudoso si una planta haya sido explotada bastante cuidadosamente para investigarlo. No obstante, más o menos 15 a 20% se considera un buen promedio para la industria. Las cifras cambian en las diversas plantas, debido al carácter variado de la materia prima por elaborar. Como la planta de lixiviación ha de manejar las aguas madres, que tienen ya un alto grado de yodatos, la mayor parte de los yodatos queda en la materia y se echan con los residuos.

Es evidente que la gran pérdida no tiene lugar en la extracción de líquidos, sino en la lixiviación de la materia prima. Cantidades apreciables de yodo se pierden también con el mismo nitrato, porque éste contiene 5-10% de su peso de agua madre, que por su parte contiene 6 a 12 gramos por litro de yodo. La sección de la extracción del yodo de una planta trabaja solamente a intervalos, de manera que los productores no dan ninguna importancia a la cantidad de yodo que se extrae de la materia prima.

Como la producción de yodo comprende la adición de cantidades consi-

derables de agua (en la forma de la solución de bisulfito) no conviene tratar grandes cantidades del agua madre de una vez. Del punto de vista del yodo se podía explotar todos los días, todo el derrame del agua madre, pero esto significaría que se debe agregar tanta agua al ciclo de nitrato que la planta de lixiviación se vería forzada a usar tanto menos agua fresca en el tratamiento de la materia prima, lo que provocaría una mayor pérdida de nitrato en los residuos. La proporción adecuada a tratar, varía con las condiciones locales, más o menos 20% dará bastante yodo y, al mismo tiempo, perjudicaría lo menos la producción de nitrato.

Cuando la sección de nitrato de una planta no está funcionando, el contenido de yodato en las aguas madres va creciendo hasta su fuerza máxima. Esto varía en conformidad al método de trabajar y también en las diversas plantas. Por lo general, los líquidos no aumentarán sino hasta 12 gramos de yodo por litro, a excepción de que sean evaporadas para producir nitrato de potasio, en cuyo caso pueden llegar hasta 25 gramos por litro, pero esto sucede muy raras veces. Aguas madres que contengan 8 a 9 gramos, son consideradas como muy ricas, y muchas plantas no tienen un promedio mayor de 5 a 6 gramos por litro, mientras otras tienen solamente 3 ó 4.

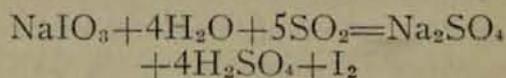
Cuando las aguas madres han alcanzado su concentración máxima, se pierde el yodato en la materia prima de dos maneras. Algo sale con el nitrato hecho, pero la mayor parte se pierde en los residuos que al final se acercan ellos mismos a la materia prima por su contenido de yodato.

Otros métodos

Reducción con tiosulfato de sodio y ácido sulfúrico.—Otro procedimiento

para extraer yodo de las aguas que contienen yodatos es de reducir este último, mediante el tiosulfato de sodio y el ácido sulfúrico. Este método no tiene gran aceptación, porque sus reactivos deben ser importados en vez de ser preparados en el sitio mismo. Este procedimiento está privilegiado, y sus poseedores pretenden que sea mucho más barato que el método al bisulfito, pero estas pretensiones no han sido comprobadas por investigaciones. Pretenden un rendimiento de 85%, lo que puede ser posible, pero que es más bien improbable.

Reducción directa con anhídrido sulfuroso.—Debido a que más del 50% del costo del yodo proviene del carbonato de sodio usado, se han hecho ensayos para reducir los yodatos directamente con anhídrido sulfuroso. Esto puede hacerse, siendo la reacción:



Se dice que una o dos plantas producen yodo de esta manera, usando una torre en cuyo fondo se recogen las aguas, tratadas con anhídrido sulfuroso, que es soplado adentro por el fondo. El que esto escribe no ha tenido nunca la oportunidad de investigar esto de cerca y está más bien inclinado a dudar de su eficacia. Sin embargo, he logrado obtener buenos resultados por el tratamiento de pequeñas cantidades (hasta 100 litros) de aguas viejas con anhídrido sulfuroso, pero debido a la falta de un mecanismo apropiado para hacer pasar el gas con bastante rapidez por grandes cantidades de líquido no apliqué este método nunca a operaciones en gran escala. No obstante con un equipo adecuado se podrá, sin duda, llevarlo a cabo. El anhídrido sulfuroso es muy soluble y su empleo en disolución agregado en el fondo del estanque que contiene las aguas ma-

dres podría posiblemente ser la solución del problema. Sería, sin duda, ventajoso dejar pasar los gases provenientes de la combustión del azufre por agua, (lo mismo que se hace por el método de bisulfito) mediante el empleo de un estanque purificador, lo que tendría el efecto de limpiar el gas de los 7 a 9% de anhídrido sulfúrico que contenga.

Como la reacción lo demuestra, el ácido sulfúrico es uno de los productos. Se tendría que eliminar este ácido; al contrario dañaría los estanques de acero cuando vuelve a las plantas de lixiviación. Se podría emplear un álcali más barato para esto, aún de las conchas marinas (conteniendo carbonatos) del océano cercano.

Al lado de un costo menor, la reducción directa con anhídrido sulfuroso sería beneficiosa porque se precisaría una dilución mínima o ninguno de los líquidos, lo que significaría una menor carga para las plantas de lixiviación. El empleo de polvo de bisulfito de sodio, evitaría también una dilución, pero hubiera de ser importado o fabricado a un alto costo en el sitio mismo.

Precipitación en forma de yoduro de cobre.—Se afirma que hace algunos años el yodo había sido producido por el método de reducir los yodatos a yoduros y de precipitar éstos como yoduro de cobre. Este procedimiento, si ha existido, fué abandonado hace ya mucho tiempo. Obreros con una experiencia de 40 años no saben nada de él.

Aspectos económicos

El costo de la producción de yodo ha sido el objeto de muchas contradicciones. Varía mucho en las diversas plantas y aún en una misma planta, esencialmente por las siguientes razones:

1) Diferencias del contenido de yodatos de la materia prima.

2) Eficiencia del proceso de lixiviación, que varía considerablemente en cuanto a los nitratos y el yodo.

3) Fluctuación del costo del carbón, nitrato y azufre empleados en la preparación de los reactivos requeridos.

4) Cuidado y habilidad en la administración. El administrador para la mayoría de las plantas, es un empleado inglés cualquiera, que trabajó allá por 15 ó 20 años, subiendo gradualmente a medida que sus superiores murieron, se retiraron o fueron despedidos. Ha recibido sus conocimientos de sus predecesores, que eran ellos mismos ignorantes. Muy pocas plantas tienen a su servicio químicos competentes u otros hombres técnicos. La sección química está al cuidado de jóvenes chilenos, que aunque a menudo muy hábiles, carecen casi o del todo de instrucción práctica técnica. Estos hombres comprenden los detalles de los análisis de nitrato, sal y yodato, y muy poco fuera de estos ramos.

5) La gran diferencia en el cambio del peso chileno, que fluctuó de 9 a 20 centavos U.S. moneda corriente desde 1920.

No se pueden indicar sumas del costo aplicables a la industria entera, pero una estimación razonable del costo promedio desde 1920 sería cerca de 75 centavos U.S. por kilogramo. Algunas plantas que son administradas inteligentemente producen más o menos 65 centavos por kilogramo, mientras al menos una planta ha sido capaz de producir en 1922 a menos de 50 centavos por kilogramo. Una planta de yodo que produce 5,000 kgs. al mes precisa un trabajo diario de siete a diez hombres. Uno de éstos es el capataz llamado el cortador del yodo, mientras que otro es el mecánico que tiene a su cargo las bombas; los otros son obreros. Cuan-

do se abren las retortas, lo que sucede dos o tres veces al mes, se precisan cinco o seis hombres más por algunas horas. El trabajo es muy barato, así es que el 80 o más por ciento del costo del yodo, se debe a los materiales usados.

El Gobierno de Chile exige una tasa de exportación de \$ 1.27 oro de 18d. por kilogramo, que es de 46.35 centavos m/c. U.S. A esto hay que agregar los gastos para el almacenaje, el seguro y los fletes.

Tomando 75 centavos como costo de producción, el costo total del yodo entregado en New York, no está lejos de 1.25 dólares por kilogramo.

Se sabe bien que, debido al poco consumo de yodo, su venta está limitada. En verdad, el yodo es uno de los llamados monopolios extranjeros, sobre los cuales se discute tanto actualmente.

El consumo mundial asciende hoy día a más o menos 800 toneladas de yodo por año, de las cuales, más que el 75% proviene de Chile, y el resto, es extraído de algas marinas en varias partes del mundo.

Las plantas de Chile, tienen una cuota basada sobre su capacidad de producción y el yodo es entregado al mercado por una Asociación de Productores. La sección del yodo trabaja habitualmente por año cada tres a seis, y es durante este tiempo que se produce bastante yodo para satisfacer las cuotas de algunos años en adelante. Algunas veces es una planta que produce para varias otras si estas son de propiedad de una misma compañía. El yodo almacenado sirve a veces como prenda para empréstitos, de manera que tanto los bancos como los pro-

ductores tienen un interés en mantener precios altos.

Cuando la sección de yodo de una planta no está trabajando, la mayor parte de los yodatos sale con los residuos. Esto puede ser considerado como una pérdida, porque en una planta moderna los residuos contienen solamente 3 a 7% de nitrato y no es probable que el nitrato llegará jamás a un precio tan subido para pagar los gastos de una reelaboración. Como no pueden contener sino el yodato que contenía la materia prima, resultará siempre demasiado caro explotarlos para el yodo solo. Únicamente en el caso de una revolución en los valores del nitrato y del yodo se podrían elaborar los residuos.

Actualmente se extrae no más que 2% del yodo disponible en la industria del nitrato. Es este, acaso, el despilfarro industrial que no tiene paralelo en la historia del mundo. La vida de los depósitos de nitrato es limitada y es muy dudoso si la competencia por los nitratos sintéticos puede ser combatida por más de cincuenta a sesenta años. ¿De dónde saldrá entonces la provisión de yodo para el mundo entero, y a qué precios llegará?

