

BOLETIN MINERO



SOCIEDAD NACIONAL DE MINERIA

AÑO

XLVI



VOL.

XLII

N.º 371



Provincia de Coquimbo.—Vista de la Bahía de Guayacán.

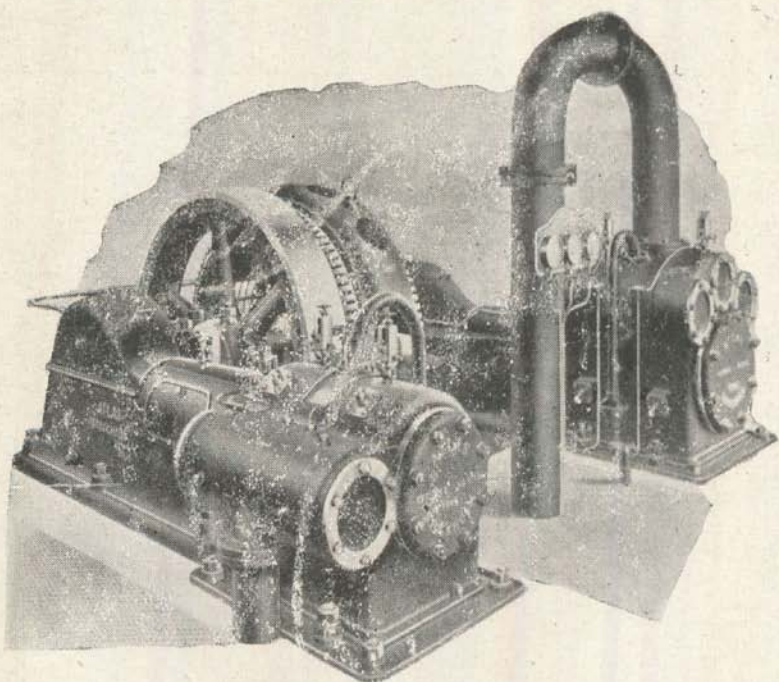
SANTIAGO
DE
CHILE

Marzo 1930

DIRECCION
MONEDA 759
CASILLA 1807

ATLAS - DIESEL

SUECIA



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

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

UNICOS AGENTES:

Compañía Sud-Americana S. K. F.

ESTADO 50 ::: SANTIAGO ::: CASILLA 207

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

DE LA

Sociedad Nacional de Minería

Sociedad Nacional de Minería

SUMARIO

Director: Oscar Peña i Lillo

	Pág.
El próximo Congreso Minero Panamericano	113
Plantas regionales de Flotación.—Tarifa de compra de minerales de cobre, por F. A. Sundt, Ingeniero Jefe del Departamento Técnico de la Caja de Crédito Minero	116
La Bauxita, por Oscar Peña i Lillo, Consejero de la Caja de Crédito Minero	118
Eficiencia relativa de los procesos de concentración, por R. T. Hancock	122
Los Yacimientos cupríferos de Rhodesia del Norte,-II-, por Antonio Gray y R. J. Parker	127
SECCION CARBONERA.—Informe preliminar sobre las experiencias efectuadas en Europa con carbones chilenos, por el Ingeniero Civil Sr. Walter Müller	136
Análisis inmediato y ensayos prácticos para establecer la calidad de los carbones, por Moisés Arellano C., Ingeniero-Químico Industrial	147
SECCION PETROLERA. — Información General sobre legislación petrolera	150
COTIZACIONES	153
COTIZACION SEMANAL	156
ESTADISTICA DE MINERALES Y METALES	158
MERCADO DE MINERALES Y METALES	161
PRODUCCION MINERA	163

El presente Boletín de Minería, que se publica desde el año 1902, tiene el honor de anunciar que en el próximo Congreso Panamericano de Minería, que se celebrará en Santiago de Chile, el día 15 de Agosto próximo, se celebrará una Sesión Especial de la Sociedad Nacional de Minería, a las 10 de la mañana, en el Hotel Central, para discutir el Proyecto de Ley de Minería que se está tramitando en el Congreso Nacional, y que está proyectado, dentro de la

BOLETIN MINERO

DE LA

Sociedad Nacional de Minería

SANTIAGO DE CHILE

Director: Oscar Peña i Lillo

EL PROXIMO CONGRESO MINERO PANAMERICANO

La Sociedad de Ingenieros del Perú ha resuelto auspiciar esta iniciativa. Lima será la sede de tan importante certamen.

Según hemos podido informarnos, por el último número de "La Vida Minera" el Director de la Sociedad de Ingenieros del Perú ha resuelto en una de sus últimas sesiones, propiciar la iniciativa del ingeniero Alberto Noriega para que Lima sea la sede de un primer Congreso Minero Panamericano, cuyos alcances y fechas de reunión serían señalados por el Gobierno.

Respecto del próximo Congreso esa "Revista" dice lo siguiente:

La importancia de la minería en el continente americano es considerable. El valor de su producción representa varias veces la de todos los demás países del mundo considerados en conjunto y en cuanto al número de substancias minerales extraídas del subsuelo son americanas el 80 por ciento de las conocidas y aprovechadas por el hombre. Eso sólo justificaría la convocatoria de una asamblea destinada a orientar la solución de los problemas mineros de América, si no hubiera otras razones de mayor trascendencia.

Por lo menos la mitad de las naciones americanas tienen producción minera de importancia; participarán, pues, en el congreso por propio interés y las otras lo harán por espíritu de solidaridad continental y de panamericanismo.

Un carácter propio de la minería americana del que se desprenden problemas y circunstancias que requieren considerarse de modo especial, radica en el hecho de que por lo menos en sus tres cuartas partes los yacimientos minerales de todas las naciones de este continente son explotados por empresas y capitales de un solo país: los Estados Unidos de Norteamérica.

Hay evidentemente razones para que esto suceda. Los Estados Unidos de Norteamérica han tenido la oportunidad de desarrollar dentro de su propio territorio, riquísimo en productos minerales, una técnica minera y metalúrgica en constante progreso, renovación y perfeccionamiento, que les ha sido fácil trasplantar a otros países. Los capitales y recursos de esa nación son ingentes, superan a los de todo el resto del continente y le dan los medios de adquirir y explotar en gran escala, los depósitos minerales de otros países cuya producción constituye materias primas para su propia industria portentosamente desarrollada. Además, el norteamericano es por naturaleza hombre emprendedor, de carácter audaz, que no titubea en arriesgar una fortuna en empresas de carácter más o menos aleatorio, como es la minería que le atrae como medio de hacer fortuna rápidamente y que está acostumbrado, dentro de la

inmensa riqueza de su país que le brinda infinitas posibilidades de ganar dinero, y caer y levantarse financieramente a cada momento. Es frecuente en los Estados Unidos que personas que durante su vida han sido varias veces millonarias, otras tantas se hayan visto en la miseria.

Es innegable que la industria minera por empresas norteamericanas en los países de la América Latina, da a estos muchos provechos porque crean centros de trabajo remunerado, incrementan los ingresos fiscales y permiten que a su sombra se desarrollen otras industrias por empresas y capitalistas nacionales. Si se comparasen los beneficios que reportan a la nacionalidad las empresas extranjeras con los que reportaría una empresa idéntica, llevada a cabo por nacionales, el resultado sería desde luego favorable a estas últimas. Pero eso no es lo que hay que considerar sino si hay posibilidades de que el capital nacional y el espíritu de empresa de los hombres del país desarrollen industrias de la magnitud de las que desarrollan las compañías norteamericanas. Si esas posibilidades no existen claro está que a los pueblos de la América Latina les conviene mucho más que compañías norteamericanas exploten sus riquezas minerales, más bien que dejarlas improductivas.

Pero hay que buscar conjuntamente con las ventajas para las compañías extranjeras, que éstas reporten a los países en que radican sus explotaciones, los mayores beneficios posibles desde luego de las normas en que se desarrollan desde el punto de vista comercial, las actividades de esa clase. La gran industria minera extranjera no debe obstaculizar sino al contrario fomentar la minería nacional de proporciones mucho más modestas, y las empresas deben ocupar el mayor porcentaje posible de elemento nacional, no solamente en operarios, sino en personal superior y técnico.

Sin duda alguna que un Congreso Minero Panamericano podría establecer, con sus recomendaciones, normas para el desarrollo de la minería, tanto con capital nacional como con capital extranjero, en todos los países de este continente, estableciendo bases de relación fundadas en la equidad para los casos en que un país pone y arriesga sus capitales y el otro es dueño de la riqueza que se explota.

La producción minera del Perú no es la más grande en el continente, aunque en valor es una de las mayores y la primera en cuanto a diversificación de las substancias explotadas. Esto y el partir de aquí la iniciativa para la

reunión del Congreso, justificarían que fuese Lima la sede de un primer congreso de esa naturaleza.

Desde luego es sólo el Supremo Gobierno el que puede conocer las posibilidades efectivas de que eso se verifique, y terminar la oportunidad y la forma para realizarlo.

Señor

Presidente de la Sociedad de Ingenieros.

Señor Presidente:

El acercamiento espiritual y material de los pueblos es hoy por muchas razones una necesidad de su existencia y contribuye en forma eficiente a su progreso y perfeccionamiento moral e industrial.

Es por esta causa debidamente apreciada ya en todo el mundo que en los últimos años son más frecuentes las asambleas de carácter internacional, las exposiciones y concursos, pues su realización deja orientaciones fijas y benéficas, vinculaciones políticas y sociales, simpatías, estímulos diversos, como también proyectos más o menos vastos que una vez realizados se traducen en casos especiales y concretos en un acrecentamiento formidable de las riquezas naturales latentes o en un mejor aprovechamiento de ellas, favoreciendo un desarrollo económico general que implica la armonía y la cooperación mutua de los países en la satisfacción de sus propias necesidades.

Hace ya 13 años que ante el imperativo de un anhelo de progreso minero nacional, se celebró en Lima con gran aplauso y resonancia en todo nuestro territorio el Primer Congreso Nacional de la Industria Minera en el que me cupo el honor de ser uno de los miembros del Comité Organizador. Hacer historia sobre sus actividades y sus resultados prácticos no es de ninguna manera mi propósito; en este certamen hubo muchas iniciativas; pero sabemos perfectamente que en su mayor parte están en gestión y que tal vez hay ahora algunas inoportunas porque el progresivo desarrollo de nuestra minería las ha desplazado y no encuadrarían en nuestra condición actual.

Pero en cambio la situación política internacional del Perú ha cambiado muy favorablemente de entonces al presente y nuestra posición como productores de metales y de petróleo ha aumentado mucho como lo prueban nuestras estadísticas para darnos con derecho y razón carácter suficiente y título sobrado para tomar una iniciativa que indudablemente tiene que ser de grandes y positivos resultados

en nuestro futuro desarrollo minero, en forma que quede amparada nuestra riqueza mineral con provecho nuestro y de los que generosamente nos ayudan con su capital y sus conocimientos a explotarla mejor.

No puede ser indiferente para nuestros vecinos el porvenir minero nuestro como tampoco puede ser para nosotros el desarrollo que sea susceptible de tomar la minería en Chile, Bolivia, Ecuador, etc.

Para el Perú que forma en el grupo de los países latinoamericanos sin capital, hay además una faz especial e interesante en el problema y es la que se relaciona con el concurso directo de capitales americanos que tiempo hace desarrolla nuestros antiguos y ricos asentamientos poniendo a la contemplación del mundo en descubierto sus ricos veneros para demostrar lo que podemos valer en el futuro y todo el crédito que debemos merecer en los mercados extranjeros. Esto tenemos siempre que agradecerlo.

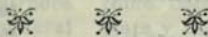
Por eso su intervención y su cooperación sobre todo nos es absolutamente necesaria y la deseamos siempre sincera y ardentemente.

Nada podrá regularizar esa cooperación en forma mejor que la celebración en nuestro país por invitación del Supremo Gobierno y por iniciativa de una de sus más destacadas y prestigiosas instituciones como es la Sociedad de Ingenieros del Perú a la realización de un Primer Congreso Internacional de Minería, para que en él se planteen y discutan los grandes problemas del presente y del porvenir conexos con el desarrollo minero de los países latinoamericanos de Norte, Centro y Sudamérica y

que como el nuestro necesitan preparar su futuro campo de acción en beneficio propio y general especialmente en América y para que sus acuerdos sean tomados como un Código de Procedimientos.

Los alcances de este certamen con la concurrencia de delegados especiales de Estados Unidos y de todos los países americanos interesados en las actividades mineras; la fecha en que puede celebrarse y la forma de realizarlo corresponde absolutamente a nuestro Supremo Gobierno; yo sólo quiero que sea la Sociedad de Ingenieros de mi patria la que tome el asunto a su cargo porque a ella pertenecen los más prestigiosos representantes oficiales o no de nuestra minería; porque siempre ha acogido y secundado con entusiasmo todo lo que puede contribuir al fomento industrial del país y particularmente lo que se relaciona con la minería nacional cuya importancia aprecia hasta el punto de haber hecho suyo el proyecto que hace tres años presenté a su Directorio para la creación de un Banco Minero Nacional.

Confío pues que con igual interés acogerá su digna Presidencia esta moción que presento respetuosamente a la consideración del Directorio de la Sociedad con el simple propósito de abrir una oportunidad para que la minería en Norte, Centro y Sudamérica alcance todos los prestigios y todos los éxitos que hicieron en siglos pasados de este Continente el símbolo de la riqueza y coloque a cada cual sin competencias perjudiciales para su desenvolvimiento normal, en el plano que le corresponde.—Dios guarde a usted, S. P.—ALBERTO NORIEGA, Ingeniero de Minas.



PLANTAS REGIONALES DE FLOTACION

TARIFAS DE COMPRA DE MINERALES DE COBRE.

Por

F. A. SUNDT,

Jefe del Departamento Técnico de la Caja de Crédito Minero.

Las tarifas de compra de minerales en las Plantas Regionales de flotación (Custom Plants) se calculan de distinto modo que las de minerales de fundición.

Los precios de los minerales de flotación no sólo dependen de la ley en cobre sino también del rendimiento o aprovechamiento del cobre en el procedimiento y de la ley de los concentrados que se obtienen. Por estos motivos, minerales de igual ley generalmente se pagan a distintos precios.

La base para el cálculo del valor de estos minerales es el precio que la Planta recibe por los concentrados que produce, y con el objeto de determinarlos, el camino más conveniente es fijar el precio del kilogramo de cobre fino en los productos de la flotación puestos en la Planta.

El ejemplo siguiente ilustrará la manera de obtenerlo:

Supongamos que los concentrados se vendan en las siguientes condiciones: Se paga la ley L% menos 1,3%, al precio P del cobre electrolítico menos 2 cts. Con pérdidas de peso entre la Planta y la Fundición de 1-1/2%, se paga sólo 0,985 del peso. Tomaremos como maquila de la Fundición Dls. 7,50 (F. O. B. puerto chileno) por tonelada métrica seca neta; el dollar (U. S. A. \$) lo fijaremos igual a m/l \$ 8, y los gastos de transporte entre la Planta y a bordo, incluso sacos, en m/l. \$ 60.

Del cobre contenido en una tonelada métrica de concentrados se pagan

22 (L-1,3) libras de cobre cuyo valor en do-

llars es

0,22 (L-1,3) (P-2)

A causa de las pérdidas de peso, sólo se pagan

0,22 (L-1,3) (P-2) 0.985

y descontando la maquila de Dls. 7,50 resultan

0,22 (L-1,3) (P-2) 0,985-7, 50 dollars.

Multiplicando por 8, para obtener pesos m/l. y haciendo los demás cálculos, esta fórmula se reduce a

1,7336 (L-1,3) (P-2) -60

y deduciendo \$ 60 por gastos entre la Planta y a bordo, el valor de la tonelada de concentrados puestos en la Planta es

1,7336 (L-1,3) (P-2) -120 pesos m/l.

Para una cotización del cobre de 13,775 cts. este valor es

m/l \$ 20,4131 L-146,5370 por tonelada métrica.

El precio del kilogramo de cobre en los concentrados se obtiene dividiendo el valor de la tonelada por 10 L. y es

m/l. \$ 2,0413 - $\frac{14,6537}{L}$

Se obtienen así los siguientes valores para concentrados de las leyes que se indican:

L%	Precio del kg.
20	\$ 1,3086
25	1,4552
30	1,5529
35	1,6226
40	1,6750
45	1,7157

La tabla siguiente indica el valor del kilogramo de cobre en forma de concentrados en la Planta, con una cotización de 13,775 cts. la lb., según la fórmula anterior y para rendimientos R de la flotación entre 50% y 90%. Estos valores son también la escala por unidad de cobre por quintal métrico y multiplicados por 10 dan la escala por tonelada

R	90%	85%	80%	75%	70%	65%	60%	55%	50%
L 20%	\$ 1,1777	\$ 1,1123	\$ 1,0469	\$ 0,9814	\$ 0,9160	\$ 0,8506	\$ 0,7806	\$ 0,7197	\$ 0,6543
25%	1,3097	1,2369	1,1641	1,0914	1,0186	0,9459	0,8731	0,8003	0,7260
30%	1,3976	1,3199	1,2423	1,1647	1,0870	1,0094	0,9317	0,8541	0,7764
35%	1,4603	1,3792	1,2981	1,2169	1,1358	1,0547	0,9735	0,8924	0,8113
40%	1,5075	1,4237	1,3400	1,2562	1,1725	1,0887	1,0050	0,9212	0,8375
45%	1,5441	1,4583	1,3725	1,2868	1,2000	1,1152	1,0294	0,9436	0,8578

Conocido el precio del kg. en los concentrados en la Planta, se determina el valor del mineral multiplicando el número de kilogramos de cobre que contiene por su precio y deduciendo de la cantidad que resulta el costo de tratamiento

por tonelada. Así, por ejemplo, un mineral de 4,3% que da concentrados de 25% con un rendimiento de 85% y que tiene un costo de tratamiento de \$ 20 la tonelada, vale

$$\$ 43 \times 1,2369 - \$ 20 \text{ o sean } \$ 33,18$$

Observando el cuadro anterior se llega a una conclusión interesante y es que debe buscarse por medio de la experiencia cual es la ley de los concentrados y el rendimiento más conveniente. Se ve, por ejemplo, que con L igual a 40% y R igual a 55% el kg. de cobre sólo vale \$ 0,9212, mientras que con L igual a 30% y R igual a 70% vale \$ 1,0870. Si es posible obtener cualquiera de estos dos resultados, hay ventaja en preferir el último que da una mayor ganancia de \$ 0,1658 por kg. de cobre o de cerca de \$ 5 por tonelada de minerales de 3%.