Como cualquier otro negocio, la industria del yodo existe para procurar sus beneficios. Irrazonable sería suponer que los productores invierten sus capitales para almacenar el yodo para el consumo en años futuros. ¿No sería posible idear un proyecto para el cual los gobiernos ayudarían a los productores y a sus propios ciudadanos por la compra de algunas toneladas todos los años y de almacenarlos para el consumo de una generación futura?



AL MARGEN DE ALGUNAS INVESTIGACIONES CIENTÍFICAS

POR

J. J. LATORRE I.,
Ingeniero de Minas.

Hace algún tiempo, la Asociación de Productores de Salitre, escuchando el clamor de numerosas personas, llamadas técnicos e industriales del salitre, decidió crear un Departamento de Investigaciones Científicas. Había la certidumbre de que todo mejoramiento en los costos de producción del abono estaba basado en ciertos fundamentos científicos no descubiertos, en ignorados fenómenos físico-químicos y en la aplicación de algunos métodos de química analítica, desconocidos en la pampa y en Chile.

Cuando fué oportuno elegir los investigadores, ocurrió algo semejante a lo que pasó cuando se trató de seleccionar el personal destinado a tripular las naves aéreas durante la guerra europea. La experiencia había indicado que los automovilistas no podían llegar a ser buenos aviadores porque estaban ya habituados a manejar una máquina de cierta analogía con la aérea, pero sometida a condiciones de sollicitación diversas, y, por consiguiente, ciertos principios y algunas costumbres, calificadas de prejuicios en materias de aeronáutica, estaban demasiado arraigadas en sus espíritus, y era natural que, teniendo presentes estas observaciones, se les excluyera de los servicios aéreos.

La Asociación de Productores de Salitre, con un honroso criterio imitativo dictaminó también que debía excluirse de formar parte del Departamento de Investigaciones, a toda

persona que tuviera la pedantería de opinar sobre salitre, porque fuera chilena, poseyera preparación científica y experiencia en cuestiones salitreras. Con este criterio recurrió a la vieja Europa en demanda de técnicos científicos notables sin prejuicios de ninguna especie. Como los dominios de la investigación eran demasiado amplios estimó necesarias dos cabezas directivas en el Departamento y estas cabezas se eligieron de razas diferentes y antagónicas, confiada, la Asociación, en que el antagonismo racial haría surgir entre estas potencias colocadas frente a frente, una competencia poderosa, fecunda y deslumbrante. Desgraciadamente no ha sido así.

Con mucha lógica, el régimen acordado por la Asociación, para su Departamento, tendría como base una sola sede directiva; pero cuando llegaron los técnicos contratados con su cortejo de ayudantes y se discutió entre todos, como asunto previo, la designación del asiento central, no hubo unidad de apreciación, aunque largas fueron las discusiones; unos abogaron por los baños de mar, las mujeres hermosas y las flores; los otros por el desierto, el sol y el viento, eran caracteres distintos, y, por lo tanto, adversarios de la unidad de acción. Naturalmente, con este impulso inicial marcharon las cosas hasta producir el cisma que trajo, como consecuencia, el establecimiento de dos sedes de investigación con regímenes autónomos, ape-

nas ligadas entre sí por relaciones diplomáticas leves, sutiles, suspicaces. Trabajaron entonces separados los núcleos de investigadores, favorecidos por la esterilidad mientras que sus presupuestos de gastos iban en aumento hasta alcanzar la cifra de los millones; era esto algo desalentador y se comenzaba a murmurar, pero un buen día la esterilidad cesó. Los investigadores de Viña del Mar, habían llegado a la sorprendente conclusión de que los métodos analíticos constituían la base, si no la solución misma del magno problema de disminuir los costos de producción del salitre, y para comprobar este aserto, trataron y consiguieron "re-descubrir" numerosos de estos métodos que aparecen hoy hasta en los Manuales más modestos, cuidando de darles un sonoro repique de rebato para celebrar el fausto acontecimiento de su alumbramiento en tierras profanas.

Aquí no puedo sino recordar a mi profesor de Electrotecnia en los primeros años del curso de ingenieros; nos llevaba paulatinamente por senderos desconocidos hacia el "re-descubrimiento" de algunas leyes fundamentales de la electricidad, como la de Ohm, por ej., y nosotros, sus alumnos saturados de esta gloria, nos henchíamos de orgullo al sabernos comparables a los mejores físicos de todos los tiempos. Sin embargo, tal vez por una modestia mal entendida, error del cual hoy nos arrepentimos muy de veras, nunca hicimos alarde de nuestros méritos, jamás publicamos nada de nuestros "re-descubrimientos", y nos dejamos hundir miserablemente en el anonimato.

También en el Laboratorio de Salitre de nuestra Universidad, "re-descubrimos" muchas verdades científicas, perfectamente similares a las del centro viñamarino, pero esta vez ya no fué por modestia que guardamos

silencio, sino sencillamente porque no les atribuimos importancia, inconscientes de la trascendencia que se les iba a otorgar graciosamente más tarde y sabedores de que numerosos libros de 10 y 20 pesos el tomo, las consignaban con profusión de cifras y detalles.

Personalmente, en instantes de optimismo, he tratado de rebelarme contra la mezquina condición en que he vivido como buen chileno, dedicado a tecnicismos; en esta ocasión, unas cuantas plumadas sobre mis humildes observaciones de estudiante mediocre, como he sido, me habrían bastado para conseguir el éxito, pero quizás la serenidad demasiado rápida en acudir a mí, me ahorró el placer de sentirme notable por algunas horas. Hace unos pocos días cayó en mis manos un ejemplar de la revista americana "*The Chemical and Metallurgical Engineering*", donde aparecía un editorial dedicado al Departamento de Investigaciones de la Asociación de Productores de Salitre, que yo tomé más bien como dirigido a mí y a mis colegas de universidad; allí se hablaba de "explosiones de pseudo ciencia", "ejército de científicos", "No tienen idea de las condiciones técnicas y económicas de la pampa", "Puede asegurarse un completo fracaso", etc. Sin duda, que aun para nosotros es esto demasiado duro, se nos empequeñece demasiado, pero posiblemente, sea el medio de evitar nos futuras inquietudes respecto de nuestras ansias de celebridad a costa de "re-descubrimientos" insignificantes.

Los técnicos de Viña, haciendo un pequeño esfuerzo, podrían también vestir el sayo que les proporciona la revista citada, con él sobre sus hombros procederían con más prudencia para avaluar las modestas lecciones para ensayadores que han dictado con un poquito de presunción.

INVESTIGACIONES QUIMICAS EN LA INDUSTRIA DEL SALITRE

Santiago, 28 de Octubre de 1926.

Señor Director del "Boletín Minero".
Sociedad Nacional de Minería.—Pte.

Muy señor nuestro:

En el N.º 5 de la Revista Caliche, correspondiente al mes de Agosto, el Doctor Leimbach, del Laboratorio de Chorrillos de la Asociación de Productores de Salitre, publica un estudio sobre la acción de los yoduros y bromuros en la titulación de los cloruros, según el conocido método de Mohr, y la posibilidad de emplear este método en la industria salitrera.

El paciente trabajo del citado Doctor termina con la siguiente recapitulación:

"El método para la determinación por titulación de los halógenos, según Mohr, se presta muy bien para la determinación de las sales del ácido clorhídrico en el salitre de Chile y sus materias primas, si las disoluciones por titular tienen carácter neutro, o no poseen sino una alcalinidad pequeña. Disoluciones más alcalinas deben ser neutralizadas con ácido acético y meta-nitrofenol. Yodatos y cantidades algo considerables de nitrito entorpecen la titulación".

Tales conclusiones, por cierto muy interesantes, a que llega el ya citado Doctor, y que fueron publicadas en el carácter de una investigación cientí-

fica, nos inducen a declarar que ellas han sido comprobadas en múltiples ocasiones por los ayudantes y alumnos de la Escuela de Ingeniería en el Laboratorio de Salitre de la Universidad de Chile; y decimos comprobadas, pues ellas se conocen desde antiguo, como puede evidenciarse revisando la literatura química existente. En efecto, Treadwell (tomo II, pág. 310 a 313, edición francesa, 1920), Carnot en su "Traité D'Analyse des Substances Minerales", y muchos otros, han establecido rigurosa y cuantitativamente la influencia de los yoduros y bromuros.

Aun más, el señor Alfredo Sundt, ingeniero chileno, en su cartilla sobre ensayos del salitre, tan conocida por los ensayadores de la pampa, dice textualmente, en la página 17, refiriéndose a la determinación de los cloruros por este método: "En esta determinación quedan incluidos también los yoduros y yodatos, que se pueden determinar por separado, como se verá en los ensayos de yodo; cada mgr. de yodo, de yodato o de yoduro gasta 0,067 cc. de la disolución de nitrato de plata".

Esperando que el señor Director tenga a bien publicar ésta, se suscriben como sus attos. y S. S.

*J. Bravo C.—Eduardo Martínez G.
—Eugenio Matta F.* (Ayudantes del Laboratorio del Salitre de la Universidad Chile).



LA INDUSTRIA DEL SALITRE (1)

Ha sido necesario referirse a la situación y expectativas de la industria del salitre en varias ocasiones durante los últimos meses, el hecho de que muchos de nuestros lectores están interesados no solamente en las compañías productoras, sino también en los ferrocarriles que obtienen la mayor parte de sus entradas del acarreo del salitre, justifica que insistamos sobre el mismo tema; tanto más cuanto vemos que en la asamblea anual de la British South Trading Company, que ha tenido lugar en la última semana. Mr. T. T. Aikman, hizo una larga exposición sobre los negocios salitreros y dió una interesante y detallada relación de su reciente visita a Chile motivada por estos asuntos.

Es un hecho notorio que el grueso de las compañías británicas salitreras proporcionan a sus accionistas el más estricto *mínimum* de informaciones que puedan servir de base para que los inversionistas puedan formarse una opinión sobre las expectativas del negocio. Aún en las juntas generales anuales, cuándo los Presidentes parecen querer ir al fondo del sujeto, muy a menudo sus opiniones son sugeridas por los intereses que representan y esto ocurre hasta tal punto que es extraordinariamente difícil llegar a obtener una información oficial que sea digna de fe.

Es verdad que el señor T. T. Aikman es director de varias compañías productoras, pero como director gerente de la British South Trading Co.,

una entidad que compra y vende salitre y no produce, puede considerarse como colocado en una posición más independiente, para emitir una opinión equilibrada e imparcial que la que podría esperarse de alguno de los directores de una compañía salitrera. Su largo contacto con el mundo del salitre justifica el hecho de que uno pueda dar más crédito a sus observaciones de lo que es posible hacer en el caso de la mayoría de las autoridades del salitre. Por lo que hace a la situación presente de la industria salitrera, es obvio que las expectativas son por completo tan poco satisfactorias como las que formulamos hace algún tiempo atrás, subiendo los stocks de salitre al final del mes pasado, a la suma considerable de 1.798,000 tons., contra 1.363,000 tons. el año anterior. Aunque existen posibilidades en el porvenir de un mejoramiento eventual, estamos todavía distantes del momento en que esta situación se despeje.

La reciente visita de Mr. Aikman y otras personas a Chile, tuvo por objeto, según parece, especialmente tratar la cuestión de la "fall clause" en los contratos de venta celebrados para el período 1925-26. Con relación a este tópico parece que una mala inteligencia, para expresarlo de la manera más suave posible, suscitó sobre la interpretación de esa cláusula. Los compradores de salitre durante el año en cuestión, fueron por muchas razones, cautelosos en su actitud y aunque las compras se hicieron en escala limitada, ellas habrían sido, sin duda, mucho menores si no hubiera sido por la fall clause en cuestión que "con tal de que

(1) Del South American Journal, Londres. Reproducido por The South Pacific Mail, Octubre 21 de 1926.

hubiera sido cumplido por la Asociación dentro del espíritu y de la letra con que se subscribieron los contratos, habría protegido a los compradores en contra de pérdidas sobre los stocks que se encontraban en la incapacidad de vender al final del período salitre-ro". Parece, sin embargo, que cuando el consumo bajó y cuando se hizo obvio que existirían grandes saldos de stocks que quedarían para el año siguiente, noticias de Chile indicaron que los compradores no recibirían la completa protección de esta cláusula, si los precios pudieran ser eventualmente reducidos en las futuras ventas. En estas circunstancias, existía naturalmente, un vivo deseo de la parte de los tenedores de salitre de vender y, aunque después de producido el daño y rota la confianza, un grupo de compradores representativos fueron invitados a Chile con el objeto de discutir esta materia; no resultó nada de su visita "y la conferencia que todos habrían esperado diera como resultado encontrar una salida a estas dificultades, se convirtió en una discusión poco edificante sobre los derechos que tenían los compradores bajo el imperio de la "fall clause", para citar textualmente al señor Aikman.

De esto parece que la Asociación de Productores como el Gobierno de Chile ha manejado en una forma desgraciadísima los negocios de la industria salitrera. No es sorprendente, por lo tanto, encontrar que la pérdida de confianza en los compradores ha afectado las ventas hasta tal punto que hasta una fecha reciente se han vendido solamente 450,000 tons. para su entrega durante 1926-27, en comparación de 1.360,000 tons. hace un año para el período 1925-26. Además en vista de la fuerte posición de los productores sintéticos como se desprendía de las cifras dadas por el Sr. Aikman,

es muy poco probable que pueda esperarse un mejoramiento en las ventas en los próximos meses, hasta tal punto de que parece que el año 1926-27 no puede resultar sino como un año desastroso para la industria del salitre.

Echando una mirada hacia el futuro, no hay duda de que se necesita más que nada, llegar a un convenio entre los productores chilenos y los productores alemanes sintéticos. Pero en vista de la fuerte posición de estos últimos y de la debilidad estadística relativa del salitre chileno, nos parece que ningún acuerdo puede obtenerse en este sentido mientras la industria salitrera no sufra todavía un nuevo quebranto, con lo cual los intereses alemanes quedarían capacitados para llegar a un arreglo sobre bases más favorables para ellos. Es cierto que las plantas modernizadas que se han estado instalando en Chile durante los últimos años, permitirán que se rebaje enormemente el costo de producción. Se espera que la Anglo Chilean Nitrate Corporation bajo la dirección de los señores Guggenheim Bross, comenzará a producir durante los primeros meses a razón de 5.000,000 tons. por año y a un costo no superior a 11 sh. 6d. por quintal métrico f.o.b. en Chile incluyendo el derecho de exportación de 5 sh. 1d. por quintal métrico. Los más antiguos y más caros productores, sin embargo, muestran costos que varían entre 14 y 17½ sh. por quintal métrico. Las expectativas para estas compañías aún en un futuro distante no pueden ser muy halagadoras. Queda evidenciado, por lo tanto, que la opinión que hemos sostenido durante los dos últimos años de que eventualmente la situación podría mejorar para los productores de bajos costos, pero que los productores caros estarían compelidos a cerrar sus oficinas, se

confirmará en forma más o menos exacta, de tal modo que de aquí a uno o dos años, si los negocios de la industria del salitre se mejoran, esto significará solamente que los tenedores de las acciones de las compañías a bajo costo encontrarán que su actitud de conservar las acciones para mejores tiempos, ha quedado completamente justificada.

Tomando un año con otro, la industria salitrera en los últimos 30 a

40 años, ha hecho ganar gruesos dividendos a los inversionistas británicos o chilenos, ha proporcionado mucho trabajo a la mano de obra local e ingentes entradas al Gobierno de Chile y parece lamentable que haya caído en la presente mala situación, pudiendo haber prevenido estos males o por la menos haberlos reducidos si el Gobierno de Chile y la Asociación de Productores hubieran sido más razonables.



SECCION CARBONERA

EMPLEO DEL CARBON PULVERIZADO PARA EL CALDEO DE LAS CALDERAS DE VAPOR (1).

I.—Preámbulo.

El caldeo de las calderas con carbón pulverizado, parece haber franqueado felizmente, hoy día, el período de experimentación industrial puesto que, en las numerosas e importantes instalaciones que han sido realizadas hasta hoy, tanto en Francia como en el extranjero, desde 1918, las ventajas esperadas de esta forma de caldeo y obtenidas desde el principio, han sido claramente confirmadas por muchos años de explotación industrial.

Sin embargo, los excelentes resultados hoy día adquiridos, han necesitado vencer minuciosos y numerosos detalles de instalación. Esta puesta en punto que ha dado nacimiento en cier-

to modo a lo que podría denominarse, la técnica del carbón pulverizado, no ha sido posible sino gracias a la colaboración cada vez más estrecha entre los constructores y los primeros explotadores. Queda, sin embargo, mucho que hacer respecto a este asunto y ésta es la razón por la que hemos pensado que el resumen sumario de los estudios efectuados por la Energía Eléctrica del Norte de Francia para adoptar el carbón pulverizado al caldeo de sus calderas de vapor pudiera presentar algún interés para aquéllos que no han tenido ocasión de estudiar esta cuestión.

II.—De la pulverización del carbón.

El éxito del caldeo de las calderas con carbón pulverizado, ha estado, ante todo, subordinado a la posibilidad

(1) De la memoria presentada por M. Orengo a la *Société des Ingenieurs Civils de France*.
Revista Minera Metalúrgica y de Ingeniería.
Oct. 8. 1926.

de efectuar, en condiciones industriales aceptables, la pulverización del carbón hasta un grado de fineza indispensable para la obtención: 1.º de una rapidez de combustión suficiente y que no acarree para los hogares dimensiones prohibitivas, y 2.º de un rendimiento térmico, por lo menos igual al realizable con los otros procedimientos de caldeo.

El quebrantado de los cuerpos constituye una operación que se remonta a la más remota antigüedad y cuya técnica industrial se ha desarrollado bien antes de la aparición del carbón pulverizado, para el molido de algunos minerales o materias primeras que debieran ser pulverizadas antes de sufrir otro tratamiento. Debe parecer natural, por consiguiente, que los inventores hayan pensado primero si no en utilizar tal cual estaban las quebrantadoras existentes, por lo menos, en conservar el fundamento para la realización de quebrantadoras especiales destinadas al carbón. Se podría, sin embargo, preguntar si los aparatos así establecidos tenían condiciones de trabajo adaptables al nuevo objeto particular y especialísimo perseguido.

El quebrantado del carbón, en efecto, difiere mucho del de los minerales a causa, por una parte, de las características particulares de la hulla (muy diferentes de las de los minerales), y por otra, en razón de la mayor fineza necesaria para el carbón y también de la necesidad de no extraer el carbón pulverizado hasta que se ha llegado a una fineza suficiente, pero debiendo al mismo tiempo, ser extraído tan pronto como ha alcanzado esta fineza. (Esta última condición sobre todo, debía ser realizada con dificultad, mientras que es una de las más importantes desde el punto de vista industrial).

Ella determina, en efecto, la poten-

cia absorbida por tonelada de carbón quebrantado, y, por consiguiente, el rendimiento de las quebrantadoras.

Sin embargo, esta potencia es fuertemente influida por numerosos factores independientes de la quebrantadora misma: naturaleza y proporción de las cenizas, proporción en humedad, etc., y se hace muy difícil, por consiguiente, apreciar exactamente, por el sólo conocimiento del valor de la potencia absorbida por tonelada, el rendimiento relativo de dos tipos de quebrantadoras que acusen cifras del mismo orden.

Respecto a nosotros hemos tratado de determinar experimentalmente el orden de magnitud del trabajo efectivo y útil correspondiente a la pulverización, en condiciones de fineza necesarias, para una tonelada de hulla. Hemos creído encontrar, (para la media de los carbones procedentes de la cuenca francesa del Norte y del Paso de Calais), que la pulverización de estos carbones, hasta que la totalidad del producto molido pase por el tamiz de 100 mallas, corresponde a un trabajo útil de 10 caballos por tonelada, y que para obtener una velocidad mayor y tal que la totalidad del producto pase por el tamiz de 200 mallas, es preciso gastar una nueva potencia supletoria de 5 caballos por tonelada, aproximadamente.