Para determinar las variaciones del valor de la tonelada de concentrados y del kilogramo de cobre en estos, puestos en la Planta, se llega a la siguiente fórmula, deducida de las anteriores:

Variación del precio de la tonelada entre los precios P y P¹:

$$m/1. \$ 1,7336 (L-1,3) (P-P^1)$$

Para una variación de 1ct. la lb. esta diferencia es

$$\$ 1,7336 (L-1,3)$$

$$= \$ 1,7336 L - 2,2536$$

y por kilogramo de cobre en los concentrados

$$= \$ 0,17336 - \frac{0,22536}{L}$$

Esta cifra habrá que multiplicarla por el rendimiento R para determinar la variación del precio por kilogramo de cobre en los minerales.

En cuanto al oro y la plata contenidos en los concentrados, se pagan en las condiciones que fijan los contratos de venta, sin mayores deducciones por flete, maquila y tratamiento, cifras que ya se han descontado del valor del cobre. Determinando así el valor del gramo de plata y oro en los concentrados, el precio del contenido en los minerales se obtiene multiplicándolo por la recuperación o extracción del procedimiento.



LA BAUXITA

Por

OSCAR PEÑA Y LILLO.

Consejero de la Caja de Crédito Minero

Se designa con el nombre de bauxita al hidrato de alúmina, principal compuesto del aluminio y que, según Dana, tiene por fórmula $Al_2 O_3 \cdot (2H_2O)$.

Don Ignacio Domeyko en su Mineralogía publicada en 1860, dice que se encontró hidrato de alúmina (bauxita) en los terrenos volcánicos de la Isla Juan Fernández en forma de pequeñas concreciones sueltas y desparramadas superficialmente. Se presentaba como una substancia de color blanco amarillento o rosáceo, de estructura terrosa y con un olor muy característico de arcilla. Bajo la acción de los ácidos se disolvía fácilmente, sin efervescencia y sin dejar residuo alguno.

El análisis que para este material indica Domeyko en su obra es el siguiente:

Alúmina	63%
Agua	33%
Cal y magnesia	03%

Algunas muestras contienen óxidos de hierro, sílice, titanio, arcilla, etc. A veces el aspecto físico de muestras de bauxita varía desde el de un material muy duro hasta el de un conglomerado tan poco consistente como un barro.

También se ha indicado la existencia de un yacimiento de bauxita en la cordillera de la provincia de Linares al oriente de las termas de Panimávida.

De este depósito, aun cuando se dice que es muy extenso, no tengo los antecedentes necesarios que me permitan apreciar su verdadera importancia.

Como dato ilustrativo incluyo el resultado de un análisis efectuado sobre una muestra de dicho yacimiento:

Alúmina	63 %
Oxido de hierro	26.3%
Pérdida de ignición	10.3%
Residuo insoluble	0.1%

Este análisis deja de manifiesto el alto porcentaje de óxido de hierro que contiene el mineral.

En Francia, Estados Unidos, Surinam, Guayana Inglesa, Italia, Hungría, Yugoslavia se encuentran las principales fuentes de donde los diferentes países industriales se han surtido de la mayor parte de la bauxita que han necesitado durante el período de 1923 a 1927.

Las reservas mundiales que se conocen actualmente parece que son suficientes para satisfacer la demanda por muchos años.

Los yacimientos de bauxita en la Gold Coast de África y también los de la Guayana Francesa, Guinea francesa (África), Irlanda y probablemente los de la India y Rusia, constituyen reservas de las cuales pueden los países abastecer una parte de sus necesidades en un futuro no muy lejano.

Con respecto al control futuro de las reservas mundiales de bauxita. J. E. Spurr en su Political and Commercial Geology de 1920, pág. 351 dice:

"Inglaterra tiene por intermedio de sus colonias el control de una gran parte de la zona ecuatorial que probablemente encierra una gran cantidad de yacimientos de bauxita no desarrollados y parece probable que se encuentre bauxita en las colonias de Portugal y Bélgica y en las que anteriormente estuvieron bajo el dominio alemán".

De los países industriales ya citados, los Estados Unidos, Francia e Italia son los únicos que tienen dentro de sus territorios y el de sus colonias y posesiones reservas suficientemente grandes para satisfacer el consumo interno si las condiciones económicas lo permitieran. El mercado de bauxita está influenciado por la propiedad de las plantas de reducción.

Desde la guerra mundial la industria del aluminio se ha extendido mucho en el mundo. En Alemania, Francia, Gran Bretaña, Suiza, Austria, Canadá y Noruega se han construido nuevas plantas y se ha aumentado la capaci-

dad de las antiguas instalaciones. Es interesante notar que Francia y los Estados Unidos, los dos países que tienen el control político y económico de la mayor parte de las reservas mundiales de bauxita conocidas, dependen sin embargo aparentemente en parte de las importaciones de lingote de aluminio para satisfacer las necesidades de sus industrias. Esta es una práctica dictada más bien por la conveniencia que por la necesidad. Francia difiere de los Estados Unidos en que es un gran exportador de mineral. Alemania, que depende principalmente de la importación de mineral crudo es el segundo consumidor de aluminio siguiéndole Francia.

En Agosto de 1926 se formó la Asociación europea del aluminio en la cual entraron Alemania, Francia, Gran Bretaña, Suiza, Austria y una planta de Noruega. Esta Asociación controlaba cerca del 90% de la producción total de Europa. Desde su constitución la Asociación ha controlado en parte el mercado y ha influido grandemente en los precios, producción y venta. La Aluminun Co. de Norte América y sus filiales y La Norste Aluminun Co. de Noruega no solamente han atendido a la mayor parte de la demanda en los Estados Unidos sino que también han colocado una pequeña parte de su producción en Europa. Para poder competir con la Asociación europea la Compañía norte americana de tiempo en tiempo ha reducido sus precios y hasta el presente dicha Asociación ha tenido que ajustarse a esas reducciones.

El rápido aumento del consumo mundial justamente con la fuerte competencia citada indican que posiblemente en los próximos cinco años puede llegar a ser un asunto crítico el del control de las fuentes de producción de bauxita.

Examinando ampliamente la situación, el consumo de aluminio en Europa no recarga demasiado la capacidad de las plantas de reducción ni de las minas.

ESTADOS UNIDOS.—Como se ha establecido anteriormente, los Estados Unidos por el control comercial que ejercen sus nacionales sobre los yacimientos de bauxita y las plantas de reducción, podrían independizarse en cuanto al abastecimiento de aluminio. Durante el período que consideramos, los Estados Unidos han estado comprando del mercado mundial una parte de lingote de aluminio que necesita.

En los últimos años los Estados Unidos han producido entre un cuarto y un tercio de la producción total de bauxita del mundo. Arkansas es el principal centro productor de este

mineral. La siguen Tennessee, Alabama y Georgia. Las reservas con los precios actuales son grandes en relación a los yacimientos del mundo que se conocen actualmente. La mayor producción de los últimos años se alcanzó 1923, cuando se explotaron 530,000 toneladas métricas.

La producción de bauxita entre 1923 y 1927 ha sido la siguiente en los Estados Unidos:

	Tons. Métr.
1923	530.000
1924	353.000
1925	322.000
1926	399.000
1927	326.000

Además de la producción interna, los Estados Unidos han importado recientemente cantidades que varían aproximadamente entre un quinto y hasta algo más que la producción total del país. Las importaciones provienen principalmente de la Guayana Británica, y cantidades menores vienen de Surinam, Yugoslavia, Alabama y Francia. Las importaciones aumentaron desde 1923 a 1925, disminuyeron en 1926, para aumentar nuevamente en 1927, en el período considerado alcanzaron a las siguientes cifras en toneladas métricas:

	Tons. Métr.
1923	121.000
1924	205.000
1925	358.000
1926	285.000
1927	362.000

Las exportaciones han variado entre 80.000 y 125.000 toneladas por año.

La cantidad de mineral disponible para el consumo interno en 1926 fué de más o menos 600.000 toneladas, cantidad equivalente a más o menos la mitad de la producción mundial.

ALEMANIA.—La industria del aluminio en Alemania depende de las importaciones de bauxita. Este país es el segundo productor de aluminio del mundo, y no solamente abastece el consumo interno, sino que también exporta una gran cantidad de este metal. Alemania no tiene control político ni económico sobre yacimientos de bauxita suficientemente grandes para poder independizarse de las fuentes extranjeras.

En Hesse existen yacimientos que se han trabajado en los últimos años y que dieron

6,600 toneladas en 1923, disminuyendo gradualmente, hasta no producir nada en 1926.

Las importaciones de bauxita a Alemania han aumentado últimamente como consecuencia del desarrollo de una grande y bien organizada industria de reducción de aluminio en el país. Esas importaciones alcanzaron a las siguientes cifras:

	Ton. Mét.
1923	179.000
1924	118.000
1925	289.000
1926	237.000
1927	540.000

Las importaciones de los años 1925 y 1926 alcanzaron acerca de un quinto de la producción mundial. Las fuentes de las cuales Alemania se provee actualmente de bauxita han cambiado mucho. Durante algunos años Francia e Italia suministraron el mayor tonelaje y el saldo se importaba de Yugoslavia, Austria, Hungría, España y Dinamarca.

La exportación ha sido insignificante y por lo tanto las cifras de importación representan más o menos el tonelaje de bauxita disponible para el consumo interno.

FRANCIA.—Puede decirse que Francia se abastece a sí misma en cuanto a sus necesidades de bauxita y aluminio. Tiene el control político de reservas comerciales en la Guayana francesa, la Guinea francesa y Madagascar. Durante el período que estamos considerando, Francia ha entregado bauxita al mercado mundial.

Las reservas de bauxita de Francia son mayores que las de cualquier otro país europeo. Los yacimientos se encuentran en una zona mineralizada que se extiende por el sur paralelamente a la costa mediterránea y que comprende de los departamentos de Herault, Buches-du-Rhone, Var y Alpes Marítimos. La producción ha venido aumentando en los últimos años según se puede ver en el cuadro siguiente:

	Ton. Mét.
1923	394.000
1924	389.000
1925	505.000
1926	409.000
1927	540.000

La producción de 1925 alcanzó a más o menos el 39% de la producción mundial y la de 1926

a más o menos 32%. Las importaciones durante este período fueron despreciables. Las exportaciones han alcanzado regularmente a más o menos la mitad de la producción interna y han sido las siguientes:

	Ton. Mét.
1923	193.000
1924	202.000
1925	215.000
1926	184.000
1927	255.500

GRAN BRETAÑA.—El Reino Unido no se abastece por sí mismo ni en material en crudo ni en aluminio metálico.

En la actualidad la British Aluminum Co., que trabaja los yacimientos de Antrim County del norte de Irlanda es el único productor en las Islas Británicas. Esta Compañía también controla y explota una planta en Noruega. Gran Bretaña probablemente puede abastecerse a sí misma por medio de sus dominios y colonias en lo que se refiere a la demanda de aluminio dentro del Imperio. Durante los últimos cinco años el Reino Unido ha comprado al mercado una parte del aluminio que necesita.

Los yacimientos de bauxita británicos aptos para una exploración comercial son insuficientes para responder a la demanda interna. Las últimas cifras de producción obtenidas son las siguientes:

	Ton. Mét.
1924	5.200
1925	5.100
1927	5.400

El Reino Unido depende en consecuencia casi por completo de fuentes extranjeras de bauxita para abastecer su industria de aluminio.

Las importaciones han sido las siguientes:

	Ton. Mét.
1923	65.000
1924	79.000
1925	76.000
1926	64.000
1927	99.000

El Reino Unido no exporta Bauxita.

ITALIA.—Las reservas de bauxita y plantas de reducción que producen aluminio en Italia son de suficiente capacidad no solamente para responder el consumo dentro del país sino que dan una gran cantidad para la exportación.

Los yacimientos de bauxita que sirvieron de base a la mayor parte de la producción de Italia en años anteriores se encuentran cerca de Abruzzi. Estos depósitos han entregado toneladas apreciables en los últimos años al mercado mundial. Durante el período que estamos considerando la bauxita se ha obtenido de los distritos de Naples (Benedetto, Roma) Aquila, e Istria (Trieste, departamento de Venezia, Giulia).

El último distrito forma parte del territorio adquirido en 1918 y suministra la mayor parte de la actual producción de Italia. Este distrito produjo 125.500 toneladas en 1924 y 18.400 en 1925.

La producción de bauxita de Italia ha sido la siguiente:

	Ton. Métr.
1923	98.000
1924	141.000
1925	195.000
1926	91.000
1927	95.000

Como se sabe una gran parte de este mineral se exporta, pero en las estadísticas oficiales no figura por separado. No hay importaciones de minerales consignadas separadamente.

OTROS PAISES.—Japón, Bélgica y España dependen principalmente de las importaciones de aluminio para satisfacer sus consumos. En estos países no se han desarrollado yacimientos de bauxita suficientemente grandes para abastecer sus industrias en las condiciones económicas actuales. Estos países son compradores en el mercado mundial.

USOS PRINCIPALES.—La bauxita se emplea principalmente en la fabricación del aluminio metálico, en la obtención de los cementos del aluminio, en la fabricación de ladrillos refractarios y de materiales empleados para desgastar y pulir otros de cierta dureza.

PRECIOS.—En Estados Unidos se cotiza la bauxita en forma de mineral triturado y seco, con 55 a 58% de Al_2O_3 y con 1,5 a 25% de Fe_2O_3 de 7.50 a 8,25 dólares por tonelada larga (long ton.) f. o. b. en minas de Alabama y Arkansas.

De otros porcentajes, como de 56 a 59% de

Al_2O_3 y 5 a 8% de sílice, se cotiza de \$ 6.75 a 8.25 dólares f. o. b. minas de Arkansas. Para mineral finamente molido y seco se cotiza en las mismas minas de \$ 12.—a 14 dólares f. o. b.

También mineral calcinado con un contenido de 78 a 84% de Al_2O_3 se cotiza f. o. b. en las minas de Arkansas a \$ 18 a 19 dólares por tonelada larga.

PRODUCCION MUNDIAL DE BAUXITA

Durante el período de 1923 a 1926 la producción mundial de bauxita ha alcanzado las cifras que en toneladas métricas se indica a continuación:

PAISES	1923	1924	1925	1926
Austria ..	2.734	—	—	—
G. inglesa	101.957	156.800	177.808	189.101
Bulgaria	—	796	—	—
Francia .	393.736	388.692	505.189	408.600
Alemania	6.664	3.085	1.767	—
Grecia ..	—	1.300	3.700	2.320
Hungría..	500	192	390	3.696
India inglesa	6.652	23.601	10.232	5.036
Irlanda .	3.504	5.241	5.121	—
Italia ...	98.055	140.790	195.000	90.500
Rumania..	4.162	—	—	745
Surinam	15.839	63.097	86.277	44.230
E. Unidos	531.079	353.148	321.620	398.546
Yugoslav.	32.631	18.485	79.032	131.828
	1.197.513	1.155.227	1.386.136	1.274.572

La utilización de los subproductos es la nueva tendencia en la refina de la bauxita. El "fango rojo" (red mud), que contiene hierro y sílice, se está convirtiendo en ferrosilicon. El paso siguiente, será tal vez el de la recuperación de óxido de titanio, que la industria de la pintura está pidiendo en cantidades crecientes. La separación de la bauxita de las impurezas es un problema difícil y las condiciones bajo las cuales se puede realizar se hallan expuestas en el Boletín 312 del Bureau of Mines, Bauxite; Floating and Sink Fractionation Flotation Experiment por B. W. Gandrud y F. D. De Vaney, quien describe las investigaciones efectuadas en la Southern Experimental Station del U. S., Bureau of Mines sobre el beneficio de bauxita de baja ley.

Las importaciones de las Guayanas Inglesa

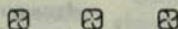
y Holandesa se han mantenido. Otro tanto ha ocurrido según parece, con la producción y consumo internos.

Alemania depende de fuentes de aprovisionamiento de bauxita extranjeras. En 1927, Hungría fué la fuente principal y suministró el 46% de las importaciones; pero en 1929 (8 meses) ese país envió solamente 22%. Francia que proporcionó solamente el 28% de las importaciones de Alemania en 1927, actualmente contribuye con el 38%.

Italia y Yugoslavia están aumentando su producción y se espera que Rumania entrará

luego en el mercado. No se tienen cifras de producción de Yugoslavia para 1929; pero en 1928 la producción cayó en más de 50% comparada con la de 1927.

Como se sabe, la producción de Francia ha aumentado considerablemente, ya que sus reservas son extensas y fácilmente accesibles. Puede tal vez tomar un nuevo giro la situación en vista del anuncio de que Jan Mayen, una isla que posee Noruega en el Océano Artico tiene yacimientos de bauxita que pueden permitir a Noruega independizarse de la importación.



EFICIENCIA RELATIVA DE LOS PROCESOS DE CONCENTRACION ⁽¹⁾

Por R. T. HANCOCK

Hace algunos años Edwin Edser expuso un trabajo ante «The Institution of Mining and Metallurgy» en el cual sugería que la eficiencia de cualquier proceso de concentración podía ser representada matemáticamente por una fórmula exponencial. Se refería a los resultados obtenidos por el profesor S. J. Truscot ten sus investigaciones acerca del tratamiento de lodos en Cornish frames (2) y calculaba ciertos exponentes que en su opinión concordaban en experimentos paralelos, en orden a justificar

(1) Traducido de «The Mining Magazine I.—Londres, Enero de 1930, Por el ingeniero Don Gustavo Reyes B. jefe del Lab. Metalúrgico de la Caja de Crédito Minero.

(2) «Cornish frame», empleado para el lavado de lamas en las minas de estaño (Cornwall); consisten en una superficie de madera plana y rectangular construídas en tandem para el retratamiento de relaves en «frames» sucesivos. Después que la pulpa ha escurrido sobre las mesas, durante algunos minutos las secciones (tablas) que contienen los relaves son levantados de modo que cada mesa descargue sobre una canal especial para el lavado de los concentrados, suministrándose agua limpia para esta operación. La palanca que inclina la sección (tablas) de los relaves está conectada mediante una varilla a aquélla que controla el agua de modo que

sus conclusiones. De hecho la concordancia no era particularmente buena, desarrollando el suscrito una fórmula enteramente diferente que daba resultados notablemente exactos; pero diferí mi contribución a la discusión subsiguiente relativa al establecimiento de que ninguna fórmula particular podría desarrollarse que diera resultados enteramente satisfactorios, debido a las propiedades individuales en la naturaleza física de las diferentes pulpas y a una prueba sobre la fórmula exponencial en particular debido a su clara insuficiencia al aplicarla en ciertos casos. Esto era una crítica fuertemente constructiva, pero mi experiencia en un caso similar había sido que la sección de discusiones de «The Institution» no era un buen medio para la publicación de los trabajos originales de esta naturaleza.