No conviene conceder a estas cifras un valor absoluto; pueden constituir, sin embargo, en opinión nuestra, elementos de comparación muy aproximados. Además, los ensayos efectuados para la determinación de estas potencias nos han permitido verificar abundantemente algunas conclusiones que habíamos ya presentado desde el comienzo de nuestros estudios en cuanto a la influencia de la naturaleza particular de la hulla sobre las condicio-

nes de su pulverización. Estas conclusiones pueden resumirse del modo siguiente:

1.º La hulla prácticamente seca se comporta como un cuerpo blando y frágil, que resiste enérgicamente al aplastamiento por simple esfuerzo estático, pero que se quiebra fácilmente bajo un choque;

2.º La hulla, después de su quebrantado, no se hiende únicamente en pedazos de igual espesor, sino que a cada rompimiento se produce una cantidad relativamente importante de fino polvo que ha alcanzado ya la mayor fineza deseada;

3.º La trituración, propiamente dicha, sólo exige un gasto relativamente pequeño de energía, pero la porfirización o disgregación de los polvos necesita un gasto de energía mucho más importante, y parece crecer en progresión geométrica inversa a la masa del grano fino.

En consecuencia, nos parece que una quebrantadora de carbón debería, para tener un buen rendimiento, y, por lo tanto, un gasto reducido:

1.º Asegurar la pulverización por choque más que por aplastamiento, en tanto que el carbón tenga todavía un grueso suficiente para que el efecto del choque sea eficaz.

2.º Asegurar el quebrantado progresivo de la hulla de manera a igualar el desgaste de los órganos de quebrantado y evitar los entorpecimientos locales.

3.º Asegurar la evacuación lo más inmediata posible del carbón, desde que se ha obtenido la fineza suficiente, a fin de evitar que los productos finos no absorban inútilmente una parte importante de la energía gastada y no entorpezcan el aparato.

Además de estas condiciones que sólo se refieren al rendimiento de los aparatos, y, por consiguiente, al precio

de costo del carbón pulverizado (y también al desgaste de los órganos de quebrantar), las quebrantadoras deben tener las cualidades inseparables de todo aparato industrial en lo que concierne a su robustez, seguridad de empleo, volumen lo más reducido posible y precio barato.

Las consideraciones generales que preceden, nos permitirán pasar una rápida revista a las características de las diferentes quebrantadoras que hemos tenido ocasión de estudiar, en lo que concierne a la aptitud de estos aparatos para producir el carbón pulverizado que se desea.

Los diferentes tipos y modelos de quebrantadora actualmente utilizados para la pulverización del carbón, pueden dividirse en dos grandes grupos, en lo que concierne a su modo de quebrantado; las unas quebrantan y pulverizan el carbón por esfuerzo estático y aplastamiento, y las otras, por percusión. En este punto de vista, los aparatos de la primera clase se subdividen, según el orden de quebrantado utilizado, en quebrantadoras de poleas y quebrantadoras de bolas. En la segunda clase sólo hay quebrantadoras de paletas, pero los distintos modelos se diferencian por la realización más o menos feliz de las condiciones indispensables que luego indicaremos en el estudio, un poco más detallado, de este género de aparatos.

A.—Quebrantadoras de aplastamiento.

a) *Quebrantadoras de poleas.*—Las quebrantadoras de poleas o quebrantadoras pendulares están constituidas esencialmente por una o muchas poleas suspendidas en el extremo de un eje alrededor del cual pueden girar. Los ejes de suspensión de las poleas están, a su vez, articulados en el ex-

tremo de una cruceta horizontal fija a un árbol vertical animado de un movimiento de rotación. Las poleas van apoyadas enérgicamente por la fuerza centrífuga sobre un camino de rodamiento que forma cuveta. La substancia a quebrantar, es proyectada por una paleta entre las poleas y la corona y se encuentra quebrantada por presión y aplastamiento.

Estos aparatos marchan en circuito cerrado, es decir, que el carbón insuficientemente quebrantado que hubiese podido ser aspirado por el ventilador aspirador, es vuelto a enviar a la cámara de quebrantado después de haber sido detenido por un separador de aire.

Estos aparatos tienen un rendimiento caracterizado por una potencia gastada, que varía entre 30 caballos para los pequeños aparatos, y 20 caballos para los grandes, para un rendimiento de 4 toneladas-hora próximamente. Pero el rendimiento de los aparatos disminuye considerablemente si se les hace funcionar a una marcha inferior a su marcha normal. Los valores precedentes se entienden como medias verificadas, mientras la proporción en humedad del carbón no pase de 2 a 3 por 100 y para una fineza del carbón cribado caracterizado por 75 a 78 por 100 en el tamiz de 200 mallas. Se ha podido, en algunos casos, mencionar valores inferiores para la potencia absorbida; pero haciendo notar que la fineza obtenida era bastante sensiblemente inferior a la normalmente admitida y la proporción del carbón quebrantado que pasaba por el tamiz de 200 descendía hasta el 70 y aún el 60 por 100, solamente.

El buen funcionamiento de los aparatos necesita igualmente un secado previo del carbón, porque si el quebrantado es todavía posible para proporciones en humedad relativamente

elevadas, la potencia absorbida crece rápidamente con la proporción en humedad. El carbón, en efecto, se aglutina y adhiere sobre las poleas y el camino de rodamiento; su emulsión por la corriente de aire creada por el aspirador, se hace muy difícil, y el mismo carbón emulsionado obtura los filtros del separador y se deposita sobre las paredes de las tuberías de transporte.

Este inconveniente es, además, común a todos los aparatos que trabajan por aplastamiento y que deben obligatoriamente ser acoplados con un aspirador precedido de un separador en el cual la precipitación del carbón insuficientemente pulverizado no resulte más que de la preponderancia del peso de los granos de carbón sobre el esfuerzo ascensional debido a la corriente de aire vertical provocada por el ventilador de extracción. Para asegurar la emulsión del combustible, esta corriente de aire debe tener una velocidad notable frente a los órganos de quebrantado. Pero no se puede realizar un factor de retención suficiente de este aire en el separador, a menos de darle dimensiones absolutamente prohibitivas. Es necesario entonces completar la filtración natural por un tamizado, obligando a la mezcla emulsionada a atravesar telas metálicas de mallas finas. El funcionamiento de estos tamices es satisfactorio en tanto que el carbón esté muy seco; pero desde que la proporción en humedad pasa de 2 a 3 por 100, el tamiz se obstruye rápidamente y los aparatos se atascan.

Además, el mecanismo de los péndulos que trabajan en el polvo del carbón es muy delicado y aún con una ejecución particularmente cuidada y costosa, los gastos de quebrantado y de entretenimiento son elevados. A pesar de un gasto de aceite que llega a veces a 1,500 kilogramos por tonelada de carbón quebrantado, no se pue-

de siempre evitar el agarre de las poleas sobre su eje o el del cojinete que soporta el móvil cuyo peso llega a 6 toneladas para quebrantadoras de una capacidad de 4 toneladas-hora. Este móvil, aunque muy pesado, se encuentra a veces, sin embargo, igualmente levantado por el acuñaamiento entre las poleas y el camino de rodamiento, de cuerpos duros introducidos con el combustible. Estos aparatos deberán, por consiguiente, estar obligatoriamente precedidos de un separador magnético que retire, antes de su introducción en el aparato, los cuerpos ferrosos susceptibles de estar mezclados al carbón (herraduras, enganches de vagones, etcétera).

Sucede igualmente, que a consecuencia de un desgaste desigual, las poleas dejan de constituir una superficie perfecta de revolución y patinan sobre la corona en vez de rodar, perdiendo así una parte de su efecto de quebrantado. A causa de las dificultades de ventilación, todo el conjunto se calienta bastante rápidamente y son necesarias paradas periódicas para dejar enfriar el aparato.

En resumen, los aparatos de poleas son susceptibles de rendir servicios interesantes. Permiten alcanzar fácilmente la fineza necesaria para el buen funcionamiento de los hogares, pero además, de ser embarazosos y costosos, delicados y frágiles, deben estar obligatoriamente precedidos de un secador y de un separador magnético. En fin, su mal rendimiento a poca carga y la irregularidad inevitable con la cual entregan el carbón molido, no les permite adaptarse a las variaciones de marcha inevitables de los generadores de vapor. No podrán ser, por consiguiente, utilizados sino en las centrales de pulverización y necesitarán un stock de carbón pulverizado en la proximidad de los aparatos de utilización.

b) *Quebrantadoras de bolas*.—Las dificultades de conducción y entretenimiento de las quebrantadoras de poleas han provocado la aparición de otro tipo de quebrantadora que funciona igualmente por aplastamiento: la quebrantadora de bolas.

Esta quebrantadora está constituida esencialmente por un tambor de forma bicónica que contiene un gran número de bolas de diferentes dimensiones y que se hace girar a pequeña velocidad. El carbón introducido en el interior del tambor, es quebrantado por la caída de las bolas que la agitación del tambor mantiene en constante movimiento. El carbón suficientemente pulverizado es, como en los aparatos precedentes, evacuado por una corriente de aire provocada por un ventilador que le impele a los silos de carbón pulverizado.

Por las razones de principio, ya mencionadas, no creemos que este aparato pueda ser considerado como la fórmula definitiva de los trituradores de carbón pulverizado. Nos parece perfectamente estudiado para el quebrantado de materiales muy duros que tengan necesidad, para ser reducidos a polvo, de esfuerzos repetidos de aplastamiento. La forma bicónica del aparato facilita la clasificación metódica de los productos durante el quebrantado, pero la evacuación de los productos acabados no está sino imperfectamente asegurada. Las finas partículas de carbón no se desprenden, en efecto, sino muy difícilmente de la masa constituida por las bolas y el carbón todavía insuficientemente quebrantado, y los efectos útiles de aplastamiento debidos al rodamiento de las bolas están fuertemente amortiguados mientras que su desgaste se encuentra inútilmente acelerado.

De hecho, el rendimiento de estas quebrantadoras está caracterizado por una potencia absorbida que varía, se-

gún los tipos, y también, bien entendido, según el estado de humedad y de fineza inicial del carbón bruto, entre 16 y 25 caballos por tonelada, o sea bastante sensiblemente inferior a la absorbida por las quebrantadoras precedentemente estudiadas.

Pero este rendimiento disminuye considerablemente cuando se utiliza la quebrantadora a una carga inferior a la carga máxima para la que ha sido establecida, porque la potencia en vacío es, por lo menos, las tres cuartas partes de la potencia a plena carga. Esto tiende a hacer que las quebrantadoras de este tipo tengan obligatoriamente una gran masa que crea resistencias pasivas considerables. Una quebrantadora que asegure el quebrantado de 8 toneladas por hora pesa 50 toneladas (de las cuales 12 toneladas corresponden a las bolas) y absorbe 200 caballos. El desgaste de las bolas varía, bien entendido, con la naturaleza y calibre del carbón tratado, pero el valor de 35 gramos por tonelada parece poder ser considerado como un mínimo.

De hecho, estos aparatos son muy embarazosos y no pueden, bien entendido, seguir las fluctuaciones del gasto de los hogares de utilización. Necesitan, por consiguiente, también un almacenado de carbón pulverizado.

Como triturador, el aparato es, sin duda, menos influido que los precedentes por la humedad del combustible bruto, pero por razón misma de la necesidad de asegurar la extracción y el transporte por aire, a menudo además a una distancia apreciable, del carbón molido, un funcionamiento regular del triturador no estará asegurado sin una desecación suficiente del combustible, bien antes de su introducción en el aparato, bien durante el quebrantado, utilizando, por ejemplo, aire caliente para

la extracción y el transporte del carbón.

B.—Quebrantadoras de percusión.

Las quebrantadoras de percusión han sido utilizadas en América, casi al mismo tiempo que las quebrantadoras de aplastamiento, pero las condiciones demasiado empíricas en las que los primeros aparatos estaban establecidos, no les han permitido extenderse tan rápidamente como sus competidores, al menos para instalaciones importantes.

Si el principio mismo de su funcionamiento les hace particularmente aptos para asegurar en las mejores condiciones la pulverización de los cuerpos blandos y frágiles como el carbón, su puesta a punto ha necesitado un estudio profundo de los fenómenos complejos que su sencillez de construcción disimula. Estos aparatos están constituidos en substancia por un cierto número de discos acuñados sobre un árbol horizontal y provistos de paletas en su periferia. Estos discos giran a gran velocidad en un cilindro cerrado, constituyendo otras tantas cámaras de pulverización separadas, que el carbón debe atravesar sucesivamente antes de llegar a un ventilador montado sobre el mismo árbol que los discos y que asegura la extracción del carbón introducido en la primera cámara de quebrantado.

Durante toda la duración de su permanencia en la quebrantadora, el carbón es *mantenido emulsionado* en la corriente de aire provocada por el ventilador cuya aspiración se efectúa a través del aparato.

La pulverización del carbón es así asegurada progresivamente, pues la fineza del producto evacuado de cada una de las cámaras sucesivas de que-

brantado, va aumentando de una cámara a otra. El carbón, en efecto, no puede abandonar una cámara para penetrar en la cámara siguiente, sino cuando ha alcanzado la fineza necesaria, lo que resulta directamente de las condiciones de establecimiento y reglaje del aparato. En efecto, en cada cámara, los granos de carbón, centrífugados por las paletas y mantenidos en emulsión en la corriente de aire, están sometidos a dos fuerzas contrarias; de una parte, la fuerza centrífuga provocada por las paletas; y de otra parte, la fuerza centrípeta debida a la aspiración del ventilador. Se comprende fácilmente que la vena de carbón emulsionado sea el centro de movimiento de remolino que tienden a operar una clasificación del carbón por tamaños. Las partículas más gruesas son proyectadas y mantenidas en la periferia, mientras que las partículas más finas se aproximan al eje y son finalmente aspiradas a la cámara siguiente y así siguen hasta la última cámara.

Sin embargo, como hemos indicado precedentemente, los choques sucesivos recibidos por el carbón en las diferentes cámaras, dan inmediatamente nacimiento a una cantidad apreciable de productos terminados que deberían poder ser extraídos inmediatamente y que deberán, sin embargo, atravesar sucesivamente todas las cámaras que les separan todavía del ventilador. Esta condición defectuosa no puede ser atenuada sino por una dimensión juiciosa de los aparatos. La teoría simplificada que acabamos de resumir permite, sin embargo, apreciar las dificultades que presenta el estudio matemático de estas quebrantadoras.

También los primeros aparatos construidos tenían un rendimiento muy mediocre, caracterizado por una potencia absorbida de 45 a 50 caballos

por tonelada de carbón molido. Pero la puesta en punto perseverante de las dimensiones de los aparatos ha permitido reducir esta potencia a menos de 25 caballos por tonelada para aparatos que llevan cuatro cámaras sucesivas de quebrantado y susceptibles de un gasto de 4 toneladas hora de carbón pulverizado. Hay que tener en cuenta que esta potencia incluye obligatoriamente la potencia absorbida por el ventilador acoplado sobre el mismo eje y que la potencia absorbida por el triturador, propiamente dicho, llega apenas a 18 caballos por tonelada.

Algunos constructores de aparatos de este tipo se han preocupado paralelamente de estudiar aparatos que no llevan más que un solo disco, pero que llevan, además, un dispositivo de separación del carbón extraído antes de tener una fineza suficiente. Para ser eficaz sin necesidad de dimensiones prohibitivas y sin hacer uso de los tamices, cuyos inconvenientes ya hemos señalado, este separador debe acusar fuertemente el peso del carbón, como ocurre en el triturador de cámaras múltiples. Un aparato de este género estará actualmente disponible y realizado para toda la gama de gastos comprendidos entre 100 kilogramos y 5 toneladas por hora. La potencia absorbida por estos aparatos alimentados de combustible que tenga una proporción de 5 por 100 de humedad no llegará más que a 19 caballos por tonelada de carbón, comprendida la potencia absorbida por el ventilador. Un dispositivo muy sencillo permite, por la simple maniobra de un órgano móvil del separador, regular la fineza, que ha podido ser llevada en algunos casos hasta que el 99,5 por 100 del producto pulverizado pase por el tamiz número 100.

Estos aparatos, sin embargo, no han recibido todavía aplicaciones indus-

triales, pero si los resultados citados son confirmados por la práctica, constituirán la prueba formal de la exactitud de las consideraciones generales que hemos expuesto en lo que concierne a la aptitud especial de los aparatos de percusión para asegurar la pulverización del carbón. Se puede, sin embargo, reprochar a estos aparatos, tener una superficie de desgaste muy débil, sobre todo para las paletas de quebrantado. Hay que tener en cuenta respecto a esto que el desgaste es función directa del rendimiento de los aparatos. Este rendimiento parece hoy día, por lo menos, comparable al de los aparatos de aplastamiento, y por consiguiente, el reproche considerado no será justificado sino cuando el desgaste se traduzca en un desequilibrio de las masas giratorias que obligarán a parar muy frecuentemente los aparatos para equilibrarlas de nuevo. De hecho, después de más de siete años de práctica industrial, nunca hemos tenido que equilibrar los aparatos, salvo después del reemplazamiento de las paletas, y sin embargo, los móviles de las quebrantadoras de 4 toneladas utilizadas en Comines, pesan 1,200 kilogramos, giran a 1,450 revoluciones y están sostenidas por soportes de bolas, particularmente sensibles a los desequilibrios. Además, el reemplazamiento no es necesario sino después de períodos que varían entre 1,500 y 2,000 horas de marcha, y este reemplazamiento sólo ocasiona una inmovilización de los aparatos de veinticuatro horas a lo más.

Además de un excelente rendimiento a carga normal, los aparatos de percusión y gran velocidad presentan la ventaja de conservar casi el mismo rendimiento, cualesquiera que sean las variaciones del gasto del combustible tratado, y también de poder utilizar

carbones cuya proporción en humedad puede alcanzar y aun pasar de 10 por 100, proporción que es rara vez alcanzada aun para combustibles almacenados a pleno aire. Estas ventajas resultan directamente del hecho de que el carbón es mantenido constantemente emulsionado en los aparatos que, por este aspecto, constituyen en cierta forma secadores que trabajan simultáneamente por caldeo y ventilación. En ningún momento la materia a pulverizar es machacada entre dos superficies metálicas, y la aglomeración del combustible en lodos carbonosos que no puedan ser transportados por el aire, es prácticamente imposible. Hay que tener en cuenta respecto a esto, que el funcionamiento mismo de los aparatos, necesita que el carbón esté diluido en una cantidad de aire que varía alrededor de 3 kilogramos de aire por kilogramo de carbón, y que la evaporación de la humedad aportada por el combustible e importada por el aire que se satura toda al calentarse, es facilitada por el estado de extrema división de la materia. Esta acción de secado puede, además, ser todavía facilitada sin ningún peligro por el recalentado previo del aire inyectado en el aparato, así como puede hacerse igualmente para los otros tipos de quebrantadoras.

Sabemos respecto a esto, que un constructor ha efectuado ensayos muy interesantes para estudiar la influencia de la admisión de aire caliente en un aparato de choque del modelo con separador.

El aire aspirado por el aparato estaba a una temperatura que variaba entre 240 y 280°.

La humedad de los carbones empleados variaba de 6 a 13,5 por 100.

Los resultados obtenidos fueron los siguientes:

Gasto de Carbón por hora	Humedad del carbón		Temperatura del aire	Kilovatios por tonelada pulverizada
	Bruto.	Pulverizado		
800	3 por 100	2	Frio	11,5
800	6 —	4	"	15
800	8 —	6,2	"	17,3
800	9 —	0,9	240°	10,25
800	11 —	1,6	"	11,5
00	13,5 —	2	280°	13,25

Es muy de notar que la potencia exigida para el quebrantado está fuertemente influida por la presencia del aire caliente. Es seguro que en este momento los fenómenos de quebrantado y de separación por el aire, están grandemente facilitados debido al hecho de que se les hace obrar sobre un producto muy seco.

De hecho y sin ningún recalentado previo del aire, el funcionamiento de nuestros aparatos ha estado siempre asegurado, a pesar de que durante los días particularmente lluviosos del invierno último, la proporción en humedad de los combustibles introducidos llegaba al 12 por 100. Desde luego, la potencia absorbida por los aparatos aumenta con la proporción en humedad, pues la evacuación de los carbones húmedos es retrasada. En fin, los aparatos de este tipo, en razón de la constancia relativa de su rendimiento, se adaptan sin ninguna dificultad a las variaciones de marcha de los hogares de utilización y permiten evitar las complicaciones del almacenaje y del transporte a gran distancia del carbón pulverizado, las cuales, además de que obligan a proceder a un secado del carbón antes de quebrantarle, si se quiere estar seguro de un funcionamiento suave y regular, ocasionan un aumento considerable del volumen ocupado y del precio de la instalación.