El autor había investigado y publicado un método para representar la eficiencia de un proceso de concentración y luego comparando las eficiencias obtenidas en dos casos diferentes sobre el mismo mineral podía observarse si alguna mejora se había verificado al variar

ambas operaciones se hagan simultáneamente. Lavados los concentrados, éstas son vueltas a su posición original y la operación se repite. Los cambios son automáticos o no.

las condiciones de tratamiento; pero faltaban algunos medios para descubrir de una vez y de un simple resultado en qué sentido y hasta qué punto podrían las condiciones ser variadas.

Este conocimiento podría alcanzarse en caso de ser posible desarrollar una fórmula matemática en función del comportamiento de la pulpa mientras la concentración tiene lugar; pero este resultado no sería muy fácil de obtener.

No obstante, las consecuencias derivadas de la nueva fórmula han sido tan correctas, al ser comparadas con las obtenidas por el método Truscott y su forma tiene tal consistencia respecto de lo que podemos imaginar se verifica durante la concentración, que hemos decidido darla a conocer.

La fórmula que describo para expresar la eficiencia en el resultado de un acto de concentración es eminentemente matemática y luego fuera de crítica al respecto. Esta nueva fórmula que pretenden dar la eficiencia del proceso mismo de concentración y predecir sus resultados en cualquiera etapa, depende, para ser válida, de la hipótesis de que la concentración sigue la ley empírica que la fórmula envuelve y su efectividad puede ser solamente controlada con referencia a los resultados actuales. Tales resultados son raros en la literatura y enteramente inaccesibles a mí en el momento presente.

Constrúyase un cuadrado cuyo lado sea la unidad de longitud; llévense las recuperaciones sobre el eje de las "Y" de modo que el valor 0.84 represente 84% de recuperación, etc.—Análogamente sobre el eje de las "X" llévense las concentraciones de modo que el número 0.05 represente una concentración equivalente al 5% del peso del mineral original.

Una línea diagonal desde el origen al vértice opuesto será el gráfico de un proceso de concentración de eficiencia igual a cero. El porcentaje de recuperación y el porcentaje de concentración serán iguales en cualquier punto de este lugar geométrico y como a consecuencia de mi fórmula original, la eficiencia queda medida por la diferencia entre la recuperación y la concentración cuando éstas son iguales entre sí la eficiencia del proceso es cero.

Tal sería el proceso de concentración realizado por un muestreador (cortador de muestras) el cual reduce el peso pero no altera la ey.

Cuando el resultado de un acto de concentración, el cual consiste en la separación de un mineral de su ganga, es efectuado en cierta proporción, el lugar del punto que representa

este resultado ocupará una posición definida en el diagrama. Una recuperación del 70% en un concentrado cuyo peso es el 5% del mineral original quedaría representada por un punto 0.7 sobre el eje de las "Y" y 0.05 sobre el de las "X" y puede ser considerado como un punto de término de una curva que termina en el origen de coordenadas y comienza en el vértice diagonalmente opuesto, y cuya forma es característica para el mineral de que se trata y de su comportamiento en el proceso en cuestión. Variando de una manera apropiada el punto de término en el cual se efectúa la división entre concentrado y relave pero sin variar el mineral o el proceso, se obtiene otra posición para el punto en el diagrama y puede asumirse que queda en otra porción de la misma curva.

Si es posible representar la curva por una ecuación, ambos puntos pueden ser ubicados con la misma fórmula y puesto que este es prácticamente el caso a que se refieren los resultados restringidos obtenidos de la de Truscott, me inclino a creer que la ecuación que propongo representa estrechamente el curso de un proceso de concentración. Si con el mismo mineral, pero con una alteración radical en el proceso se obtiene otro punto, éste no estará sobre la curva anterior, pero puede ubicarse en otra posición, es decir, se puede hacer pasar por él una curva, mediante una división de concentrados y relaves o en otros términos, tendiendo a un mayor o menor grado de concentración con un correspondiente grado de recuperación en sentido inverso. En las investigaciones de Truscott sobre el tratamiento de los lodos de estaño en "Cornish frames", esta variación para asegurar el movimiento de un punto según su propia curva podía ser efectuado variando el largo del "frame" o el tiempo requerido para el tratamiento antes del lavado. Variaciones radicales se encontrarían en la naturaleza de la superficie de concentración, su inclinación y el gasto (cubo) unitario. La influencia de estos factores en la eficiencia de la concentración pueden ser calculados de los resultados obtenidos, y el valor de las fórmulas, si ella es aceptable, es obvio.

La ecuación elegida para representar los casos necesarios tiene la forma

$$(1) \quad y = \frac{a}{a + bx}$$

en la cual "Y" representa la recuperación, quedando el 100% representado por la unidad.

"X" representa la concentración, el 100% quedando también representado por la unidad.

"a" es una constante cuyo valor está entre cero y uno.

"b" una constante tal que $b = 1 - a$, asumiendo un valor para "a", los valores de "Y" correspondiente a algún valor de "X" pueden ser calculados y la curva correspondiente a este valor de "a" puede ser trazada a través de los puntos obtenidos. Estas curvas semejan hipérbolas con la concavidad hacia la diagonal entre el origen y el vértice opuesto. Más bajo es el valor de "a" mas las curvas tienden a alejarse de la diagonal, representando procesos de más altos grados de eficiencia. Si $a = 1$ la eficiencia de tal proceso es cero y la curva llega a coincidir con la diagonal.

Si se considera la otra diagonal entre los dos vértices restantes se encontrará que ella corta todas las curvas para cualquier valor de "a" en puntos para los cuales se verifica $Y + X = 1$, y las tangentes a todas las curvas en estos puntos tienen un valor igual 1.

Peró sin necesidad de cálculos puede observarse por simple inspección que donde $Y + X = 1$ a lo largo de cualquiera curva, el valor de $Y - X$ es un máximo y como según mi fórmula original la eficiencia del resultado de la concentración queda medida por la diferencia entre recuperación ($= Y$) y concentración ($= X$) obtenemos el notable y más bien inesperado resultado, asumiendo la veracidad de la nueva fórmula, de que para cualquier proceso particular de concentración (ore — dressing) la máxima eficiencia posible se obtiene cuando la concentración es verificada en un punto tal que

(2) % Recuperación + % Concentración = 100

Este corolario expone el punto más débil en la defensa de la fórmula propuesta. Se puede fácilmente imaginar que con un cierto mineral un constituyente peculiar de la roca triturada, tal como mica, es casi enteramente removido en una primera etapa de la concentración sin las correspondientes pérdidas. Entonces en el punto actual de máxima eficiencia recuperación más concentración puede no alcanzar 100 exactamente; y con un mineral en el cual el constituyente útil es prontamente transformado en lamas el efecto contrario puede producirse. Y ciertamente en el retratamiento de un relave donde la distribución de las pastas útiles remanentes es anormal la fórmula no sería aplicable propiamente. Con un mineral clasificado los valores pueden disminuir durante la concentración de modo que aquí nuevamente la suma de la recupe-

ración y concentración en el punto de máxima eficiencia puede no alcanzar a 100 aunque como el efecto de una previa clasificación eficiente sería para incrementar la recuperación en un más pequeño peso de concentrado, variaría solamente en una pequeña proporción un lado o el otro a lo sumo. Ciertamente para un mineral normal o clasificado todos los puntos en la región verifican % recuperación más % concentración es igual 100 como que son aquellos donde la máxima eficiencia es alcanzada; y una explicación podría ser buscada donde una sensible transgresión de esta regla se observare. Generalmente hablando puede establecerse que donde la cifra 100 es excedida es deseable llevar la concentración más lejos.

Dada la recuperación y grado de concentración obtenido de un proceso suspendido en alguna etapa particular, el valor de "a" en la fórmula (1) puede deducirse de

$$(3) \quad a = \frac{x - xy}{y - xy}$$

de donde la recuperación o la concentración ligadas a la detención o término en la etapa apropiada, tal que recuperación ($= y$) más concentración ($= x$) e igual a 1 y correspondientes a la máxima eficiencia obtenibles de aquel proceso, son dadas por las fórmulas:

$$(4) \quad x = \frac{\sqrt{a - a} - a}{b}$$

$$(4-a) \quad y = \frac{1 - \sqrt{a}}{b}$$

La fórmula (3) puede ser solamente empleada cuando se asume $b = 1 - a$, como debe hacerse cuando sólo un resultado del proceso es aprovechable, y se desea compararlo con una cifra teórica óptima de la cual puede diferir fácilmente en 2%.

Las fórmulas (4) y (4-a) pueden ser empleadas cuando se conocen los verdaderos valores de "a" y "b" como se demostrará en seguida.

El valor de x, según (4), es comparado con el empleado en (3) y si él es menor, él indica que con el proceso dado es recomendable llevar más lejos el grado de concentración. Similarmenre respecto de "y" y viceversa.

Otra prueba del mismo mineral, alterando una o más de las condiciones del proceso, puede ser dada cuando se le experimenta por la fórmula

$$\text{Eficiencia} = \text{Recuperación} - \text{Concentración}$$

obteniendo más baja eficiencia que la demostrada por la primera serie. Aún si las dos concentraciones son estudiadas por las fórmulas aquí dadas en orden a obtener los más altos valores de "x" en cada caso, puede vislumbrarse que actualmente el segundo método es el más eficiente cuando la división entre concentrado y relave se hace en el punto más a propósito y que su aparente inferioridad es simplemente debida a un menos correcto equilibrio entre concentración y recuperación.

La fórmula usual, para el cálculo de recuperaciones partiendo de los ensayos químicos es:

$$\text{Recuperación} = \frac{(h-t) c}{(c-t) h}$$

en la cual

h = ley de cabeza.

c = ley del concentrado.

t = ley del relave.

Como la recuperación es igual a la concentración multiplicada por la razón de enriquecimiento (=e) podemos convertir la fórmula

$$y = x \times e = \frac{x}{a + bx}$$

$$\text{en } \frac{1}{e} = a + bx$$

la cual es la ecuación de una línea recta en $\frac{1}{e}$ y "x" dividiendo a continuación por "x" e invirtiendo.

En Mining Digest de "Magazine" de Enero de 1929 se suministran algunos datos relacionados con experimentos efectuados en los Laboratorios de Experimentación del Department of Mines, en Ottawa sobre minerales del Distrito de Rouyn, de Western Quebec.

El más completo está en el grupo 3 (a).

PRUEBAS	Peso %	Sumas	Recuperaciones %	Sumas	Recuperaciones calculadas
1.) Concentrado	35.3	35.3	95.0	95.0	96.6
Middling	8.5	43.8	2.6	97.6	97.6
Relave	56.2	17.9	2.4	92.3	92.2
2.) Concentrado	17.9	27.7	92.3	95.2	95.5
Mixto	9.8	14.5	2.9	89.9	90.3
Relave	72.3	22.7	4.8	95.2	94.1
3.) Concentrado	14.5	14.5	89.9	89.9	90.3
Mixto	8.2	22.7	5.3	95.2	94.1
Relave	77.3	—	4.8	—	—

En cada una de estas pruebas se obtuvo un mixto en adición al concentrado de modo que hay dos puntos de término en cada prueba y añadiendo el mixto al concentrado en cada una obtenemos el equivalente de seis puntos de término que definen la curva del procedimiento que describe o ilustra la aplicación de la flotación a este mineral.

Una ubicación de los datos en su forma original convertidos en recuperaciones de los pesos obtenidos y de los valores recíprocos del enriquecimiento, y situando éstos correspondientemente, originó una serie de puntos situados con considerable exactitud sobre una recta y de ella se pudo deducir la ecuación del proceso

$$y = \frac{x}{0.018 + 0.982x}$$

y los valores de la recuperación obtenidos de esta fórmula se muestran en la última columna de la tabla.

Con una variación de pesos de concentrado de 43.8% a 14.5% la concordancia es notablemente correcta y no deja lugar a dudas de que la fórmula es aplicable.

De hecho en el ejemplo anterior las constantes fueron deliberadamente relacionadas en orden a obtener $a+b=1$. En este caso particular el gráfico casi lo justificaba.

Pero examinando en una forma semejante algunos de los datos mucho menos completos sobre otros minerales, mencionados en el estudio llego a ser bastante evidente que mi suposición original en el terreno teórico, $a+b=1$ no se justifica y que en prácticamente todos los casos $a+b$ fué algo mayor que uno y en consecuencia la máxima eficiencia no se encuentra en el punto donde % concentración más % recuperación es exactamente igual 100.

Otra observación fué aquella de que donde era posible obtener suficientes cifras tres, por ejemplo, de los datos correspondientes a otros minerales del distrito, la inclinación de los gráficos fué sensiblemente paralela en todos los casos, indicando un valor prácticamente constante de "b", pero hubo bastante variación en el valor derivado de "a" en los diferentes casos. Casi parecía que "b" era una constante para el proceso y "a" una constante para el mineral.

En el caso del grupo 3 (e), 3 puntos dieron una línea muy buena, el concentrado variando de 58.2% a 8.7%, y la fórmula calculada de él fué

$$y = \frac{x}{0.027 + 0.995x}$$

Ahora estas investigaciones muestran que sobre la variación de recuperaciones y concentraciones con las cuales está relacionado el concentrador, se puede obtener una fórmula práctica aplicable, pero el hombre de mente analítica objetará que si la curva es interpolada en el punto donde $x=1$ ó el punto donde ninguna concentración se ha realizado completamente, la recuperación es menos que 100% lo cual es un estado de cosas ridículo, y el hombre práctico observará que es la expe-

riencia general que si una concentración es llevada más lejos un concentrado prácticamente puro es producido el cual sería perdido sin cambio si la concentración fuera llevada al límite.

Un notable ejemplo de esta especie es ilustrado por un gráfico que acompaña a mi artículo sobre "The Physical Bases of Tin Dressing" aparecido en Magazine de Febrero de 1921. En él se dan los resultados de un experimento de Truscott efectuado en "Cornish frame", llevado a efecto en la forma sugerida más arriba, en el cual el concentrado colectado en secciones del "frame" a ángulos rectos respecto de la corriente fué separadamente recogido y ensayado.

Las actuales cifras suministran la fórmula

$$y = \frac{x}{0.0056 + 1.2970x}$$

Interpolando para $x=1$ la recuperación virtual en la cual la concentración aun no ha comenzado es sólo 76.8%. La explicación de esta anomalía es sencilla. La muestra tratada contenía lodo el cual pasaba en suspensión fuera del "frame" sin verificarse ninguna concentración. Si algún efecto del proceso de concentración se efectuó en ella, ella debió encontrarse en solución. La pérdida respectiva es una cosa bastante diferente de la pérdida ordinaria de la porción recuperable de las pastas útiles durante el tratamiento. Efectivamente la muestra sólo contenía 76.8% de su valor real en una forma adaptable al tratamiento. Multiplicando los valores recíprocos de los enriquecimientos de acuerdo con el ensaye por este factor, y volviendo a hacer el cálculo la fórmula deviene

$$y = \frac{x}{0.004 + 0.996x}$$

y se encuentra que en la mejor concentración 93.8% de esta porción tratable es recuperada en un peso de 6.2%, de donde la recuperación correspondiente al actual contenido dado por el ensaye es sólo 71.3%. La producción incipiente de un concentrado prácticamente puro también se muestra en este gráfico.

Semejantemente con el mineral 3 (e) el cual probablemente contenía algo de cobre oxidado no recuperable en un proceso normal de flo-

tación, una condición prácticamente ausente en 3 (a).

Parece probable que con minerales más comerciales el exceso sobre la unidad de la suma de las constantes "a" y "b" es pequeño y que donde solamente un único producto de concentración es aprovechable para el examen, es legítimo asumir que la región de máxima eficiencia se encontrará sobre o más allá justamente del punto en el cual % concentración más % recuperación es igual a 100.

Donde las constantes son definitivamente conocidas los valores óptimos de "x" e "y" pueden ser obtenidos como siguen

$$x = \frac{\sqrt{1-a}}{b} \quad y = \frac{1-\sqrt{a}}{b}$$

En consecuencia la suma de la recuperación y la concentración a la eficiencia máxima es

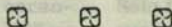
$$\frac{1-a}{b}$$

En el caso de los minerales de Rouyn estas fórmulas dan

	3 (a)	3 (e)
	%	%
Concentración óptima	11.8	13.8
Recuperación óptima	88.2	84.9
Eficiencia máxima.....	76.4	71.1

Las eficiencias calculadas por estas fórmulas son eficiencias metalúrgicas. La eficiencia comercial es por otra parte mucho más importante. Costos de tratamiento y transporte así como cédulas de fundición deben ser conocidas antes de convertir uno a otro. Finalmente estos se resuelven en un solo factor el cual "pesa" la influencia de la recuperación de estériles en el concentrado, cuando se la compara con su estrecha influencia en los cálculos metalúrgicos.

Los que se interesan pueden consultar mi trabajo "The Application of Formulas in Ore Dressing" (Trans. Cornish Institute of Engineers, 1920-1).



LOS YACIMIENTOS CUPRIFEROS DE RHODESIA DEL NORTE.—II⁽¹⁾

Geología, Yacimientos, Posibilidades: con referencia especial a la concesión N° Kana

POR

ANTONIO GRAY y R. J. PARKER

Geólogo Jefe y Gerente respectivamente de la Rhodesian Selection Trust Ltd.

La mayor parte del subsuelo de la concesión de N° Kana consiste en una gran masa de granito profundamente erodado, pero con restos (roof-pendants) de las esquistas antiguas y sedimentos del sistema de Katanga. Solamente a lo largo del límite Congo-Rhodesia existen largas corridas continuas de sedimentos, demasiado largas para ser consideradas como

remanentes. Aquí hay una gran depresión del techo del batolito granítico, que vuelve a subir después hacia el E.