En resumen, consideradas desde el punto de vista de sus posibilidades de utilización, las quebrantadoras de carbón pulverizado se dividen en aparatos de gasto constante: quebrantado-

ras de bolas o de poleas y en aparatos de gasto variable: quebrantadoras de muelas o de percusión. Las primeras no pueden ser utilizadas más que en las instalaciones llamadas "centrales de pulverización", mientras que las otras están, sobre todo, designadas para las instalaciones denominadas "de aparatos individuales".

En todos los casos, el rendimiento propio de los aparatos de quebrantado parece del mismo orden de magnitud, pero para lo que importa, sobre todo desde el punto de vista industrial, a saber: el precio de coste de la tonelada de carbón pulverizado, los aparatos individuales presentan una ventaja notable sobre los otros tipos.

Añadamos, en fin, que los aparatos individuales presentan todavía otras ventajas muy apreciables para el práctico: menor espacio ocupado, mayor suavidad de marcha, posibilidad de aplicar el caldeo con carbón pulverizado a hogares aislados, y aumento del coeficiente de seguridad del hecho de que, para las grandes calderas, se puede utilizar como nosotros lo hemos hecho en Comines, dos aparatos por caldera, en condiciones tales, que la caldera puede todavía, asegurar los dos tercios de su vaporización máxima con un solo aparato, si el segundo está voluntaria o accidentalmente inmovilizado.

En conclusión, creemos que si las instalaciones de quebrantado del tipo de central de pulverización son aptas para resolver convenientemente el problema de la preparación del carbón pulverizado con objeto de utilizarle para el caldeo de las calderas de vapor, los aparatos individuales son, por lo menos, equivalentes y presentan aún numerosas ventajas que nos parecen suficientes para que se les conceda la preferencia en la mayoría de los casos presentados a la práctica industrial.

(Continuará).

INFORMACIONES DE LAS COMPAÑÍAS MINERAS

Los informes de las Compañías Mineras que se publican a continuación, han sido facilitados por las Gerencias respectivas.

Compañía Minera Porvenir de Huanuni

La producción de esta Compañía correspondiente al mes de Octubre próximo pasado, ha sido como sigue:

Barrilla de estaño	1,842 quintales españoles de 60%.
Media barrilla de estaño . .	1,155 quintales españoles de 30%.
Cementos de plata y cobre	96,450 onzas de plata fina.
Cementos de plata y cobre	9,000 kilos cobre fino.
Minerales descajados de Huanuni.	550 toneladas con 56,584 onzas de plata fina.

Ag	Zn	Pb
32 m. f.	32%	10%

Es interesante dejar constancia del notable mejoramiento de producción que esta Compañía ha tenido durante Octubre, con respecto de los meses anteriores.

Sociedad Minas de Plata de Caylloma

Esta Sociedad ha tenido durante los meses de Agosto, Septiembre y Octubre ppdo., la siguiente producción:

	Onzas de plata	Onzas de oro
Agosto	24,690	79
Septiembre	28,062	88
Octubre	29,402	129

Compañía Minera y Agrícola Oploca de Bolivia

Esta Compañía ha tenido durante el mes de Octubre una producción igual al mes anterior: Octubre, 1926, 6,820 quintales españoles de barrilla de estaño.

Compañía Estañífera Kala-Uyu

Esta Compañía ha tenido durante el mes de Octubre un pequeño mejoramiento en la producción, con respecto a los meses anteriores: Producción de Septiembre: 582 quintales esp. de barrilla. Producción de Octubre: 766 quintales esp. de barrilla.

Compañía Minas de Colquiri

La producción de barrilla de estaño que ha tenido esta Compañía durante el mes de Octubre, ha sido: 803 quintales españoles.

Compañía Minera de Oruro

Las producciones de plata y estaño de esta Compañía durante el mes de Octubre, ha sido como sigue:

Barrilla de estaño de 60%	119,1 tons. méts.
Barrilla de estaño de 30%	3,8 tons. méts.
Sulfuro de plata	1076,2 kgs. finos de plata.

Compañía Minera y Beneficiadora de Plata de Condoriaco

Las producciones de oro y plata de esta Compañía, durante los últimos meses han sido como sigue:

	Kgs. de plata	Kgs. de oro
Agosto	161	2,11
Septiembre	155	2,34
Octubre	205	2,8
Noviembre	179	2,94



COTIZACIONES

PLATA

DIAS	Londres 2 meses onza standard peniques	Valparaíso kilo fino \$
Noviembre 11	$24^9/16$	133.—
» 25	$24^{15}/16$	134.56

COBRE

QUINCENAL EN CHILE

DIAS	A BORDO \$ POR qq. m.		
	Barras	Ejes 50%	Minerales 10%
Noviembre 11	202.90	$87.56\frac{1}{2}$ Escala 202 cents.	10.66 Escala $116\frac{1}{4}$ cents.
» 25	199.40	$85.82\frac{1}{2}$ Escala 199 cents.	$10.47\frac{1}{4}$ Escala $114\frac{3}{4}$ cents.

SEMANTAL EN NUEVA YORK

DIAS	Centavos por libra	DIAS	Centavos por libra
Octubre 7	14.05	Octubre 21	Nominal
» 14	14.10	» 28	—

DIARIA EN LONDRES

DIAS	£ por tonelada		DIAS	£ por tonelada	
	Contado	3 meses		Contado	3 meses
Octubre 29.....	57.15.0	58.12.6	Noviembre 12.....	57.12.6	58.10.0
Noviembre 1.º.....	57.12.6	58.10.0	» 15.....	57.15.0	58.12.6
» 2.....	57.15.0	58.12.6	» 16.....	57.12.6	58.10.0
» 3.....	57.17.6	58.15.6	» 17.....	57.12.6	58.10.0
» 4.....	57.10.0	58. 7.6	» 18.....	57.12.6	58. 0.0
» 5.....	57. 5.0	58. 0.0	» 19.....	57. 0.0	57.17.6
» 8.....	57. 2.6	58. 0.0	» 22.....	57. 0.0	57.17.6
» 9.....	57.12.6	58.10.0	» 23.....	57. 0.0	57.17.6
» 10.....	57.15.0	58.12.6	» 24.....	56.17.6	57.12.6
» 11.....	57.10.0	58. 7.6			

VALOR DE LA LIBRA ESTERLINA

DIAS	\$ por £	DIAS	\$ por £
Octubre 29.....	39.45	Noviembre 12.....	39.53
» 30.....	39.41	» 13.....	39.51
Noviembre 2.....	39.49	» 15.....	39.49
» 3.....	39.50	» 16.....	39.58
» 4.....	39.56	» 17.....	39.59
» 5.....	39.56	» 18.....	39.61
» 6.....	39.56	» 19.....	39.58
» 7.....	39.56	» 20.....	39.57
» 8.....	39.56	» 22.....	39.57
» 9.....	39.58	» 23.....	39.55
» 10.....	39.58	» 24.....	39.51
» 11.....	39.53	» 25.....	39.50

SALITRE

11 Noviembre.

El mercado ha continuado algo firme durante la pasada quincena, y los exportadores continúan comprando para entrega inmediata. Las ventas efectuadas por la Asociación de Productores suben a 60,000 toneladas, de las cuales 49,000 toneladas son entrega Octubre, 12,600 toneladas Noviem-

bre, 300 para Diciembre, y 100 toneladas para el consumo en la costa.

El mercado Europeo está muy firme y los precios han subido debido a la firmeza en el mercado de fletes, las estadísticas demuestran una mejoría que parece va a seguir, el consumo durante Octubre fué de 90,000 toneladas más que el año anterior, hay demanda a £ 11.10.0 y £ 12.2.6 para inmediato y a £ 11.16.6 y £ 12.7.6 para la próxima primavera, según el consumo del mercado.

Durante la quincena el mercado Europeo también ha continuado paralizado y las transacciones han sido pocas.

Las cotizaciones quedan sin cambio.

Lo exportado durante la primera quincena de Noviembre fué de 405,820 qtls. méts. comparado con 1.368,105 qtls. méts. durante el mismo período del año 1925.

Las existencias en la costa al 1.º de Noviembre fueron de 1.307,745 toneladas.

El sobrante de salitre vendido por la Asociación de Productores y no embarcado al 15 de Noviembre, se calcula en 1.600,000 qtls. méts.

No se ha sabido de fletamientos para Reino Unido o Continente durante la pasada quincena y parece que los precios no estarán a la altura de la quincena pasada. Según noticias recibidas recientemente de Inglaterra parece que la huelga de carbón estará pronto solucionada, pues un gran número de obreros han reasumido sus trabajos. Tan pronto como suceda, esto influirá en los precios de los fletes. Se dice que los exportadores han ofrecido 32/6 por espacio por vapores de la carrera para Diciembre/Enero para Reino Unido o Continente, pero no ha sido posible confirmarlo, y dicho precio puede ser solamente cotizado como nominal para dichas posiciones. Para Febrero el precio nominal es de 30/- y para Marzo 28/- todo para Reino Unido, Havre/Hamburgo y, Rotterdam y Amsterdam. Para puertos del Atlántico Norte de España ha habido interés por 5,000 toneladas para Noviembre/Diciembre, de parte de los exportadores, pero los armadores no han podido cotizar por falta de espacio. Para Febrero la cotización nominal es de 32/6. Para el Mediterráneo Málaga/Génova se han notado muy pocos pedidos y posiblemente 34/- po-

dría ser aceptado por los armadores para embarque durante Enero y 32/- para Febrero.

Para Estados Unidos Galveston/Boston, el mercado de fletes está más flojo debido a que los exportadores no demuestran interés por fletar a consecuencias de la falta de ventas de salitre en los Estados Unidos. Para posiciones prontas no hay vapores de ocasión que fletar y para Febrero/Marzo se cotiza nominalmente 5.50 dollars para cargamento completo. Los vapores de la carrera tienen muy poco espacio disponible para fletar durante Diciembre, y muy probablemente aceptarían 6.- dollars si se les ofreciera. Para Enero/Febrero la cotización queda ahora a 5.50 dollars para Nueva York directamente. Para la costa Occidental para cualquier posición el precio de 4.- dollars para puertos entre San Pedro y Puget Sound no ha variado.