La estructura mayor de esta área debe haber sido originalmente la de un gran domo irregular, en el que se suponían varios pliegues menores. Las partes sinclinales de estos han escapado a la erosión y forman los restos sedimentarios que se ven hoy día. El núcleo de esta estructura lo formaban esquistas antiguas y el granito joven en el que se hallan ahora los remanentes sedimentarios. El límite de los sedimentos, como lo muestran los mapas geoló-

(1) Traducido del Engineering and Mining Journal de Septiembre 14 de 1929 por el Ingeniero Don Jorge Muñoz Cristi.

Véase «Boletín Minero» N.º 367 de Noviembre de 1929, página 541.

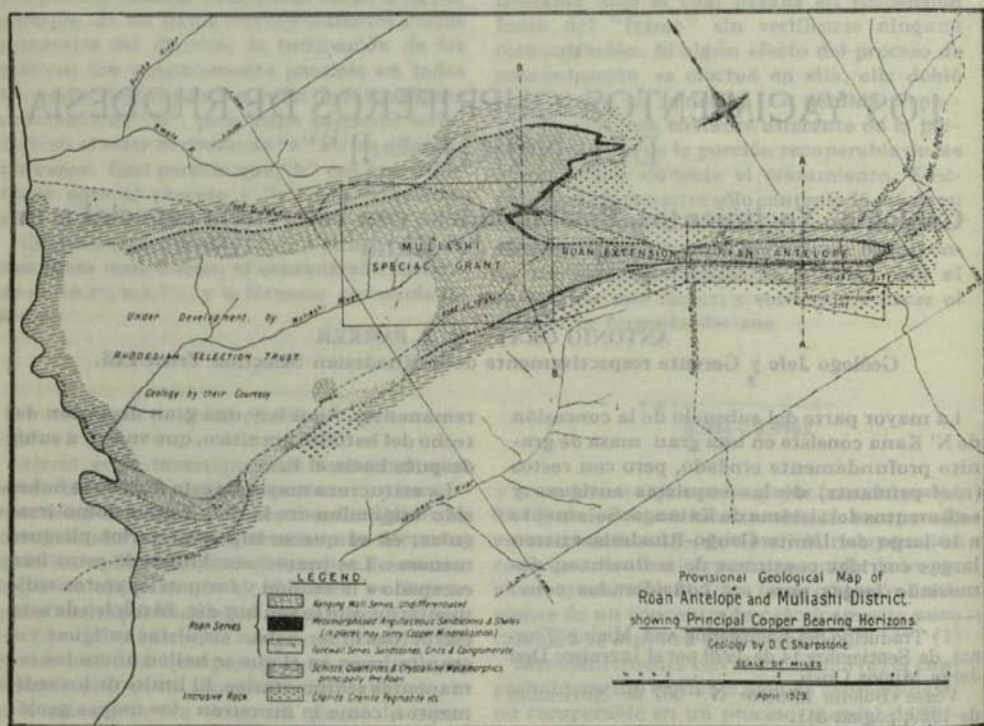
gicos de la Rhodesian Congo Border Co, se encuentra fuera de la concesión, excepto a lo largo de la frontera Rhodesia-Congo; la cubierta de sedimentos y gran parte del granito han sido llevados por la erosión. Evidentemente el sollevamiento que originó esta estructura fué acompañado o causado por la intrusión de la masa granítica.

Los sedimentos a lo largo de la frontera han sido plegados en forma de un gran sinclinal que descansa sobre esquistas y granito. Este sinclinal tiene una corrida general N. W. y en Mufulira alcanza alrededor de 10 millas de ancho. El sinclinal se ensancha hacia el sur y solamente el ala occidental entra en la concesión intermitentemente, alcanzando hacia el S. hasta N'Dola. Hacia el N. el ala occidental del sinclinal se dobla más hacia el W., volviendo a entrar eventualmente en Rhodesia en la concesión Rhodesian-Congo Border, al N. W. de Tshinsenda. En los detalles de su estructura este sinclinal no es sencillo y contiene los mejores afloramientos de las series Roan, Christmas, Mutundo y Purple Quartzite, pero estas rocas están plegadas y falladas de una manera muy complicada. En el trayecto

entre Kasaria y Kipula, a lo largo de una línea más o menos paralela a la corrida del sinclinal, hay evidencia de numerosas fallas. No se conoce la inclinación de esta falla o fallas, pero parece que el bloque se ha movido respecto al occidental probablemente en más de 15,000 pies.

Hasta muy al Sur, en la latitud del arroyo Mutundo, el ala occidental es más o menos regular, pero aquí está muy dislocada por fallas transversales. Al N. de N'Dola la corrida está interrumpida por un pequeño domo del granito subyacente, pasando la masa principal de sedimentos hacia el E. y encontrándose sólo una porción reducida de ellos entre esta parte y la parte principal del granito que está al oeste.

Cerca del límite austral de la concesión, en la mina Roan Antelope, hay un área relativamente pequeña con afloramientos de la Serie Roan casi enteramente rodeada por granito. Consiste en un sinclinal estrecho de más o menos 16 millas de largo, $\frac{1}{2}$ a 3 millas de ancho y probablemente con no más de 3,000 pies de profundidad. En ella se hallan los yacimientos de Roan Antelope y Muliashi. Fuera de este los



únicos afloramientos de la Serie Roan que se conocen dentro de la concesión son los de Chambishi-N'Kana y Kalulushi. La zona de Chambishi está sobre una cuenca extendida de sedimentos, la que en el centro es lo suficientemente profunda para contener un pequeño remanente de las series superpuestas, Christmas y Mutondo. Una extensión de esta estructura, en forma de un sinclinal más estrecho, se extiende hacia el S. W., hasta N'Kana y contiene el yacimiento de N'Kana.

La zona de Kalulushi está al S. de la de Chambishi-N'Kana. Entre ellas hay un pequeño afloramiento en forma de chimenea, de esquistas y granito, el que no alcanza a separarlas enteramente. La estructura de Kalulushi es análoga a la de N'Kana, pero en esta formación la estructura amplía, al W. de la nariz (nose) del sinclinal pasa al terreno de la Rhodesian Congo Border Concesión.

Por lo que sabemos hasta ahora, la estructura del gabbro que se encuentra en Muliashi, Kalulushi y Chambishi es concordante más o menos con la de los sedimentos. Parece que existe en forma de diques interestratificados, dentro de las sedimentos de la serie del Roan inferior. Este gabbro o diabasa no se ha encontrado en la región de Mufulira Bwana M'Kubwa. En Kalulushi un sondeo ha atravesado uno de estos diques, llegando después a la arenisca subyacente.

Los acontecimientos geológicos que tuvieron lugar en esta región, anteriormente a la deposición del sistema de Katanga, están muy oscuros. No hay duda de que las esquistas de Muva y Lufubu son rocas muy antiguas y deben haber tenido una larga historia antes de alcanzar su estado actual de metamorfismo. A lo menos durante un período fueron intruídas por una gran masa de granito, el que correspondió probablemente a una época de formación de montañas. Posiblemente durante este período de actividad eruptiva ellas alcanzaron su estado final de recristalización. A este siguió, evidentemente, un ciclo de erosión, el que debió avanzar lo suficiente no sólo para producir el material de que están formados los sedimentos superpuestos sino también para dejar en descubrimiento una parte considerable del granito hasta gran profundidad.

Sobre esta superficie de esquistas antiguas y granitos se depositó la formación basal de la Serie Roan. Pocas dudas caben—acerca del origen continental de estas capas, y de que fueron depositadas en aguas muy bajas. La variabilidad del espesor del conglomerado basal

y la estratificación cruzada y gruesa de las areniscas superpuestas, lo mismo que su naturaleza feldespática, indican una acumulación rápida, probablemente en una superficie muy desigual. El área sobre la cual se encuentran estos sedimentos muestra que encierto tiempo la masa de agua en que se depositaron era muy extensa, y de regular profundidad—posiblemente un gran lago o un mar mediterráneo. Después de la deposición de la serie Roan durante la cual debió existir una gran masa de agua, volvieron probablemente las condiciones de aguas bajas y se produjo, a lo menos localmente, cierta erosión de los sedimentos del Roan superior, lo que originó discordancias locales entre esta serie y la serie Christmas superpuesta.

Entre la formación de la Serie Christmas y la deposición del conglomerado fluvio-glacial, en la base del Kundelungu, pudieron ocurrir cambios considerables en las condiciones, pero actualmente no hay pruebas dentro de la concesión de que hayan sido erodadas las pizarras o areniscas de la serie Christmas, ni tampoco de las fuentes de los materiales que forman el conglomerado basal del Kundelungu. Sólo la presencia de estas rocas evidencia una ruptura o cambio en las condiciones de deposición. Los sedimentos sucesivos de la serie Kundelungu, depositados sin interrupción sobre el conglomerado basal, indican la existencia de aguas más y más profundas, por la deposición de dolomitas y pizarras dolomíticas. Enseguida, sin cambio repentino, bajó el nivel del agua y los sedimentos se hicieron más y más arenosos hasta llegar a la deposición de la serie Purple Quartzites con su material grueso y en parte feldespático.

La edad del sistema de Katanga no la conocemos. No estamos familiarizados con las formaciones de Sudafrica con las cuales se ha sugerido una correlación y fósiles no se han encontrado. Sin embargo, no creemos que por la naturaleza de las capas se les pueda atribuir una edad Precambriana. Es posible que se puedan encontrar fósiles en la parte superior del sistema, la que es muy pobre en afloramientos.

Los geólogos belgas han sugerido cierta correlación entre la tilita de Katanga y la tilita de Dwyka. Las descripciones del Dwyka y Ecca inferior dadas por Du Toit, parecen indicar cierta similitud entre estas formaciones. Una muestra del Ecca inferior que hemos obtenido se asemeja mucho a ciertas partes de nuestro Mutondo inferior o Kundelungu. Pero por lo que sabemos, la edad de estas capas es todavía desconocida.

Algún tiempo después de la depositación de los sedimentos del sistema de Katanga, incluyendo cierto espesor desconocido de capas sobre las cuarcitas púrpuras, sobrevino otro período de grandes movimientos terrestres. Los sedimentos se plegaron y fallaron de un modo muy complejo y posiblemente la superficie terrestre se elevó bastante. Esto fué acompañado por la intrusión de una gran masa granítica—el que llamamos granito gris joven—la que tal vez contribuyó en parte al solevantamiento. En caso de haber sido este granito la causal de la mineralización cuprífera la formación de los yacimientos debió seguir inmediatamente a la intrusión. Es probable también, aunque no tenemos pruebas definidas, que el gabbro y diabasa que se encuentran en la parte occidental de la concesión fueron introducidos dentro de los sedimentos plegados después de la formación del batolito granítico. El tiempo geológico absoluto de la intrusión es desconocido; sabemos solamente que ha pasado un lapso de tiempo lo suficientemente largo para que el relieve abrupto formado entonces fuera erodado lo suficiente a fin de que se pudiera reducir a una llanura relativamente plana, posiblemente una penillanura. Esta llanura, con la hidrografía formada en ella, es el rasgo dominante de la topografía actual.

Hace poco tiempo, relativamente, se produjo un rejuvenecimiento de los arroyos sobre esta antigua superficie, causado probablemente por una elevación de la tierra. Los arroyos han comenzado a estrechar sus canales y los valles se profundizan. Así ha comenzado un nuevo ciclo topográfico que está actualmente en su infancia.

LOS YACIMIENTOS METALIFEROS

Todos los yacimientos de cobre conocidos dentro y cerca de la Concesión N'Kana se encuentran en la Serie Roan, muy próximos a la base del sistema de Katanga. Varios de ellos están lo suficientemente desarrollados, especialmente por sondajes, para que se los pueda considerar como minas, aunque sólo Bwana M'Kubwa está en producción. Por lo que sabemos, el yacimiento más grande y más desarrollado es el de Roan Antelope, pero ya han sido comprobados extensos y valiosos yacimientos en N'Changa y N'Kana. La Rhodesian Selection Trust posee yacimientos rentables en Mufulira y Chambishi. En la actualidad el mayor de ellos es Mufulira, pero la exploración futura puede descubrir grandes extensiones en ambos lugares.

Existe una gran analogía entre los yacimientos cupríferos de esta zona. Fundamentalmente son del mismo tipo y difieren solamente en los aspectos importantes. El primero es la naturaleza de la roca que lleva el mineral, que puede ser pizarra dolomita o arenisca. El segundo es la forma, que depende enteramente de la estructura de la capa que los contiene.

Todos son depósitos estratificados, encontrándose los minerales de cobre como una disseminación, más o menos regular, a lo largo de uno o más horizontes definidos. Los yacimientos son por lo tanto tabulares y de ancho relativamente uniforme. Los afloramientos son pequeños, faltando con frecuencia; cuando existen, y se los encuentra, es raro que den alguna indicación del tamaño o importancia del depósito. El suelo es profundo en toda la zona, habiéndose profundizado pozos hasta 80 pies sin encontrar roca reconocible, pero, exceptuando el que cubre las cuarcitas más resistentes, la profundidad media es de 30 a 40 pies.

Los pocos afloramientos que han resistido a esta descomposición están por lo general bien lixiviados. En las cuarcitas más duras se ha encontrado calcopirita y bormita primaria finamente disseminada en la misma superficie; y en rocas algo más alteradas se ha observado chalcocita en varios afloramientos. Sin embargo, por lo general, el mineral de cobre más común es la malaquita acompañada a veces con cantidades subordinadas de azurita, cuprita, crisocola y cobre nativo, a menudo está la malaquita esparcida por toda la roca en pequeñas partículas regularmente disseminadas, lo mismo que la mayor parte de los sulfuros de abajo, lo que sugiere la idea de una oxidación in-situ. Una menor cantidad se encuentra frecuentemente bien cristalizada en pequeñas vetas y en las juntas de la roca. La crisocola y el cobre nativo se presentan de una manera análoga. La cuprita puede estar en pequeñas vetillas o cubriendo granos pequeñísimos de chalcocita, y, por lo general, asociada con algo de cobre nativo.

Aunque en casi todos los afloramientos de depósitos comprobados, aparece algo de hematita y limonita, ellas están en cantidades muy subordinadas a las que se encuentran en el suelo. Esto se debe probablemente a la lixiviación extrema que ha sufrido la roca por las aguas sulfatadas ácidas, y, por el hecho que los afloramientos representan en su mayoría, cierta porción de una zona de chalcocita oxidada. El fierro está acompañado a menudo por manganeso y óxidos de cobre.

Pseudomorfas de limonita según piritita aparecen en muchas partes de rocas lixiviadas correspondientes a horizontes cupríferos. Rara vez están asociados con cierta cantidad de malaquita, pero mucha de la limonita da en la llama la reacción del cobre. En los afloramientos no se ha encontrado cobalto, aunque este metal aparece en pequeña cantidad a profundidades mayores.

Mucho se ha hablado del papel de los dambos, que son cavidades abiertas a lo largo de los afloramientos, como indicadores del cobre. También se ha dicho que ciertas especies vegetales indicaban la roca subyacente. Es cierto que ésta cambia notablemente al pasar de una roca a otra. Las cavidades también deslindan de una manera notable los afloramientos de ciertos depósitos. Un buen ejemplo de esto es el de Roan Antelope. Allí un dambo siguió casi por completo el contorno del depósito y fué el primer indicio que se tuvo de la verdadera estructura sinclinal de éste. Pero lo mismo ocurre con rocas que no son cupríferas. Tales dambos aparecen en muchos lugares sobre las cuarcitas de Muva, donde éstas están muy inmediatas a la superficie. Por otra parte, en Mufulira no se ha encontrado indicios de cavidades sobre el depósito más rico, ni aún donde afloran los depósitos que han sufrido una fuerte lixiviación.

La falta de vegetación o la preponderancia de ciertos tipos, debe ser el resultado de diversas causas, tales como profundidad y clase del suelo, drenaje etc. También deben tener un efecto notable sobre ella las cantidades considerables de sales que resultan por la descomposición de los minerales de cobre. Pero es muy difícil establecer cual de los factores que entran en juego tiene la preponderancia, y no se puede decir que una cavidad, no relacionada directamente con el drenaje, sea indicadora de la presencia de cobre en la roca subyacente. Ni tampoco es cierta la proposición contraria, que la falta de cavidades abiertas indique la ausencia de concentraciones de cobre.

En general, la vegetación es más lujuriosa y los árboles mayores en aquellas regiones donde el subsuelo consiste en rocas sedimentarias, mientras que si está formado por granito es más pobre. Esto, probablemente, se debe atribuir a una profundidad mayor del suelo y a un mejor drenaje subsuperficial. No hay observaciones que demuestren fehacientemente que ciertos tipos de vegetación correspondan a una roca determinada.

Se han realizado investigaciones microscópicas de los minerales por C. G. Cullis de la Royal School of Mines; F. F. Grout de la Universidad de Minesota, y L. C. Graton, de la Universidad de Howard. Se está de acuerdo generalmente en que estos depósitos son epigenéticos. Antes de ser explorados a profundidad—y por ser una de las características la persistencia de la mineralización en capas definidas, se pensó en que tuvieran un origen sedimentario, para lo cual se podían aducir numerosas pruebas. Pero, por los datos que se tienen hoy día, parece que el cobre fué introducido en la roca después de su formación, probablemente después que hubo sido plegada. Por lo tanto, es necesario buscar alguna explicación del por qué las soluciones mineralizadoras eligieron ciertas estratas para depositar su carga. En la actualidad no podemos dar una explicación bien definida de la selección de las capas, como tampoco de las concentraciones locales que se encuentran en un mismo horizonte metalífero. Sin embargo, se han observado varios hechos sugestivos e indudablemente son muchos los factores que han influenciado el resultado final.

El mineral se encuentra en areniscas, pizarras y dolomitas. En Roan Antelope está en una roca que fué originalmente una pizarra arenosa. Aquí la roca está bien estratificada, y gran parte del cobre se ha concentrado en los planos de estratificación, pero también se lo encuentra diseminado finamente entre ellos. Los planos de estratificación constituyeron, posiblemente, los canales por los cuales penetraron las soluciones mineralizadoras dentro de la roca, y el mejor mineral está en aquellas partes en que dichos planos están más cercanos. La formación de pizarras está encerrada por ambos lados entre cuarcitas, que pueden haber sido muy impermeables en la época de la mineralización. También existen pequeñas cantidades de cobre en las cuarcitas feldespáticas que se hallan tanto sobre, como bajo la pizarra metalífera. Probablemente un factor determinante de la mineralización ha sido la composición de la pizarra por su naturaleza calcárea carbonosa. Una parte apreciable de esta formación es dolomítica en diversos lugares, y, en el Roan, hay cierta cantidad de calcita. C. G. Cullis cree en un informe privado, que algo de esta ha sido introducida en forma de ganga, y dice no haber encontrado substancias carbonosas en las muestras examinadas por él.