CARBON

11 Noviembre.

La situación en el mercado del carbón ha quedado sin cambio, no habiendo importación. Las huelgas en Gran Bretaña parecen haber tocado su fin. Todas las cotizaciones son nominales.

Australiano las mejores clases para puertos salitreros salida Diciembre/Enero de 40/- a 42/- según condiciones y marca.

Americano Pocahontas o New River no puede importarse a menos de 40/- para embarque durante Noviembre y a este precio con una descarga gruesa.

Nacional la mejor clase harneado para cualquier entrega este año se cotiza a \$ 80.- m. |cte. c.i.f. puertos salitreros.

25 Noviembre.

55/- a 58/- para salidas Noviembre/
Diciembre para puertos salitreros.Americano Pocahontas o New Ri-
ver no puede importarse a menos de
58/-.Nacional la mejor clase harneado
se cotiza de \$ 54.- a \$ 57.- f.o.b. puer-
to de embarque, y de \$ 83.- a \$ 85.-
puerto salitrero.La importación del carbón esta com-
pletamente abandonada debido a los
altos precios. La huelga en el Reino
Unido aún continúa, pero un gran nú-
mero de mineros han vuelto al trabajo.
El carbón Australiano se cotiza deCOTIZACIONES DE ACCIONES EN LAS BOLSAS DE COMERCIO DE SANTIAGO Y DE
CORREDORES DE VALPARAISO

NOVIEMBRE

COMPAÑIAS	Valor pagado de la acción	DIAS							
		6		13		20		27	
		Santiago	Valparaíso	Santiago	Valparaíso	Santiago	Valparaíso	Santiago	Valparaíso
Oro									
Dichas.....	\$ 40	1 ¹ / ₄	..	1	..	1	..	1	..
Minerva.....	" 10	5	..	5	..	1 ¹ / ₂	..	3 ³ / ₄	..
Vacas.....	" 7	2	..	2	..	2	..	2	..
Plata									
Caylloma.....	\$ 5	3 ³ / ₈	..	2 ³ / ₄	..	2 ³ / ₄	..	3	..
Condorjaco.....	" 10	1 ¹ / ₄	..	1 ¹ / ₄	..	1 ¹ / ₄	..	1 ¹ / ₄	..
Florida.....	" 10	1 ³ / ₄	..	1 ¹ / ₂	..	1 ¹ / ₂	..	1 ¹ / ₂	..
P. de Huanuni.....	£ 1	39	..	39	..	39	..	40	..
Presidenta.....	\$ 5	1	..	1	..	1	..	1	..
Santa Rita.....	" 5	0.15	..	0.15	..	0.15	..	0.15	..
Estaño									
Araca.....	£ 1	280	..	280	..	268	..	268	..
Carolina.....	" 1	7	..	6 ¹ / ₄	..	6	..	5 ³ / ₄	..
Cerro Grande.....	" 1	41 ¹ / ₂	..	38 ¹ / ₄	39	37 ³ / ₄	..	38 ¹ / ₂	..
Chacaltaya.....	..	5 ¹ / ₂	5 ¹ / ₂	5 ¹ / ₂	..	5	..	6 ¹ / ₈	..
Colquiri.....	\$ 5	6 ¹ / ₂	..	6 ¹ / ₄	..	6	..	6 ¹ / ₄	..
Kala-Uyu.....	£ 1	7	..	6	..	6	..	5 ¹ / ₂	..
Kelluani.....	" 1	4 ¹ / ₂	..	4 ¹ / ₂	..	4 ¹ / ₃	..	4 ¹ / ₄	..
Kumurana.....	" 1	1 ³ / ₄	..	1	..	1 ¹ / ₄	..	1 ¹ / ₄	..
Monte Blanco.....	" 4
Morococala.....	" 1	40	39 ³ / ₄	38 ¹ / ₄	38 ³ / ₄	38 ¹ / ₄	..	38 ¹ / ₄	38 ¹ / ₄
Oploca.....	" 1	124	124	115	115 ¹ / ₂	114	116
Oruro.....	\$ 20	31	..	28	..	28 ¹ / ₂	..	29 ¹ / ₄	..
Patiño.....	£ 1	258	258	248 ¹ / ₂	250	247	..	250	250
Salvador.....	" 1	1 ³ / ₄	..	1 ³ / ₄	..	2 ³ / ₄	..	2 ¹ / ₂	..
Santo Cristo.....	" 1	1 ¹ / ₄	..	1 ¹ / ₂	..	1 ³ / ₈	..	1 ¹ / ₄	..
Yaco.....	\$ 5	0.60	..	0.60	..	0.60	..	0.60	..

COMPAÑIAS	Valor pagado de la acción	DIAS							
		6		13		20		27	
		Santiago	Valparaíso	Santiago	Valparaíso	Santiago	Valparaíso	Santiago	Valparaíso
Cobre									
Aconcagua.....	\$ 10	5	..	6½	..	6	..	6½	..
Bronces.....	> 10	2	..	2	..	2	..	2	..
Covadonga.....	> 10	0.70	..	0.70	..	0.70	..	0.70	..
Disputada.....	> 25	17	17	16¾	..	15½	..	15	15
Fortuna.....	> 10	6½	..	6½	..	6	..	6	..
Gatico.....	£ 1	4¼	..	4¼	..	4	..	4	..
Higuera.....	\$ 10	2¾	..	2½	..	2½	..	2½	..
San Bartolo.....	> 10	0.30	..	0.30	..	0.30	..	0.30	..
Tocopilla.....	£ 1	78¾	..	77½	77¾	77	..	18	..
Carbón									
Lebu (ord.).....	\$ 20	1¾	..	1¾	..	1¾	..	1¾	..
Lebu (pref.).....	> 20	4	..	4	..	4	..	4	..
Máfil.....	> 50	17	..	17	..	17	..	18	..
Minera.....	> 20	17½	17½	16½	..	16¾	..	17	..
Penco.....	> 10	0.60	..	0.60	..	0.60	..	0.55	..
Schwager.....	£ 1	17	..	17	..	17	..	17	..
Salitre									
Castilla.....	£ 1	19¼	..	19¼	..	19¼	..	19¼	..
Chilena.....	> 1	20	..	20	..	20	..	18	..
Galicia.....	> 1	16	..	16	..	16	..	16	..
Lautaro (al port.).....	> 5	135	..	135	135	132	..	120	..
Lautaro (nom.).....	..	140	..	140	..	127	..	116	..
Loa.....	> 1	31	..	31	..	30	..	30	..
Peñón.....	> 1
Perfetti.....	> 1	4	..	4	..	4	..	4	..
Tocopilla.....	> 5	310	..	310	..	310	..	310	..
Petróleo									
Rafaelitas.....	\$ 20	0.90	..	0.90	..	0.90	..	0.90	..
Varias									
Onix y Mármoles.....	\$ 20	8¼	..	8¼	..	8¼	..	5	..
Potasa.....	> 10	1¾	..	1¾	1¾	..

BIBLIOGRAFIA DE REVISTAS

Con el propósito de ofrecer a nuestros lectores una fuente de información que les dé la oportunidad de encontrar fácilmente todo aquello que se relacione con los progresos de la minería, metalurgia e ingeniería, empezamos a publicar 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.

ENGINEERING AND MINING JOURNAL-PRESS

NUEVA YORK

Octubre 2 de 1926.—La potasa en Texas.—Los perfeccionamientos en la práctica de la flotación afectan los métodos de fundición de minerales.—Los problemas fundamentales de extracción de minerales por piques, por A. B. Calboun.—Estimación de mineral en minas de cobre, por A. A. Leach.

Octubre 9 de 1926.—Los procedimientos de molienda de los minerales auríferos en la mina Homestake, por E. Hodges R.—Profundización de los piques de las minas de cobre de la Compañía Moctezuma, por E. Leland.—Algunos factores importantes para el éxito del desarrollo de negocios petrolíferos, por F. G. Clapp.—El empleo de aeroplanos en el reconocimiento de depósitos de minerales cupríferos, por G. L. Walker.

Octubre 16 de 1926.—La situación del manganeso europeo.—Cronwall versus Chile como productores de cobre.—Un bosquejo de la Geología, desarrollo y condiciones de trabajo de los depósitos de zinc más grandes del mundo, por F. S. Naething.—Reparaciones y mantenimiento del trabajo en el Magma Mill de la Utah Copper Co., por G. J. Young.—Enseñanza que proporciona un accidente ocurrido a la máquina de extracción del pique N.º 1, de las minas de la Cía. Belmont, por L. Balliet.—Fuentes de error en los análisis de minerales estañíferos por el método de Pearce-Low, por G. U. Greene.—La producción francesa de bauxita en el primer semestre de 1926.

Octubre 23 de 1926.—La flotación selectiva en el distrito de Parral, por A. B. Parsons.—Nota sobre los primitivos métodos mineros y metalúrgicos, parte III, por T. A. Rickard.—Una mina de oro y antimonio en Francia, por H. Briggs.—Método y costos de profundización del pique American Eagles, en Colorado, por A. F. Carper.

The Institution of Mining and Metallurgy.

LONDRES

Octubre de 1926.—Proyecto de construcción de túneles en conexión con plantas hidro-eléc-

tricas, por R. J. D. Richardson.—Los últimos argonautas, por T. A. Rickard.

The Mining Journal

Railway & Commercial Gazette
ORES METALS CHEMICALS

LONDRES

Octubre 2 de 1926.—La industria del estaño en las Islas Banka.—Los problemas mundiales del petróleo, XIX parte: Pronósticos, por E. de Hautipick.—Los yacimientos de pegmatitas estañíferas de Bolivia, por el Dr. F. Ahlfeld.—Los depósitos de magnetitas titaníferas de Quebec, por A. H. Róbinson.

Octubre 9 de 1926.—El último escándalo de los comunistas.—Los extraordinarios descubrimientos de minerales auríferos efectuados en Suecia, por S. Wennberg.—Los depósitos de magnetitas titaníferas de Quebec, por A. H. Róbinson.

Octubre 16 de 1926.—Comercio exterior en Septiembre.—El futuro de la industria carbonífera, por G. Knox.—Los depósitos de magnetitas titaníferas de Quebec, por A. H. Róbinson.