En Mufulira las condiciones son diferentes. Allí los minerales de cobre, en su mayoría, están diseminados en cuarcitas y areniscas. La roca tiene una estratificación muy poco definida y cualquiera que hubiese sido la naturaleza original del cemento debió dejar ciertos horizontes lo suficientemente porosos para permitir una circulación relativamente regular de las soluciones mineralizadoras. Probablemente, a lo menos una parte de la sílice que cementa ahora la cuarcita, fué introducida aproximadamente en la época en que se produjo la mineralización. En un depósito, las soluciones circularon dentro de la arenisca inmediatamente bajo una capa delgada de material muy aciloso, y probablemente impermeable, lo que ha sido la causal, a lo menos en parte, de la concentración en ese horizonte. En otro lugar del yacimiento de Mufulira, la cuarcita mineralizada está directamente cubierta por una dolomita dura, cristalina. Esta roca está mineralizada en parte, pero, según lo han demostrado los sondajes, el cobre penetra en la dolomita solamente en una parte reducida de su ancho, encontrándose la mayor concentración en la cuarcita subyacente. Evidentemente, aquí primó la naturaleza porosa de la cuarcita sobre la facultad de la dolomita de ser reemplazada, para que se efectuara la concentración. F. F. Grout menciona una pequeña cantidad de turmalina que acompaña a los sulfuros de cobre como ganga. Un reducido porcentaje de cobre se halla en pequeñas vetas acompañadas de cuarzo, y a menudo de calcita, rara vez alcanzan más que algunas pulgadas de largo.

En Chambishi las condiciones son análogas, es decir la mineralización parece haber sido controlada, en gran parte, por la porosidad o facilidad para el reemplazo, o bien ambas condiciones de ciertas capas. En la parte occidental de la concesión la pizarra metalífera es una formación persistente y la mineralización se encuentra en largas distancias. A lo largo de la corrida oriental aparecen dolomitas y cuarcitas en forma de pequeños lentes y los yacimientos, aparentemente, concuerdan con esta estructura. Existen condiciones de porosidad en las capas que están más arriba que la serie metalífera del Roan inferior. Algunas de estas capas superiores son también muy dolomíticas, sin embargo solamente en un punto de la concesión se han encontrado mineralizadas y en muy pequeño grado. Estamos convencidos de la posibilidad, y aún de la probabilidad, de que existan yacimientos cupríferos en otras capas que el Roan inferior, sin

embargo, hasta ahora no se ha hallado nada que tenga algún valor. Además, los depósitos que se conocen se encuentran todos cerca de algún punto en que el granito penetra a las capas inferiores de la serie.

No se puede dudar de la naturaleza intrusiva de este granito. En su cercanía las capas están a menudo muy dislocadas y metamorfosadas considerablemente. Los sedimentos han sido atravesados por pequeñas pegmatitas, vetas de cuarzo y diques de granito. No se han observado otras intrusiones de este granito que las conocidas en las capas inferiores de la Serie Roan. La forma como se produjo la intrusión del granito en las esquistas antiguas parece ser muy diferente de aquella en que intruyó los sedimentos. Los afloramientos de los contactos son escasos, pero se encuentran algunos de granito con las esquistas a la largo del río Kafue. Aquí la esquistas parece haber sido fracturada y quebrada en grandes bloques. El granito penetró por las fracturas y en ciertos casos rodeó enteramente a los bloques de esquistas. Algunos de los bloques más pequeños y que aparecen rodeados en todo sentido por granito, no están orientados conforme el cuerpo principal de esquistas, presentando el aspecto como que han sido sumergidos, a lo menos algo, en el magma granítico más o menos fluido. La zona de contacto alrededor de estos bloques es muy angosta, y la esquistas rara vez aparece alterada en una anchura mayor que una pulgada, a partir de su límite con el granito, conservando este último su textura cristalina gruesa y composición normal en el contacto.

Los contactos descritos más arriba aparecen donde las masas de granito son pequeñas, y a menudo, de tipos muy ácidos, como de muscovita o turmalina. Alrededor de las masas mayores de granito, la roca encajadora cerca del contacto aparece también en bloques, pero por lo general existe una zona de contacto básica, alrededor del granito, en la cual las rocas ígneas pueden ser tan básicas como gabro, con pequeños afloramientos de rocas compuestas enteramente de anfífolas. Esta zona de rocas básicas alrededor del granito, puede extenderse horizontalmente hasta en 500 yardas.

Donde el granito penetra a los sedimentos, generalmente arkosas, de la serie Roan, no se observa este tipo de contacto en bloques. Al acercarse al contacto el granito se hace más fino y se desarrolla, por lo general, una textura distintamente gneissica,

a menudo, pero no siempre, paralela con las capas. Estas, a su vez, se ponen más y más esquistosas, hasta llegar a convertirse la roca en una pizarra de muscovita o de biotita, la que no se puede asegurar que haya sido originalmente de origen ígneo o sedimentario, o una mezcla de ambas. En esta zona de esquistas se encuentran muchas venillas de pegmatita, orientadas a menudo según la pizarrosidad, y, a veces, atravesándola. Ellas disminuyen gradualmente, y la esquistosa pasa a una roca en la que se pueden ver indicios de la estratificación original y por fin a los sedimentos más o menos sin alteración.

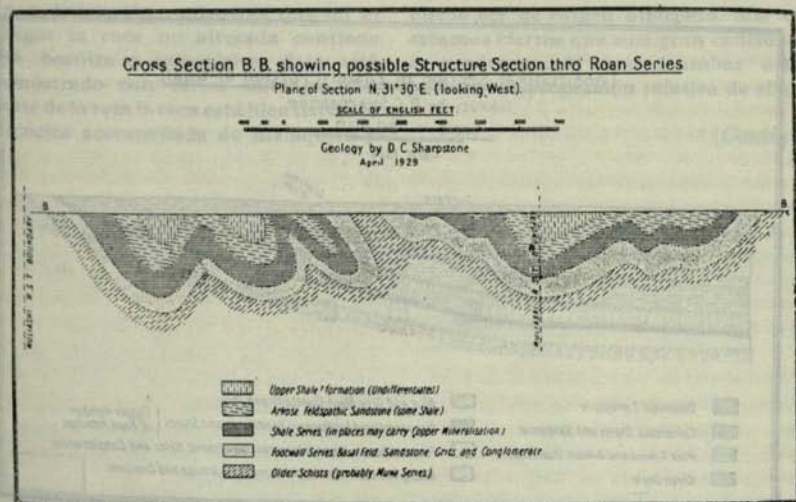
La interpretación de estos contactos puede estar sujeta a algunos errores, porque ellos han sido examinados en pozos de pequeña profundidad donde las rocas están tan descompuestas que su determinación se hace difícil. Pero, en muchos pozos cerca del contacto se ha comprobado que los sedimentos alterados han sido intruidos, a lo largo de los planos de estratificación, por pegmatitas o granitos gneisíficos, predominando, ya sea el granito, el sedimento alterado o la esquistosa.

Parecería que la masa intrusiva penetró en las esquistas cristalinas por algún método de arranque magmático, especialmente cerca de la parte superior del batolito. La roca cristalina se fracturó fácilmente y los bloques resultantes fueron rodeados sin dificultad por el magna fluido. En la parte más baja del contacto del batolito hubo una mayor diferenciación del magma, o la parte exterior diferenciada fué mejor preservada del ataque de las últimas

porciones del mismo magma, las que eran más ácidas, de donde resultaron zonas básicas a lo largo de los contactos. (Fig. 2)

No hay pruebas de que se haya producido un arranque magmático en aquellas partes en que el granito intruye en los sedimentos. La forma en que se produjo la intrusión parece haber sido más bien la de una penetración gradual a lo largo de los planos de estratificación y de esquistosidad, acompañado de cierta asimilación y un metamorfismo considerable. Esta zona metamórfica puede tener un espesor de varios cientos de pies. Cualesquiera que sean las reacciones físicas y químicas que hayan tenido lugar, evidentemente el granito fué incapaz de llevar muy lejos la intrusión dentro de los sedimentos. El resultado de importancia económica parece ser que mientras que el magma que intruía removió grandes masas de esquistas, su avance fué detenido en la mayoría de las partes por los sedimentos, y logró penetrar solamente en las capas inferiores de la Serie Roan.

La existencia de minerales de cobre en las pegmatitas asociadas y la presencia de los yacimientos cerca de los puntos en que intruyó el granito, sugieren cierta relación genética entre el cobre y el granito y, si esto fuera en realidad así explicaría también el hecho de que los yacimientos se hallen en las capas inferiores. Durante la deformación estas capas se adaptaron al plegamiento, más bien por escurrimiento que por fractura. Las soluciones mineralizadoras, al abandonar al granito que se enfriaba, encontraron cerrado el camino a los



horizontes superiores por las capas impermeables y por esto siguieron las estratas más porosas de las capas inferiores intruídas.

Los sulfuros que se han observado en estos yacimientos son: chalcocita, covelita, bornita, calcopirita y piritita. En la zona oxidada hay malaquita, azurita, libetenita, cuprita, crisocola y cobre nativo. Son comunes los óxidos negros terrosos que contienen fierro, manganeso y a veces cobre. El cobalto aparece en indicios, pero su forma mineralógica no ha sido determinada. De los minerales de la ganga el cuarzo y los carbonatos fueron introducidos, evidentemente, durante la época de la mineralización. Ellos forman la ganga de pequeñas venillas de cobre, y aparecen también, junto con el feldespato en las pegmatitas. Los carbonatos más comunes son calcita una variedad de cal-magnesia—fierro, posiblemente ankerita, y siderita.

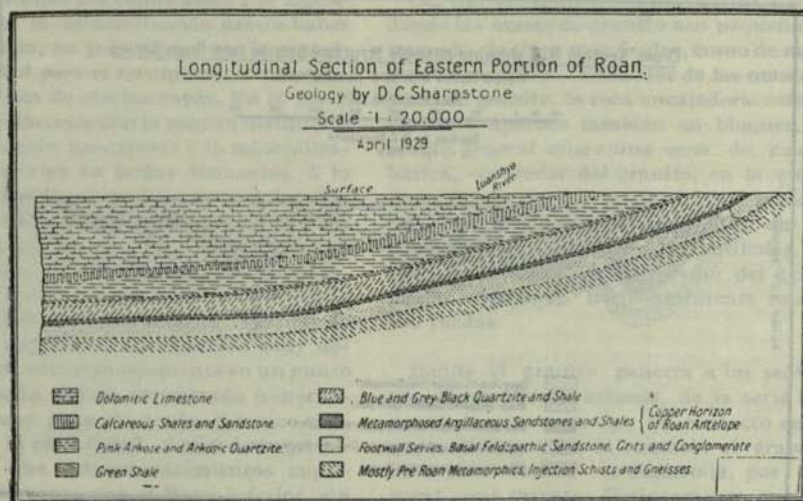
La profundidad de la zona de oxidación es variable. Los sulfuros aparecen en pequeñas cantidades en la superficie y predominan, por lo general, a una profundidad de 300 pies, pero se han encontrado minerales oxidados con los sondeos a profundidades de más que 700 pies. La oxidación en las partes más profundas está confinada por la general al pendiente y yacente del depósito.

El principal sulfuro cercano a la superficie es la chalcocita que está diseminada en granos y vetillas. Ella recubre a la piritita, y a menudo se la encuentra con un pequeño núcleo de bornita o calcopirita. En Mufulira está casi siempre

acompañada de algunos minerales oxidados. A profundidades mayores, donde pasa a bornita y calcopirita, se encuentra principalmente en las porciones más o menos oxidada del pendiente y yacente. Lo mismo ocurre en Chambishi.

La bornita y calcopirita rara vez se encuentran cerca de la superficie, y en caso de hallarse están en la roca fresca y no lixiviada. En profundidad, donde predominan, aparecen como granos diseminados, rara vez en pequeñas vetas; siempre están en la roca fresca y sólo por excepción se las encuentra en partes que muestren señales de lixiviación. Por lo general predomina una u otra, pero ocasionalmente se muestran entrecruzadas. A menudo están acompañadas de pequeñas cantidades de piritita, pero donde adquiere importancia este mineral disminuye el contenido en cobre. Se ha observado que esto ocurre a lo largo de la corrida, pero la exploración a hondura no ha avanzado lo suficiente para decir si no sucede lo mismo en la profundidad.

La mayoría de los hechos establecidos aquí están basados en observaciones hechas en Chambishi y Mufulira. En estos lugares las estructuras son sencillas y han bastado unos pocos sondeos para indicar la naturaleza de los yacimientos. En Roan Antelope la mena predominante es la chalcocita, en el centro del sinclinal, y, generalmente a poca profundidad. No se han determinado sus relaciones con la calcopirita y bornita encontradas con los sondeos hechos más al oeste.



C. G. Cullis ha dicho en un informe privado que él cree que la chalcocita de Roan Antelope sea hipógena. L. C. Graton, después de examinar los minerales de la misma mina llega a la conclusión de que es supérgena. F. F. Grout examinando los minerales de Mufulira encontró que la mayor parte de la chalcocita es hipógena y formada a temperaturas relativamente altas. El encontró entrecrecimientos de chalcocita con bornita asociados con turmalina la cual cree que haya sido introducida al mismo tiempo que la mineralización; sin embargo, este autor reconoce la presencia de algo de chalcocita secundaria o su pérgena.

Actualmente no estamos en condiciones de dar una solución satisfactoria de este problema. Sin embargo se han hecho ciertas observaciones de las cuales se han sacado las siguientes conclusiones. En Mufulira y Chambishi, aunque los depósitos no han sido explorados a gran profundidad, han sido cortados por los sondeos a hondura suficientes para demostrar que existen ciertos cambios en los minerales desde la superficie hacia abajo. La calcopirita y bornita existen en la superficie solamente en la roca fresca y no lixiviada y estos dos minerales aumentan con la profundidad, es decir, a medida que la roca va estando menos alterada. Ellos son probablemente, en su mayoría primarios o hipógenos. Por otra parte, la chalcocita es el sulfuro que predomina cerca de la superficie y disminuye al parecer con la profundidad. Además, la chalcocita aparece a menudo en aquellas partes de la roca que muestran señales inconfundibles de oxidación y lixiviación, mientras que en el mismo lugar la roca no alterada contiene solamente bornita o calcopirita. Esto está bien demostrado con varios sondeos. En el pendiente de la veta la roca está bien lixiviada y la chalcocita acompañada de malaquita y

óxido de hierro. En seguida, en el centro hay bornita y calcopirita, faltando los minerales oxidados y la chalcocita. En el yacente se repite la zona de lixiviación y oxidación acompañada de chalcocita. Lo mismo se puede observar en menor escala en las grietas que atraviesan roca fresca con bornita. Estas grietas están a veces más o menos rellenas con chalcocita acompañada de malaquita y limonita.

Es raro encontrar a la bornita y calcopirita en otra forma que diseminada al través de la roca. La chalcocita, aunque está a menudo finamente diseminada, aparece también en forma de pequeñas vetillas y tapizando las paredes de aberturas producidas a lo largo de los planos de estratificación. Con frecuencia se observa que los granos de chalcocita contienen núcleos de calcopirita o bornita, y también hay chalcocita recubriendo a la pirita. Todos estos hechos sugieren que gran parte de la chalcocita es secundaria o supérgena.

Por otra parte, no siempre la chalcocita diseminada está acompañada de señales de lixiviación. Ella puede estar muy finamente diseminada en la roca fresca. Ciertas texturas de los entrecrecimientos bornita-chalcocita, observadas bajo el microscopio parecen indicar que se han producido por el desdoblamiento de una solución sólida, lo que indicaría que la chalcocita era primaria. Es cierto que en la mina Roan Antelope la chalcocita se encuentra a profundidades relativamente grandes, pero también se han encontrado minerales oxidados en los sondeos más profundos.

Una parte de la chalcocita de estos depósitos puede ser de origen hipógeno. Sin embargo, estamos ciertos que una gran cantidad de ella es supérgena. Si existen ambas estaría por probarse la proporción relativa de ellas.

(Continuad).

SECCION CARBONERA

Informe preliminar sobre las experiencias efectuadas en Europa con carbones chilenos

POR

WALTER MULLER
Ingeniero Civil.

Estas experiencias se efectuaron por cuenta del Consejo de Fomento Carbonero creado por ley N.º 4248 del 9 de Enero de 1928 y bajo la dirección del ingeniero informante.

Los carbones chilenos de diferentes minas fueron distribuidos de acuerdo con el programa fijado de antemano, entre los puertos de Amberes, Hamburgo y Londres.

El Sr. Marcos Orrego, que estaba en Europa antes de la llegada del que suscribe, se encargó de contratar la descarga y almacenamiento del carbón, y de preparar el despacho de éste a los lugares en que debían efectuarse las pruebas. También me acompañó y ayudó a controlar un buen número de ellas.

Sería sumamente largo describir aquí todo el trabajo hecho y los resultados obtenidos, y esto será objeto de un informe voluminoso que presentaré al Consejo de Fomento Carbonero tan pronto esté listo, informe que constituirá el aporte más valioso al problema del conocimiento del carbón chileno y las posibilidades de su destilación y obtención de subproductos.

Este informe previo tiene por objeto describir a grandes rasgos la labor realizada, y los resultados principales obtenidos, y permitirle al Consejo de Fomento Carbonero formarse una idea preliminar sin tener que esperar el informe definitivo, que obligará a traducir voluminosos documentos del alemán, frances e inglés.

El objeto principal de mi viaje era el de controlar personalmente las pruebas con el carbón chileno, obtener todos los resultados de ellas y toda la información necesaria para juzgar de las posibilidades de su implantación en el país. El objetivo fué conseguido amplia-

mente y disponemos de los resultados que se pueden obtener en la destilación a escala industrial del carbón chileno, y presupuestos de costos de plantas, planos respectivos, especificaciones, garantías de explotación, pesos de embarques para calcular los fletes de los materiales hasta nuestro país, etc. En resumen los antecedentes permiten hacer un cálculo económico completo de rentabilidad de cada procedimiento, antecedentes que se acompañarán al informe definitivo.

La labor no se limitó a obtener los datos referentes a la cantidad de productos primarios gas, coke y alquitrán obtenidos, sino que continuó con la determinación de las características de cada uno, y la destilación fraccionada del alquitrán para juzgar de la cantidad y calidad de cada fracción. Estas fueron rectificadas y purificadas, para establecer la cantidad de producto puro vendible y las pérdidas de refinación.

Se extrajo el benzol del gas, y se hicieron en automóviles pruebas comparativas de este benzol con bencinas usadas corrientemente en camiones de tracción mecánica.

Las pruebas hechas las clasificaré según sus características en las siguientes:

I. Prueba de hidrogenización de carbón según el procedimiento Bergius y derivados de este procedimiento.

II. Destilaciones de carbón a alta temperatura a objeto de obtener coke metalúrgico o sustitutos de éste.

III. Destilaciones a baja temperatura a

objeto de producir semi-coke, gas y alquitrán primario y sus derivados.

IV. Fabricación de gas de agua con coke y semi-coke obtenido de carbón chileno.

V. Cracking de alquitrán obtenido de carbón chileno a objeto de producir substitutos de bencinas.

VI. Ensayos de combustión de carbón y semi-coke pulverizado.

Me referiré sucintamente a cada grupo de experiencias.

I. PRUEBAS DE HIDROGENIZACION DE CARBONES SEGUN EL PROCEDIMIENTO BERGIUS Y DERIVADOS DE ESTE PROCEDIMIENTO

El procedimiento original del Dr. Bergius consiste en el agregado de hidrógeno a una pasta compuesta de carbón y alquitrán a temperaturas entre 450 y 480° C y presiones entre 150 y 200 atmósferas. Se obtiene en esta forma la transformación de un porcentaje alto del carbón en combustibles líquidos.

La firma de fama mundial I. G. Farbenindustrie, ha desarrollado con patentes propias el procedimiento Bergius, tratando en presencia de hidrógeno a presión, y con catalizadores especiales los aceites obtenidos por el procedimiento Bergius, y aumentando notablemente el porcentaje de aceites livianos y bencinas obtenidos, resultado que tiene gran importancia para el rendimiento económico del procedimiento.

En la planta de hidrogenización de carbón de la Gesellschaft fuer Teerverwertung en Meiderich que trabaja según el procedimiento Bergius, se hicieron ensayos con los carbones chilenos indicados a continuación, con los resultados siguientes:

Carbones	Contenido de agua	Contenido de cenizas	Aceites obtenidos en la hidrogenización	
			Respecto carbón impuro	Respecto carbón sin agua y cenizas
Lota	2,26%	4,46%	41,7%	45,0%
Schwager	2,0 "	2,02 "	52,5 "	55,0 "
Dichato	8,6 "	8,3 "	52,0 "	63,0 "
Curanilahue	2,0 "	6,4 "	63,5 "	69,5 "

Las conclusiones a que llega esta firma en su informe son de que los 4 carbones estudiados se prestan notablemente para el objeto,

siendo preferibles aquellos que dan el porcentaje más alto en aceites, como es lógico.

Deseo dejar constancia de todas las facilidades que para el desempeño de mi cometido encontré en el Dr. Spilker, Director de la Compañía que construyó la planta de Meiderich, y de la oferta renovada de ayudarnos en toda experimentación futura y en comunicarnos los resultados de la explotación y experimentación de la planta que ellos han construido.

La I. G. Farbeindustrie por su parte, con procedimientos que como expuse son más perfeccionados, ensayó los carbones chilenos indicados a continuación.

Schwager, Lota, Curanilahue, Dichato y Lirquén.

Después de un estudio previo y sin que esto indique que los demás carbones no se prestan bien para el objeto, prefirieron el carbón Lirquén para hacer una prueba más completa. Los resultados son dignos de mención por el porcentaje tan elevado de bencina comercial que arrojó la experiencia.

El carbón Lirquén empleado contenía 16,21% de agua, 6,97% de cenizas y 60,62% de carbono puro. Fué posible transformar 70 a 80% de este carbono puro, es decir 42,5 a 48,5% del carbón bruto tal como fué ensayado, en aceite comparable a petróleo. Por hidrogenización suplementaria de este aceite se lograron obtener 330 kilos, (más de 400 litros) o sea la tercera parte en peso del carbón transformada en buena bencina comercial.

No fué posible obtener mayores informaciones de esta firma, pero recomiendo en vista de los resultados tan interesantes obtenidos, que se siga la tramitación por parte del Gobierno para obtener de ellos todos los datos de costo de instalación y explotación de plantas, y los resultados completos de las experiencias.

La I. G. Farbenindustrie se manifestó dispuesta a entrar en negociaciones directas con nuestro Gobierno sobre el particular, para indicar las condiciones en que harían las pruebas definitivas con 60 toneladas de carbón y las condiciones en que cederían sus patentes. Su reserva actual se debe a su comunidad de intereses con la Standard Oil, que es actualmente importadora de bencina y petróleo a nuestro país.

La política seguida por el Consejo de Fomento Carbonero en esta materia ha empezado ya a dar frutos muy interesantes. Efectivamente la Standard Oil Co. ya ha pedido a nuestras Compañías Carboneras más importantes precios por el suministro de 300,000 toneladas

de carbón para empezar y 900,000 para desarrollos futuros para estudiar la conveniencia de implantar por su cuenta la hidrogenización del carbón. De desear sería que los precios que pudieran fijar las Compañías Carboneras fueran tales que esa Empresa se decidiera por la implantación del procedimiento.

Como se verá más adelante, la destilación a baja temperatura del carbón chileno produce alrededor de 10% del carbón transformado en alquitrán, es decir la 4.^a a 6.^a parte del combustible líquido que se obtiene por hidrogenización. El porcentaje es tan pequeño, y los costos de plantas tales, que es difícil imaginar que la destilación a baja temperatura pueda influir seriamente en el mercado de combustibles líquidos en nuestro país.

En cambio, si con los antecedentes en poder de la I. G. Farbenindustrie, se pudiera probar la posibilidad económica de explotar sus procedimientos, al instalar las plantas correspondientes se crearía un consumo muy grande de carbón nacional, y nuestra balanza comercial no quedaría afectada por la importación siempre creciente de bencina y de petróleo, siendo estos productos reemplazados por los similares obtenidos del carbón chileno. A la industria carbonera nacional es poco probable que se le presente una expectativa equivalente para salir de sus dificultades de falta de mercado, y aprovechar su mayor capacidad de producción.

II. DESTILACIONES DE CARBONES A ALTA TEMPERATURA EN CAMARAS PARA LA FABRICACION DE COKE METALURGICO Y DE COKE CALIBRADO

Mientras no se produzca coke metalúrgico en el país, el estudio de este problema para tratar de reemplazar el coke importado por coke de carbón chileno, estará de actualidad. El asunto resulta más interesante en vista de los esfuerzos que piensa gastar nuestro Gobierno en la creación de la industria del hierro y del acero en el país y de las posibilidades de que con ayuda de la Caja de Crédito Minero se dé nueva vida a fundiciones de minerales en la costa Norte de nuestro país.

El problema no es nuevo, y con anterioridad a la misión que me fué encomendada y de que doy cuenta, ya existían antecedentes que permitían asegurar su solución.

El año 1924, el infrascrito se trasladó a Europa por cuenta de la Compañía de Gas de Santiago con una partida de 700 toneladas de carbón chileno para someterlas a experiencias

de fabricación de coke metalúrgico. Un resumen de los resultados de estas experiencias fué publicado en Octubre de 1926 en la pág. 127 (Anexo N.º 9) de la publicación N.º 4 de la Asociación Carbonera de Chile. Se comprobó que el carbón chileno solo no era capaz de producir un coke metalúrgico equivalente a los de primera clase que se producen en Europa y se importan al país. Sin embargo es capaz de producir un coke suficientemente bueno para la industria metalúrgica del país y para la fundición de minerales de hierro en pequeños altos hornos que son los que tendrían aplicación en nuestro caso, dadas las dimensiones que habría que darle a la industria metalúrgica en vista de nuestro mercado restringido.

La calidad del coke puede ser mejorado con agregado al carbón chileno de carbón importado de pocas materias volátiles y extra-cokificantes, o con agregado de brea y de semicoke obtenido del mismo carbón chileno en destilación a baja temperatura.

La firma alemana Krupp se interesó por la solución del problema, hizo ensayos en Europa con carbón Lebu, y comprobó que se podía obtener un coke que satisficiera las características necesarias para altos hornos, antecedentes que venía a agregarse a los expuestos.

El infrascrito aprovechando el carbón disponible en Europa, y las relaciones ya establecidas con firmas productoras de instalaciones para la producción de coke metalúrgico, repitió las experiencias hechas el año 1924, llegando a resultados similares a los mencionados.

Conviene mencionar en relación con estas experiencias un procedimiento, relativamente nuevo, cuyas patentes están en poder del ingeniero belga Sr. J. Pieters, procedimiento que tiende a la producción de un coke metalúrgico calibrado. El Sr. Pieters procede en su sistema a la confección previa de briquetas, mezcla de carbonillo menudo de carbón, con molido de coke o semi-coke y aglutinadas con brea. La forma y dimensiones de estas briquetas dependen de las prensas que se usen, y de los fines a que piensa dedicarse las briquetas. Estas son carbonizadas en retortas verticales de funcionamiento continuo, a baja temperatura en su parte superior, y alta en la parte inferior de la retorta. Se logra obtener así una briqueta tanto o más dura que cualquier coke metalúrgico, y capaz de reemplazar a éste en sus usos.

Ensayos hechos con carbón chileno Schwager en la planta experimental del Sr. Pieters en

una mina de carbón en las proximidades de Lieja, dieron los siguientes resultados:

Carbón usado:	humedad	5,66%
	cenizas	7,17%

Los productos obtenidos de la destilación fueron:

Coke calibrado	670 kls.	por ton. carbón
Amoniaco	2 kls	„ „ „
Benzol del gas	8 kls	„ „ „
Alquitrán	107 kls	„ „ „
Gas	268 m3.	„ „ „
de calorías de	4850 calorías	de poder calorífico superior.

Con el coque obtenido en forma de briquetas de las dimensiones de un huevo, y muy duras, se hizo un ensayo de fundición de lingotes de fierro en un cubilete de capacidad de 5 tons., y el resultado fué más satisfactorio que con coque metalúrgico corriente.

No hay razón ninguna para suponer que con carbón Lota, Lebu o Curanilahue los resultados no fuesen similares.

El costo de briquetear previamente, queda compensado en exceso con el coque obtenido, que no contiene carboncillo a diferencia del que se obtiene de cámaras de coque metalúrgico corriente, cuyo porcentaje de carboncillo al tratar carbón chileno siempre será superior al 10%, y difícil de vender.

La solución de la industria siderúrgica en el país se ha buscado a base del horno eléctrico, que tiene a su favor el bajo costo a que se puede obtener en nuestro país la energía eléctrica en caídas de agua.

Conviene advertir que esta solución ha sido aceptada solamente por los países que no disponen de carbón cokificable, y que pueden obtener al mismo tiempo energía eléctrica barata. Donde hay carbón cokificable, el horno elegido ha sido el alto horno a coque.

No deseo ni puedo pronunciarme sin más antecedentes en contra o a favor de la solución con horno eléctrico, pero estimo que todos los resultados expuestos justifican ampliamente la necesidad de un estudio comparativo, en que se coloquen frente a frente la solución a base de electricidad, la solución a base de carbón y coque. Este estudio completo hasta ahora no ha sido hecho, y se justifica aun más en vista de los sacrificios que por otros lados está haciendo el Gobierno a favor de la industria carbonera nacional. Si el estudio probara que la solución a base de carbón es más conveniente, debiera adoptarse, si nó, la

solución con horno eléctrico saldría más prestigiada de la comparación.

Mercado para coque metalúrgico o substitutos dentro de ciertos límites y a buen precio existe en la zona central del país, de allí la conveniencia de abordar cuanto antes la solución de este problema. Conviene esta solución además como antecedente para la industria metalúrgica, y para tener la posibilidad de ensayar carbonces de distintas vetas y en forma fresca, cosa que no se ha hecho nunca.

Como la Caja de Fomento Carbonero dispone de fondos propios que según la ley pueden dedicarse a estos objetos, propongo que se contraten y monten con esos dineros dos plantas, una de fabricación de coque metalúrgico del tipo de cámaras corrientes, y otra del sistema Pieters de fabricación de coque metalúrgico calibrado.

Las plantas serían de capacidad de aproximadamente 50 tons. de carbón tratado en 24 horas cada una, dimensión industrial suficiente para deducir toda clase de resultados comparativos. No es posible la explotación económica de plantas de dimensiones pequeñas como éstas en las minas de carbón u otros puntos. Los gastos generales y de inspección técnica, laboratorios, almacenamiento y transportes de carbón y coque, etc., harían fracasar económicamente a la empresa. Lo indicado sería su construcción en una fábrica de gas grande como Valparaíso o Santiago, en la que se prestara mejor para el objeto, y en las condiciones que fijara el Consejo de Fomento Carbonero.

En esta forma la explotación de la nueva planta se agregaría a las plantas existentes en esas Compañías de Gas, desaparecerían los gastos generales nombrados, y no sería necesario incurrir en el gasto de instalar planta de destilación de alquitrán, pues las existentes serían capaces de tratar el alquitrán producido. El gas tendría además su aplicación más ventajosa en la venta a la ciudad.

El Gobierno Inglés, por intermedio del Fuel Research Board resolvió un problema similar en las condiciones expuestas, facilitando los fondos para la construcción de una planta de destilación en una de las fábricas de gas de Londres.

La forma tal vez más satisfactoria para la Caja de Fomento Carbonero y para la Compañía de Gas que aceptara la proposición, sería la de construcción de las instalaciones con fondos de la primera, reembolsables por parte de la segunda dentro de cierto número de años. En esta forma los dineros gastados no consti-

tuirían un desembolso hecho a fondo perdido en beneficio de la industria carbonera, sino que equivaldrían a un préstamo amortizable, con recuperación del capital por parte de la Caja de Fomento Carbonero.

La Compañía de Gas respectiva se comprometería a hacer en ciertas condiciones prefijadas, las experiencias que exigiera el Consejo Carbonero o los particulares que se interesaran. Aceptada en principio la idea, no sería difícil llegar a un acuerdo con una Compañía de Gas sobre el particular.

Disponemos de presupuestos, planos y especificaciones completas de plantas del sistema Pieters de capacidades de 60, 350 y 500 tons. de carbón en 24 horas.

Disponemos además de presupuestos de costo de plantas para la producción de coque metalúrgico de capacidad de 200 tons. de carbón por día de las firmas Koppers, Unión Chimique Belge, Société Générale de Fours a Coke Systemes Lecocq, Evence Coppée & Cía.

Tenemos además propuestas por plantas de 50 tons. de la Société Générale de Fours a Coke Systemes Lecocq, y esperamos recibir luego las propuestas correspondientes de Koppers, Dr. Otto y Evance Coppée para esta capacidad.

COSTO DE LA PLANTA DE PRODUCCION DE COKE CALIBRADO SISTEMA PIETERS

Esta planta de 60 toneladas de capacidad, incluyendo los hornos, la extracción y condensación del gas, separación del alquitrán y agua amoniacal, harneros y edificios, planta de briquetas, torres de almacenamiento, y armadura vale:

	FRANCOS	FRANCESES
Hornos completos de 12 elementos y capacidad de 60 T. en 24 horas	1.125,000	
Usina a gas y condensación	265,000	
Harnero mecánico y edificios	175,000	
Fábrica de briquetas y torre de almacenamiento de 100 toneladas	845,000	

TOTAL—Fr. Fr. 2.410,000

Equivalentes aproximadamente a moneda legal chilena \$ 810,000

Peso aproximado de todas las instalaciones por importar:

Piezas metálicas 150 T.

Ladrillos refract. 225 T.

375 T.

Flete aproximado desde Europa a lugar del montaje, incluyendo descargas, estimado en \$ 200 T.	\$ 75,000
Central de fuerza y caldero	150,000
Derecho de importación	30,000
Costos de movimiento de tierra, vapor y electricidad durante montaje	50,000
Imprevistos	185,000

Costo total planta armada \$ 1.300,000

Si la planta anterior se instalara en la Fábrica de Gas de Santiago, se podrían economizar alrededor de \$ 150,000 valor de la planta de briquetas, siempre que se utilizara la planta existente en esa fábrica, con las pequeñas reformas que exige este procedimiento.

COSTO DE CAMARAS DE TIPO CORRIENTE PARA LA PRODUCCION DE COKE METALURGICO

A continuación está anotado el costo aproximado de esta planta, de 50 toneladas de capacidad de tratamiento de carbón en 24 horas, incluyendo las cámaras, silos para carbón chileno y carbón importado o semi-coke de carbón chileno y mezcladores, máquina pisoneadora de molde de carbón y descargadora del coque, condensadores de gas, separadores de alquitrán y agua amoniacal, extractores de gas.

Costo aproximado basado en presupuesto por plantas mayores y por verificarse tan pronto lleguen las propuestas respectivas, materiales puestos f. o. b. puerto europeo \$ 870,000

Recargo por transporte a Chile, derecho importación y transporte a sitio montaje, aproximadamente 30% 260,000

Costo montaje incluyendo personal que se envíe de Europa a fiscalizar y poner en marcha 200,000

IMPREVISTOS \$ 170,000

COSTO TOTAL \$ 1.500,000

El costo de las dos plantas no superará \$ 2.800,000 y el de la última se comprobará a base de las propuestas definitivas y del control estricto de gastos que se llevaría.

Los pagos tendrían que hacerse por parcialidades. En el caso de la planta sistema Pieters.

30 por ciento al firmar contrato.

30 por ciento tres meses después de firmado el contrato.

30 por ciento seis meses después de firmado el contrato.

10 por ciento después de cumplidas las garantías de producción y a más tardar un mes después de terminadas las instalaciones.

En el caso de la construcción de las cámaras de coke metalúrgico, una de las firmas exige las siguientes condiciones de pago:

70 por ciento al entregar documentos de embarque de materiales.

10 por ciento tres meses después del último embarque.

10 por ciento al terminarse de montar las instalaciones.

10 por ciento al terminarse las pruebas de garantía de entrega, máximo 9 meses después del último embarque.

De lo anterior se deduce que los gastos quedarán distribuidos en un plazo superior a un año, y que según mis conocimientos está en condiciones de afrontar la Caja de Fomento Carbonero.

El infrascrito recomendaría que en caso que se aceptaran estas proposiciones, se hiciera la elección del fabricante de las cámaras para coke metalúrgico tan pronto como lleguen las propuestas que faltan y que han sido apuradas por telegrama.