Octubre 23 de 1926.—La crisis de la plata.—La minería en Sud-Africa.—El futuro de la industria carbonífera (continuación), por G. Knox.

Colliery Engineering

LONDRES

Octubre de 1926.—Las condiciones mineras en los Estados Unidos y en Inglaterra.—Ventilación, por W. Kerr.—La determinación del espesor de diferentes tipos de revestimiento de piques, discutida por el prof. L. Denoël.—La práctica francesa en los winches de extracción de minerales, II parte.—Los perfeccionamientos efectuados en las instalaciones de las minas de carbón New Sharlston.

Revista Minera DE BOLIVIA

ORURO

Agosto de 1926. N.º 1.—Génesis de los minerales estanníferos de Bolivia, por E. Kittl.—Los

diques de pegmatitas portadores del estaño en las minas de "La Fabulosa", por L. Ibáñez V.—El oro del río Tipuani.

Septiembre de 1926.—N.º 2.—Génesis de los minerales estaníferos de Bolivia, por E. Kittl.—Los diques de pegmatitas portadores del estaño en las minas de "La Fabulosa", por L. Ibáñez V.—Los yacimientos y las minas de plomo en Bolivia, por Gabriel Sznepka.—El teodolito Zeiss, modelo I.

Octubre de 1926.—N.º 3.—Los yacimientos y las minas de plomo en Bolivia, por G. Sznepka.—Las zonas de profundidad en los yacimientos cupríferos y su importancia económica por E. Kittl.—La existencia visible de oro en Europa y Estados Unidos, por G. Duclout.

Revista Financiera Bursátil y Minera

SANTIAGO, CHILE

Octubre 15 de 1926.—N.º 5.—Caja de Crédito Minero.—La modernización de la concentración de Estaño en Bolivia, por R. Ferrón.—Las fundiciones de cobre en Chile. Producciones mensuales de las Compañías Mineras.

Noviembre 15 de 1926.—N.º 6.—Ley de la Caja de Crédito Minero.—Nuevas Leyes Bolivianas para la Minería.—Perspectivas salitreras.—Observaciones al artículo del señor Koeberlin, sobre la clasificación de las vetas de estaño de Bolivia, por G. Muhlhausen.—Anotaciones sobre la Explotación del Estaño de Bolivia, a base de desmontes y relaves, por T. Giove.—Impuesto boliviano sobre utilidades mineras.

El Progreso de la Ingeniería

BERLIN

Agosto de 1926.—Procedimientos de fabricación con modernas máquinas de trabajar la madera, por J. Gillarth.—Nuevos aceros de fabricación alemana, por W. Rein.—Máquinas motoras solares, por Remshardt.—Visita de la comisión de Estudios Mejicana a la industria alemana de los alrededores de Berlín, por E. F. Schwinn.

Septiembre de 1926.—Formas modernas de construcción de calderas de vapor con electrodos, por el Dr. Zeulmann.—Pequeñas centrales eléctricas particulares, por W. Kreul.—Nueva instalación para el beneficio de combustibles de escoria.

GIORNALE DI CHIMICA INDUSTRIALE ED APPLICATA

MILAN

Septiembre de 1926.—La fabricación de citrato y del ácido cítrico del jugo de limón, por B. Melis.—Estudio sobre la transformación física que el cemento experimenta durante el endurecimiento, por C. Zamboni.—Sobre los motores de explosión de cuatro tiempos, por R. Ariano.

CALICHE

SANTIAGO, CHILE

Octubre de 1926.—Salitre y carbón, por B. D. O.—Método de dosado del perclorato y del clorato, por P. Groth y A. Neumeister.—La determinación del calor específico de las materias primas y disoluciones que se emplean en la industria del salitre en Chile, por H. Gerlach.—El yodo en Java.—El problema del combustible en la práctica diaria de las oficinas salitreras.

La Riqueza Minera de Chile

SANTIAGO

Octubre de 1926.—Producción minera en Chile.—Porvenir de las empresas mineras de estaño en Bolivia, por F. A. Kiessling.—Influencia de las provincias mineras de Tarapacá y Antofagasta sobre la producción nacional, por S. Marín V.—Crónica minera nacional.

INGENIERÍA INTERNACIONAL

NUEVA YORK

Octubre de 1926.—La seguridad en las carreteras.—Métodos prácticos de abrir túneles, por

Carlos S. Hurter.—Cómo almacenar la madera de las minas.—Los molinos de bolas en Matahambre, Cuba, por E. C. Clapp.—Freno para vagones en las minas.—Las luces en las minas.—Factores esenciales en la explotación de las instalaciones de fuerza de vapor, por W. N. Berkeley.—Exploración y explotación de terrenos petrolíferos, por F. G. Clapp.

INGENIERIA Y CONSTRUCCIÓN

MADRID

Octubre de 1926.—Empleo de turbinas de vapor en industrias que necesitan vapor de calefacción en los procesos de fabricación, por A. Fischer.—La propulsión eléctrica de los buques, por Jaime González.—Los motores eléctricos modernos con reductor de velocidad, por R. Waegner.—Coche motor eléctrico ligero de los tranvías de París.—El aprovechamiento de la energía de las mareas.—La fotogrametría actual, por E. de Cañedo.—Tratamiento térmico de los aceros para herramientas mineras.

REVISTA MINERA

METALÚRGICA
Y DE INGENIERIA

MADRID

Octubre 1.º de 1926.—La prospección subterránea por los métodos geofísicos, por J. Messeguer Pardo (continuación).—Influencia del peso muerto en las instalaciones de extracción.—Detalles de la huelga minera inglesa.

Octubre 8 de 1926.—Empleo del carbón pulverizado para el caldeo de las calderas a vapor.—Los depósitos electrolíticos de cromo.—El carbón sudamericano.—La industria minera de Rhodesia.

Octubre 16 de 1926.—Empleo del carbón pulverizado para el caldeo de las calderas a vapor.—El XIV Congreso Geológico Internacional.—El cartel del acero en Europa.—La reducción directa del mineral de hierro.

Octubre 24 de 1926.—La purificación eléctrica de los gases, por A. Müller-Bergh.—Propiedades mecánicas térmicas y ópticas de la sílice fundida.—La flota comercial mundial.—La industria del petróleo en la República Argentina.

Mines Carrières Grandes Entreprises

PARIS

Septiembre de 1926.—Las lignitas del Gard, por V. Charrin.—Los transportadores fijos para el aprovisionamiento mecánico de carbón, ca-

S.—BOL. MIN. NYBRE.

les, cementos, rocas, arenas, etc.—El empleo de motores en las empresas de obras públicas, por E. Marcotte.—La explotación de canteras, por M. Clère.

CHEMICAL & METALLURGICAL ENGINEERING

NUEVA YORK

Octubre de 1926.—Los procedimientos de fijación del nitrógeno están sujetos al empleo en conjunto de fuertes presiones y de grandes temperaturas, por J. Thompson.—El empleo de hierro y aceros con elevado porcentaje de cromo en la construcción de estanques para ácido nítrico, por T. Nelson.—Metales resistentes a la acción del ácido nítrico, por J. Thompson.—El empleo del concreto como un material de construcción de resistencia química.

MINING and METALLURGY

NUEVA YORK

Octubre de 1926.—La futura demanda de metales, por Foster Bain.—Profundización de un pique en Suria, España, (continuación), por J. B. Stewart.—Los descansos de bolas en motores y bombas para minas, por W. Priestley.—La vida en una mina de cobre de Chipre, por Víctor G. Hills.—La teoría de estratificación y su aplicación en el tratamiento de los minerales, por W. Fahrenwald.—La absorción de azufre durante la fundición en los hornos abiertos en el proceso Siemens-Martin, por C. H. Herty.

THE IRON AGE

NUEVA YORK

Octubre 7 de 1926.—La autocracia se apodera de las industrias en Italia, por J. Calder.—Se ha establecido el sindicato europeo del acero.

Octubre 14 de 1926.—La fabricación del alambre de cobre con gran rapidez, por R. A. Fiske.

Octubre 21 de 1926.—Metales resistentes a la corrosión y a grandes temperaturas.

Octubre 28 de 1926.—Los minerales de manganeso y los lingotes de hierro con elevado contenido de manganeso en el procedimiento Open Hearth, por A. Smith.—Los problemas que se presentan en la industria británica del acero, por J. Calder.

The Mining Magazine

LONDRES

Septiembre de 1926.—La producción del aluminio y de sus aleaciones partiendo de desechos o virutas de este metal, por R. J. Anderson.—El estaño en el distrito de Mergui (Birma), por J. Morrow Campbell.

Octubre de 1926.—Nicaragua occidental, por V. F. Stanley Low.—Planta para el tratamiento de gravas estañíferas de la mina Junction de los depósitos aluviales de Nigeria del Norte, Nueva fábrica de cemento en Dunstable, por J. R. Shepherd.—Pilares de concreto para sostener el techo de las labores mineras en el Rand, Sud-Africa.

Metall und Erz

Zeitschrift für Metallhüttenwesen und Erzbergbau einschli. Aufbereitung

BERLIN

Octubre de 1926.—Folleto N.º 18.—Algunos problemas especiales en los reconocimientos mi-

neros por métodos eléctricos, por W. Heine.—Siliciuros, por Max Haas.

Folleto N.º 19.—Los nuevos yacimientos de platino en el Transvaal, por Hans Merensky.

Zeitschrift für praktische

Geologie

BERLIN

Septiembre de 1926.—Folleto N.º 9.—Sobre los fenómenos de descomposición observados en vetitas de minerales de plomo y cobre en el yacimiento de magnetita de Riesenburg (Lahn), por G. Frebold.—Los yacimientos metasomáticos de hierro de la ladera sur de la Selva de Turingia y sus relaciones con vetas de hierro y manganeso situadas en la misma selva, (continuación), por E. Böhne.

Octubre de 1926.—La estructura geológica del norte y suroeste de Africa y los yacimientos metalíferos de Otavi, por A. Stahl.—Métodos geofísicos para determinar en las minas la proximidad de dislocaciones que conducen a encontrar agua, por J. Koenigsberger.—Comunicaciones sobre una antigua explotación de minerales de plomo en Afghanistan, por O. Herboldt.