Si se construyen las plantas en una fábrica de gas, se tendrá la ventaja de la doble fiscalización de los costos de las plantas, ya que la Cía. de Gas respectiva contraería con la Caja de Fomento Carbonero una deuda equivalente a lo que ésta última desembolse efectivamente en las instalaciones.

III. DESTILACIONES A BAJA TEMPERATURA A OBJETO DE PRODUCIR SEMI-COKE, GAS Y ALQUITRAN PRIMARIO Y SUS DERIVADOS

Mucho se ha hablado y escrito sobre la destilación a baja temperatura como fuente de producción de combustibles líquidos derivados del alquitrán. La destilación del carbón se hace en estos sistemas a una temperatura de alrededor de 500° C, obteniéndose un porcentaje doble de alquitrán del que resulta de la destilación a alta temperatura que se practica en las fábricas de gas y hornos para la producción de coke metalúrgico.

Los sistemas previstos para la experimentación con carbones chilenos fueron los que enumeramos a continuación: Kohlscheidungs-gesellschaft, Plassmann y Lurgi en Alemania, Pieters y Rolle en Bélgica, Parker Coalites

Laing Nielsen-Fuel Research Board, West Gas Improvement Co. y N. T. U. en Inglaterra. Hay además de los mencionados muchísimos otros, de los cuales muchos han fracasado o no han pasado del estado experimental. La prueba de que la elección de los procedimientos por ensayar fué bien hecha, es que las dos grandes compañías de Gas de Londres, las más grandes de Europa, se decidieron después de mucho estudio por la instalación de los procedimientos de la Kohlscheidungsgesellschaft, Parker-Coalite y Fuel Research Board. Además se está montando en los alrededores de Londres una planta importante a base del sistema Plassmann, sistema que al volver el infrascrito de Europa, estaba en tratos de venta a Estados Unidos. El sistema Lurgi funciona con éxito en Alemania para la destilación de lignitos, asimismo el sistema Rolle.

Sería muy largo entrar a describir los diferentes procedimientos en este informe, basta decir que se pueden clasificar según el funcionamiento de los aparatos, en fijos y rotatorios, y según su calentamiento en grupos calentados interior o exteriormente.

Al grupo de los rotatorios pertenecen el de la Kohlscheidungsgesellschaft, de Laing Nielsen y el Plassmann, a los fijos el Lurgi, Pieters, Rolle, Parker y Fuel Research Board. A los calentados interiormente, con contacto directo de la fuente de calor con el carbón por destilar, pertenecen el Laing Nielsen y el de la Lurgi. Estos producen una gran cantidad de gas de poder calorífico bajo, y del cual es difícil o no rentable la extracción del benzol. Los demás procedimientos son calentados exteriormente y producen un gas de alto poder calorífico del que se pueden extraer los aceites livianos por lavado.

La destilación a baja temperatura del carbón chileno produce además del gas alrededor de 10 por ciento de alquitrán primario y aproximadamente 70 por ciento de semi-coke. Basta citar los hechos anteriores para comprender que el éxito comercial de una planta depende forzosamente de la posibilidad de venta a buen precio de semi-coke, que es el producto principal obtenido, y que este éxito podrá afianzarse si se encuentra alguna aplicación adecuada al gas y mercado al alquitrán. El alquitrán solo, por muy valioso que fuera, no resolverá la rentabilidad de una planta.

En Inglaterra los procedimientos han tenido éxito al dedicarlos a la producción de combustibles sin humo y que queman sin embargo, con llama larga parecida a la del carbón. En ese país existe muy difundida la costumbre de

quemar carbón en estufas individuales abiertas para la calefacción de habitaciones. Se acepta a precio mejorado el semi-coke en reemplazo del carbón, donde el coke de fábrica de gas no sería aceptado por no quemar con llama larga.

Si además se produce el semi-coke partiendo de carboncillo de carbón, difícil de vender, y se obtiene por el semi-coke entero fabricado, un precio superior al carbón harneado, el procedimiento resultará un éxito comercial. Mejoran esta rentabilidad naturalmente el gas y el alquitrán primario obtenidos.

La destilación a baja temperatura constituye un éxito también en la mejora de lignitos con mucha agua, con recuperación de sub-productos. Efectivamente con la destilación se elimina el agua y se aumenta considerablemente el poder calorífico del semi-coke obtenido en comparación con el lignito de origen. Como por otra parte los lignitos, sobre todo en Alemania, son de costo de extracción bajo, se produce por medio de la destilación un buen combustible que puede venderse con utilidad. El problema no tiene tanta importancia para los lignitos chilenos, por tener éstos en general mucho menos agua que los lignitos europeos.

Si un mercado adecuado para el semi-coke y aplicación para el gas, la destilación a baja temperatura no podrá ser económicamente fuente productora de combustibles líquidos, sobre todo si se considera que sería necesario

destilar 10 toneladas de carbón para obtener una de alquitrán.

No pretende el infrascrito pronunciarse definitivamente en este estudio preliminar sobre los resultados económicos de la implantación de la destilación a baja temperatura en Chile, resultados que dependerán en cada caso del costo de producción del carbón, mercado local para el gas y posibilidad de venta del semi-coke. Los antecedentes completos que se publicarán en el informe definitivo, permitirán hacer este estudio en cada caso especial.

No recomiendo la instalación de pequeñas plantas experimentales de estos tipos, que no se rentarían en ningún caso, y que no son necesarias para agregar antecedentes, que obran completos en nuestro poder.

Deseo, sin embargo, completar esta exposición previa con los resultados principales obtenidos de las experiencias de destilación a baja temperatura.

Los procedimientos que producen mucho semi-coke en forma molida, obligan, salvo que este semi-coke se quemé pulverizado, a briquetear el semi-coke para obtener un combustible que resista transporte y encuentre mercado. La briqueteadura se haría con la brea obtenida del mismo alquitrán.

Muestras de todos los productos obtenidos han sido enviados desde Europa a la Superintendencia de Salitre y Minas.

III. DESTILACIÓN A BAJA TEMPERATURA
 REA A OBTENER DE PRODUCTOS SEMI-COQUE,
 GAS Y ALQUITRÁN PRIMARIO Y SUS
 DERIVADOS

El presente informe tiene por objeto describir los resultados obtenidos en la destilación a baja temperatura de carbón, con el fin de proporcionar los antecedentes necesarios para la toma de decisiones en materia de explotación de esta industria en Chile. El estudio se realizó en el laboratorio de la Superintendencia de Salitre y Minas, en Santiago, Chile, durante el mes de agosto de 1954. El carbón utilizado fue el tipo "A" de la mina de Salitre y Minas, que tiene un contenido de humedad de 10,5% y un poder calorífico de 10.500 calorías por kilogramo. El gas obtenido en la destilación a baja temperatura tiene un poder calorífico de 10.500 calorías por kilogramo y un contenido de humedad de 10,5%. El alquitrán primario obtenido en la destilación a baja temperatura tiene un poder calorífico de 10.500 calorías por kilogramo y un contenido de humedad de 10,5%. Los derivados del alquitrán primario son: gas, brea, alquitrán secundario, alquitrán terciario, alquitrán cuaternario, alquitrán quinario, alquitrán sextario, alquitrán séptimo, alquitrán octavo, alquitrán noveno, alquitrán décimo, alquitrán undécimo, alquitrán duodécimo, alquitrán treceavo, alquitrán catorceavo, alquitrán quinceavo, alquitrán dieciséisavo, alquitrán dieciséptimo, alquitrán dieciochoavo, alquitrán diecinueavo, alquitrán veinteavo, alquitrán veintavo, alquitrán veintidósavo, alquitrán veintitrésavo, alquitrán veinticuatroavo, alquitrán veinticincoavo, alquitrán veintiseisavo, alquitrán veintisieteavo, alquitrán veintiochoavo, alquitrán veintinueavo, alquitrán treintaavo, alquitrán treinta y unoavo, alquitrán treinta y dosavo, alquitrán treinta y tresavo, alquitrán treinta y cuatroavo, alquitrán treinta y cincoavo, alquitrán treinta y seisavo, alquitrán treinta y sieteavo, alquitrán treinta y ochoavo, alquitrán treinta y nueveavo, alquitrán cuarentavo, alquitrán cuarenta y unoavo, alquitrán cuarenta y dosavo, alquitrán cuarenta y tresavo, alquitrán cuarenta y cuatroavo, alquitrán cuarenta y cincoavo, alquitrán cuarenta y seisavo, alquitrán cuarenta y sieteavo, alquitrán cuarenta y ochoavo, alquitrán cuarenta y nueveavo, alquitrán cincuentaavo, alquitrán cincuenta y unoavo, alquitrán cincuenta y dosavo, alquitrán cincuenta y tresavo, alquitrán cincuenta y cuatroavo, alquitrán cincuenta y cincoavo, alquitrán cincuenta y seisavo, alquitrán cincuenta y sieteavo, alquitrán cincuenta y ochoavo, alquitrán cincuenta y nueveavo, alquitrán sesentaavo, alquitrán sesenta y unoavo, alquitrán sesenta y dosavo, alquitrán sesenta y tresavo, alquitrán sesenta y cuatroavo, alquitrán sesenta y cincoavo, alquitrán sesenta y seisavo, alquitrán sesenta y sieteavo, alquitrán sesenta y ochoavo, alquitrán sesenta y nueveavo, alquitrán setentaavo, alquitrán setenta y unoavo, alquitrán setenta y dosavo, alquitrán setenta y tresavo, alquitrán setenta y cuatroavo, alquitrán setenta y cincoavo, alquitrán setenta y seisavo, alquitrán setenta y sieteavo, alquitrán setenta y ochoavo, alquitrán setenta y nueveavo, alquitrán ochentaavo, alquitrán ochenta y unoavo, alquitrán ochenta y dosavo, alquitrán ochenta y tresavo, alquitrán ochenta y cuatroavo, alquitrán ochenta y cincoavo, alquitrán ochenta y seisavo, alquitrán ochenta y sieteavo, alquitrán ochenta y ochoavo, alquitrán ochenta y nueveavo, alquitrán noventaavo, alquitrán noventa y unoavo, alquitrán noventa y dosavo, alquitrán noventa y tresavo, alquitrán noventa y cuatroavo, alquitrán noventa y cincoavo, alquitrán noventa y seisavo, alquitrán noventa y sieteavo, alquitrán noventa y ochoavo, alquitrán noventa y nueveavo, alquitrán cienavo.

SISTEMA	CARBON EMPLEADO		PRODUCTOS OBTENIDOS POR TON. CARBON								Bencinas del gas y alq.
	Cenizas	Humedad	GAS		SEMI-COKE			ALOUTTRAN			
			M3.	Poder calorif.	Canti- dad	HARNEO		Canti- dad total	Aceites	Brea	
					Sobre 1"	Bajo 1"					
Chemisch-Technisch. Gas Horno Plassmann.	Schwager 7,3% Lota	1,75% Dió coke	175 de cali- dad	7025 inferior	690 Ks. muy	72,2% molido.	27,8%	90 Ks.	59,5 Ks.	29,8 Ks.	6,61 Ks.
Kohlenscheidungs gesellschaft	Schwager 3,7%	3,34%	100	8000	700 Ks.	—	100%	120 ..	100 Ks.	20 Ks.	10 Ks.
Lurgi	Lirquén	15 ..	—	—	694 ..	Sobre 10m/n. 25%	Bajo 10m/n. 75%	73 ..	—	—	13 Ks.
	Máfil	16 ..	—	—	576 ..	Sobre 10m-n. 66%	Bajo 10m/n. 34%	66 ..	—	—	12,6 Ks.
	Rosal	15,6 ..	—	—	660 ..	Sobre 10m/n. 17,5%	Bajo 10m/n. 82,5%	73 ..	—	—	15 Ks.
Pieters	Lota y Schwager	— —	268	4850	670 ..	100%	—	107 ..	93,4 Ks.	13,6	8 Ks. en el gas
Planta del Fuel Research Board	Lota 3,4 Schwager	5,0 —	133,6	6345	683 ..	49,4% 53,5%	50,6 .. 46,5%	111,5'' —	68,2 Ks. —	43,3 —	10,5 Ks. —

Planta Laing Nielsen Sensible Heat Co.	Lota 6,2% 1,70%	No se midió, es de bajo poder calorífico por estar diluido con gases quemados. No queda sobrante del procedimiento.		625 ks.	12,3%	87,7%	114 ks.	90,7ks.	23,3 ks.	—
Planta Parker Coalite. Low Temperat Carbonization	Lota harneado 2,89% 3,00%	170 m3	7300 cl.	646 ks	—	—	126 ks	—	—	—
	Lota carbonc. 13,11% 6,50%	140 "	6900 "	660 "	—	—	93 "	—	—	—
	Lebu 14,90% 2,00%	143 "	7580 "	684 "	65,5%	34,5%	105 "	50 ks	55 ks	—
	Schwager 6,76% 2,84%	146 "	7900 "	675 "	59,4 "	40,6 "	108 "	55 "	53 "	—
West Gas Im- provement Co.	Lebu carbón 7,17% 1,71%	428 "	4660 "	585 "	81,6 "	18,4 "	72 "	50 "	22 "	5,8 Lts. del gas.
	carboncillo 7,18% 2,49%									
	Lota carbón 2,37% 4,54%									
	carboncillo 2,58% 10,90%	244 "	5100 "	715 "	18,7 "	81,3 "	70 "			
Procedimiento N. T. U.	Lota carboncillo —	—	—	700 "	61,5 "	38,5 "	108 Lts. emulsion agua	—	—	—
	Schwager carboncillo —	—	—	700 "	44,8 "	55,2 "	62 Lts. emul agua	—	—	—

La prueba de la West Gas Improvemet Co. corresponde a una destilación a alta temperatura en una instalación moderna de funcionamiento continuo o intermitente a voluntad, y se ha agregado porque es interesante comparar los resultados con los obtenidos a baja temperatura.

El informe definitivo contendrá todos los detalles y las características completas del coke obtenido y de las fracciones del alquitrán, como asimismo los costos de las plantas.

IV. FABRICACION DE GAS DE AGUA CON COKE Y SEMI-COKE OBTENIDOS DE CARBON CHILENO

Era interesante esclarecer la posibilidad de fabricar gas de agua de coke y semi-coke obtenido de carbón chileno. Esta fabricación puede tener importancia para fábricas de gas, como para la producción del hidrógeno necesario en la hidrogenización de carbones según el procedimiento Bergius y similares. En vista de las consideraciones anteriores, y aprovechando el coke y semi-coke obtenido del carbón nacional hice hacer tres pruebas de fabricación de gas de agua, una en el Instituto de Investigación Científica del Carbón en Muhlheim Ruhr, otra en el Fuel Research Board en Londres, y una tercera en una fábrica de gas de Leigh en Inglaterra. La primera fué hecha con semi-coke obtenido de carbón Schwager en el procedimiento Plassmann, y se comprobó que el generador funcionaba sin dificultad, siempre que se le extrajera por harneo previamente al coke, el menudo inferior a 20 m-m. La producción de gas fué de 1.300 a 1.500 metros cúbicos por tonelada de coke.

La segunda prueba fué hecha en la planta experimental del Gobierno Inglés del Fuel Research Board en Greenwich con semi-coke sin harnear y obtenido de carbón Lota. Se fabricaron 1.150 a 1.280 metros cúbicos de gas de agua por tonelada de coke seco, y de un poder calorífico de 2.320 calorías por metro cúbico.

La tercera prueba fué hecha con coke obtenido en la destilación a alta temperatura de carbón Lota, sacándole el molido inferior a 19 m-m., y se obtuvieron resultados que son equivalentes a los que se obtienen en la fábrica donde se efectuó la prueba con coke fabricados a base de carbón inglés en retortas verticales, es decir, alrededor de 1.400 metros cúbicos de gas de 2.600 calorías por tonelada de coke.

Las pruebas anteriores demuestran la posibilidad de fábricas de gas, de agua e hidrógeno a base de coke y semi coke de carbón chileno.

V. CRACKING DE ALQUITRAN OBTENIDO DE CARBON CHILENO A OBJETO DE PRODUCIR BENCINAS

En Estados Unidos más del 30 por ciento de las bencinas que se consumen en automóviles, no son el producto de la destilación fraccionada del petróleo crudo, sino que se obtienen del cracking de aceites medios y pesados de petróleo. Las bencinas obtenidas por este procedimiento tienen las ventajas sobre las primeras de que permiten aumentar la compresión y la potencia de los motores de combustión interna, y de que evitan el golpe en los motores.

En los últimos años se ha aplicado el procedimiento al cracking de alquitranes. Era interesante estudiar la aplicación del sistema a los alquitranes fabricados en Chile en las fábricas de gas, y reunir antecedentes para su posible futura aplicación a los alquitranes que pueden producirse en plantas de destilación a baja temperatura.

El infrascrito controló personalmente los ensayos hechos con alquitrán de carbón chileno Schwager durante una semana en la planta experimental de la Univers Oil Products en los alrededores de Chicago.

El sistema de cracking empleado es el Dubbs, uno de los más acreditados, y consiste en someter el alquitrán a presiones y temperaturas especiales para la transformación de los aceites medios y pesados en bencinas.

Se logró transformar alrededor de 21 por ciento del alquitrán en bencina que termina de destilar a 225° C. Este porcentaje corresponde a un producto enteramente puro, sin ácidos, bases ni naftalina y cristalino como la mejor bencina.

Comprobé también que constituiría un espléndido negocio y posibilidad de abaratar la bencina, si se importara petróleo crudo al país para someterlo a este procedimiento. El petróleo crudo peruano se presta especialmente para este objeto, y bastaría tener la garantía de abastecimiento de este petróleo, para que una planta constituyera un éxito comercial, debido a la fuerte diferencia de precio que existe entre el petróleo crudo y la bencina en nuestro país. Estimo que una industria de esta clase merecería toda la protección de nuestro Gobierno.

VI. ENSAYOS DE COMBUSTION DE CARBON Y SEMI-COKE PULVERIZADOS

Tuve oportunidad de ensayar carbón chileno y semi-coke obtenido de carbón chileno, ambos pulverizados en calderos para la producción de vapor.

El uso de carbón pulverizado se ha generalizado mucho en Estados Unidos y Europa para la producción de vapor y se está aplicando con éxito a los calderos de buques a vapor. Me fué posible asistir en Glasgow a la prueba oficial del primer barco construído expresamente en Inglaterra para funcionar con carbón pulverizado. Las carboneras se cargaban con carboncillo, y la pulverización se hacía a bordo en el momento y a medida que el carboncillo iba en su trayecto al caldero para ser quemado. La prueba dió muy buenos resultados, y todas las instalaciones funcionaron sin inconvenientes.

En un caldero fijo en Barnsley con quemador de carbón pulverizado sistema Brand, y pulverizador anexo al caldero sistema Remag, se hizo un ensayo con carboncillo Lota que se pulverizó y que tenía las siguientes características.

Humedad	3 %
Cenizas	7 %
Poder calorífico 7.130 calorías.	

Se evaporaron en promedio 7,8 kilos de vapor por kilo de carboncillo, partiendo de agua de alimentación del caldero a 75° C, y produciendo vapor de 125 libras.

En Karnap en Alemania, con el semi-coke molido obtenido de la destilación a baja temperatura del carbón Schwager en el sistema de a Kohlenscheidungsgesellschaft, se hizo un en-

sayo cualitativo de quemar este semi-coke en forma pulverizada en el sistema de quemadores Lopulco, con resultados muy satisfactorios.

El Sr. Blankenhorn, ingeniero de la Asociación de productores de salitre de Chile, hizo ensayos muy completos sobre el carbón pulverizado, con el carbón chileno que para el objeto puse a su disposición. Esperamos recibir los resultados de esas experiencias para agregarlos en el informe definitivo a los obtenidos por el suscrito. Conviene mencionar aquí la combinación que se ha hecho en algunas centrales de fuerza, de la destilación a baja temperatura con la producción de vapor. Se hace una destilación a baja temperatura del carbón por quemar, para extraerle los productos líquidos y gaseosos y la humedad, y el semi-coke obtenido con su calor latente, entra al fogón del caldero, que está inmediatamente a continuación de la sección que hace la destilación previa a baja temperatura.

Me es satisfactorio dejar constancia de que hubo una economía alrededor de \$ 100.000 en los gastos previstos para la comisión que me fué encomendada, de los cuales \$ 17 mil quinientos corresponden a la entrada producida por la venta ventajosa que hice en Europa del saldo de carbón que quedó sin utilizar. Periódicamente di cuenta de los gastos en documentación por triplicado a la Caja de Fomento Carbonero, y entregué el saldo del dinero recibido.

Antes de terminar este informe deseo agradecer al Consejo de Fomento Carbonero la confianza que depositó en el suscrito al confiarle esta misión y dejar constancia de mis agradecimientos al Sr. Superintendente de Salitre y Minas y a la Compañía de Consumidores de Gas de Santiago por las facilidades que me dieron para desempeñarla.

"ANÁLISIS INMEDIATO Y ENSAYOS PRACTICOS PARA ESTABLECER LA CALIDAD DE LOS CARBONES".

POR

MOISES ARELLANO C.
Ingeniero-Químico Industrial.

Con este título hemos recopilado una serie de experiencias personales; trabajo del cual extraeremos ahora, algunos capítulos para esta revista.

El principal fin de nuestro trabajo fué indicar hasta donde nos fuera posible, los mejores métodos para cada una de las determinaciones en el análisis inmediato del carbón, en especial del que se extrae actualmente en el Golfo de Arauco.

Para que fuera más completo ese estudio, hemos creído conveniente colocar en la primera parte algunos capítulos que hablen de la especificación, de la harneadura, de la clasificación por grosor y de un nuevo método para determinar el agua física en los carbones nacionales en general.

Todos los resultados que obtuvimos fueron comprobados y los recomendamos por que estamos en la creencia que prestarán a la Industria Carbonera, una buena utilidad práctica; es decir, esa utilidad la hemos dirigido directamente a reconocer la calidad de los carbones, y a facilitar los procedimientos de la venta.

PRIMERA PARTE

1.—ESPECIFICACION:

Sin duda, el comprador posee la garantía de exigir el carbón que desea, de ahí que las grandes empresas industriales, para comprar su combustible fijen un pliego de condiciones llamado comúnmente "ESPECIFICACION". Así por ejemplo los FF. CC. del Estado tuvieron establecidas algún tiempo condiciones como las siguientes:

Para, los efectos de las ofertas se dividen los carbones en dos grupos:

- Carbones pesados.
- livianos.

Se consideran carbones pesados los que dejan un residuo de coke conglomerado y compacto y, cuyo análisis se encuadra dentro de los límites siguientes:

Agua higroscópica máxima	5%
Ceniza máxima	10 >
Calorías mínimas	6,700 cal
Azufre total máximo	2%

Se consideran carbones livianos los que dejan un residuo de coke en polvo y cuyo análisis se encuadra dentro de los límites siguientes:

Agua higroscópica máxima	10%
Ceniza máxima	14 >
Calorías mínimas	5,300 cal
Azufre total máximo	2%

Estas cifras también sirven como límites de tolerancia siendo facultativo de parte de la empresa recibirlos hasta con el siguiente porcentaje de exceso.

Agua higroscópica	3,0%
Cenizas	4,0 >
Azufre	1,5 >

Las tolerancias en el molido se fijan en relación con el poder calorífico con que se contrató el carbón; en conformidad a la siguiente escala:

De:	Pesados Livianos			
	Por tierra	Por mar	Por tierra	Por mar
	%	%	%	%
5,000 a 5,500			13	18
5,501 a 6,000			16	21
6,001 a 6,699			20	25
6,700 a 7,100	13	20		
7,101 a 7,400	16	24		
7,401 a 7,700	20	28		
7,701 a 8,000	23	32		
8,001 a 8,200	26	36		
8,201 o más	30	40		

En cuanto al agua física la Empresa tolera hasta el 1.—%. Todo exceso de este límite es rebajado del cargamento.

Naturalmente la Empresa al hacer un contrato de carbón estipula las condiciones que estima necesarias. Por lo general resultan en estos contratos, que si el carbón se excede de los límites fijados, sufre la tonelada descuentos proporcionales en su precio de venta.

Si por el contrario, el carbón mejora con respecto a los límites tolerables, el vendedor recibe premios sobre el precio de la tonelada indicada en el contrato.

Para el año 1929 la Empresa fijó nuevas normas, las cuales, naturalmente debieron cumplir con éxito, los fines a que se destinó el combustible.

Esas condiciones dependen directamente de los datos prácticos y del concepto que se forme el comprador, así por ejemplo, la especificación de una Fábrica de Gas deberá ser diferente a la de una Empresa como la de los FF. CC.

Nosotros no vamos a estudiar aquí cada una de esas condiciones, referidas a cada Empresa; por ser según nuestro criterio un problema que debe resolver directamente el comprador.

2.—MUESTREO

a) GENERALIDADES. Las muestras que pueden sacarse en un Establecimiento Carbonífero son numerosas.

Así por ejemplo:

“Carbón puro” o llamado también “Escogido a mano” es el que se toma muestra con varios trozos pequeños tan puro como sea posible.

“Carbón harneado” es aquel del cual se toma muestra, después que el carbón ha pasado por la mesa limpiadora y por las planchas agujereadas (harneros).

“Carbón” corriente es el que ha pasado por la mesa limpiadora y no se ha harneado.

“Carbón nuez” es el carbón más uniforme pues se encuentra harneado dos veces, comúnmente los dos harneros que se emplea son de $\frac{3}{4}$ y $1\frac{3}{4}$ ”.

“Carbón pulverizado” es el carbón o carboncillo reducido al estado de polvo por medio de “pulverizadores especiales”. El más usado es el que pasa por el tamiz 100.

“Carboncillo” es el carbón molido que ha pasado a través de las planchas agujereadas (harneros).

Debemos distinguir el carboncillo lavado y no lavado, que como lo dice su nombre uno se ha sometido a una limpia por agua mientras que el otro no.

Estas muestras son referentes al carbón listo para el consumo; pero también se muestrea a menudo el carbón por veta y aún por laboreo.

b) PRINCIPIO: El fin que se persigue es tomar una muestra cuyo peso no pase de algunos gramos y cuya composición sea la misma que la que posee el stock.

c) IMPORTANCIA DEL MUESTREO: Esta operación es extremadamente importante, porque por lo general el precio del carbón se basa en los resultados que se obtenga de efectuar el “análisis inmediato”.

d) RECOMENDACION: A continuación trataremos el muestreo en la forma que nosotros lo estimamos más exacto, pues un buen análisis o sea un análisis “fiel al stock”, que preste también utilidad al sistema de explotación; es muy difícil. Pensamos que deben ser personas de entera confianza las que sólo pueden tomar las muestras de carbón porque esto requiere a más de un prolijo cuidado una estricta vigilancia.

e) IMPUREZAS: El carbón está por lo general mezclado con las impurezas siguientes:

- 1) Bronce. (P. esp. = 2,09).
- 2) Tosca.
- 3) Pizarra carbonífera. (P. esp. = 1,66).
- 4) Pizarra toscana (esquistos carboníferos con mucha ceniza).
- 5) Carbón con fajas de bronce o de tosca (este carbón proviene del piso o del techo).

El hecho de que ciertos pedazos contienen a la vez fajas de bronce, tosca o esquistos da lugar a que disminuya el error que se comete en el muestreo.

En cambio, si el stock estuviera constituido por carbón y tosca el error cometido podría estar aproximado por exceso.

d) MUESTRAS: Por lo general se presentan los siguientes casos de muestreo:

- A) Carbón harneado.
- 1) Carbón en cancha. (stock).
 - 2) > en carros. (convoy).
 - 3) > por vetas. (minas).

B) CARBONCILLO.

C) CARBÓN PULVERIZADO.

A. CARBÓN HARNEADO.

1. CARBÓN EN CANCHA.—Se hacen varios cortes en distintas partes del conjunto o montón y se sacan partidas de carbón a diferentes profundidades de los cortes.

2. CARBÓN EN CARROS.—Supongamos en una forma general que vamos a muestrear una partida de carbón de 100 tons. o sea más o me-

nos 10 carros (equipo FF. CC. del Estado de 10 ton..) y que equivalen a 35 carros de mina que tienen comúnmente cada uno 2,9 tons.

Para los carbones de Arauco, basta sólo tomar de cada carro 100 Kgs, pues las muestras varían sólo en 6% de cenizas. En todo caso se debe sacar para el muestreo de 100 tons. de carbón, no menos de 1,000 Kgs. Por lo tanto de cada carro de los FF. CC. del Estado se sacarán 100 Kgs. que corresponden a 20 paladas completamente llenas (palas de fogonero tamaño chico) de las distintas partes ocupadas por el VOLUMEN TOTAL DEL CARBON.

EL MUESTREO EN GENERAL:

Para que una muestra sea bien tomada es necesario que ésta sea lo más grande posible; pero esta cantidad tiene su límite sobre el cual si se aumenta no se gana gran cosa en precisión. La exactitud del muestreo depende del número de pedazos que componen la muestra, por consiguiente de su peso.

M. de la Condamine recomienda después de un detenido estudio de "probabilidades de errores" las siguientes conclusiones:

1.º Se tomará la muestra bajo la condición de que su peso total sea proporcional al peso de los pedazos más gruesos. Si se quiere que el error medio cometido sobre la proporción de impurezas no suba de 1% se tomará la muestra haciéndola que pese más o menos, 2,000 veces, el peso de uno de los pedazos de los de la serie más grande. (carbón).

2.º Tomar cuatro muestras que tengan aproximadamente el mismo peso, cuartearlas en igual forma a fin de analizarlas separadamente. El error se eliminará en el término medio de las determinaciones analíticas.

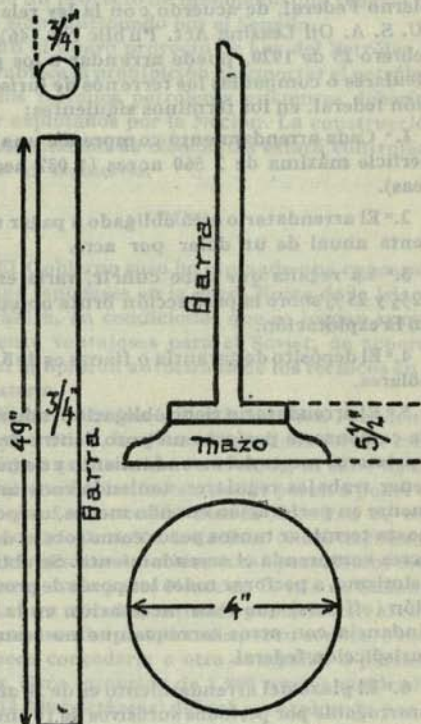
M. Baley ha llegado experimentalmente a la misma conclusión. El procedimiento de M. de la Condamine es para ser aplicado a grandes cantidades de carbón; para pequeñas cantidades (más o menos 10 tons.) hay que recurrir a lo que dice Sinnatt:

El peso de la muestra para cuartear debe

ser $\frac{1}{40}$ a $\frac{1}{8}$ del peso total del carbón.

UTILES PARA EL MUESTREO: La cancha para el muestreo debe ser dura, completamente plana seca y limpia. Es buena cancha la que pese no menos de 48 metros cuadrados y está cubierta por techo de tejas o planchas de zinc. Para fabricar el suelo conviene emplear planchas de fierro, de: 244x122 y 0,63 cms. Amarradas a travesaños de madera enterrados en la tierra. La madera más recomendable para este objeto es el roble pellín.

En el muestreo son recomendables las palas de fogonero tamaño chico y los martillos son muy apropiados cuanto tienen las dimensiones que se indican en el siguiente diseño:



(Continuará)

SECCION PETROLERA

Información general sobre Legislación Petrolera (1)

Substancia de algunas legislaciones vigentes sobre petróleo

ESTADOS UNIDOS

En los Estados Unidos de Norteamérica no existe el sistema de concesiones; pero el Gobierno Federal, de acuerdo con la ley relativa (U. S. A. Oil Leasing Act. Public N.º 146), de febrero 25 de 1920, puede arrendar a los particulares o compañías los terrenos de jurisdicción federal, en los términos siguientes:

1.º Cada arrendamiento comprende una superficie máxima de 2 560 acres (1 037 hectáreas).

2.º El arrendatario está obligado a pagar una renta anual de un dólar por acre.

3.º La regalía que debe cubrir, varía entre 12½ y 25% sobre la producción bruta obtenida en la explotación.

4.º El depósito de garantía o fianza es de 5.000 dólares.

5.º El arrendatario tiene obligación, además, de comenzar a perforar un pozo dentro de los 3 primeros meses del arrendamiento y de mantener trabajos regulares, teniendo constantemente en perforación cuando menos, un pozo, hasta terminar tantos pozos como lote es de 40 acres comprenda el arrendamiento. Se obliga, asimismo, a perforar todos los pozos de protección (off-sets) que sean necesarios, en la colindancia con otros terrenos que no sean de jurisdicción federal.

6.º El plazo del arrendamiento es de 20 años, prorrogable por períodos sucesivos de 10 años.

En el contrato de arrendamiento se fija también la obligación de no vender el aceite o el gas sin la aprobación del Gobierno Federal, y el concesionario está obligado a comprobar que es ciudadano americano y que no tiene ningún permiso o arrendamiento anterior sobre la misma estructura geológica.

(1) Boletín de Minas y Petróleo de Colombia.

CANADA

En el dominio del Canadá, de conformidad con la ley de 15 de junio de 1921, el Gobierno está autorizado para conceder terrenos petroleros en arrendamiento bajo las condiciones siguientes:

1.º Permiso hasta de 2.560 acres (1.037 hectáreas), para exploración, y la cuarta parte para la explotación; el resto del terreno queda reservado en propiedad para el Gobierno.

2.º Plazo máximo de 21 años, para la explotación; para la exploración se conceden cuatro años.

3.º Regalía de 5% a 10%.

4.º Renta anual de 1 dólar por acre.

5.º Depósito equivalente a un año de renta.

El arrendatario tiene, además, obligación de empezar a perforar en el segundo año de la vigencia de la concesión.

AMERICA DEL SUR

En casi todos los países de la América del Sur se ha adoptado el sistema de concesiones, y las legislaciones en vigor consideran el petróleo de propiedad nacional.

A continuación damos, en extracto, las condiciones bajo las cuales se otorgan en cada país las concesiones para exploración y explotación petroleras.

VENEZUELA

La ley de 9 de junio de 1925 establece las siguientes bases para el otorgamiento de concesiones.

1.º Concesiones que abarcan un área hasta de 10.000 hectáreas.

2.º Plazo de tres años de exploración y de 40 años para la explotación.

3.º Regalía hasta del 10%, sobre la producción bruta, según la distancia al mar, pagadera en

el puerto de embarque, en especie o en dinero, según el valor mercantil del petróleo en el puerto de embarque.

4.° Renta de 2 a 5 bolívares por hectárea (\$ 0.40 a \$ 100 moneda colombiana)

5.° Depósito de 2 bolívares por hectárea (\$0.40 moneda colombiana).

ECUADOR

La ley de hidrocarburos de 18 de octubre de 1921, modificada el 20 de octubre de 1922, fija los términos para el otorgamiento de concesiones.

1.° Concesiones hasta por 5.000 hectáreas.

2.° Plazo hasta de 40 años.

3.° Regalía de 5% a 12% sobre la producción bruta.

4.° Renta de \$ 0.10 a \$ 0.50 por hectárea.

5.° Depósito de 1000 sucres (\$ 500.00 moneda colombiana) y compromiso de aumentar este depósito cuando el Gobierno lo requiere.

Además, el concesionario está obligado a vender sus productos a la República a los precios aprobados por el Gobierno.

BOLIVIA

Ley de 16 de junio de 1921 y Reglamento de 25 de octubre de 1922:

1.° Concesiones hasta de 100.000 hectáreas.

2.° Plazo máximo de 55 años.

3.° Regalías 11% como minimum, sobre la producción bruta.

4.° Renta de \$ 0.05 a \$ 0.25 por hectárea.

5.° Depósito de \$ 250.00 bolivianos (\$ 100.00 moneda colombiana) por cada 1,000 hectáreas.

MEXICO

Superficie, 5,000 hectáreas.

Depósito, \$ 1.850, moneda colombiana.

Regalía al superficiario, 5%.

Renta anual, \$ 0,00.

Inversión anual por concepto de trabajos regulares \$ 12,500. Esta obligación cesa tan pronto como el concesionario obtenga una producción de 100 metros cúbicos diarios (269 barriles).

PERU

Ley del petróleo de 30 de diciembre de 1921 y Reglamento de 26 de mayo de 1922:

1.° Concesiones hasta de 30.000 pertenencias (120.000 hectáreas).

2.° Plazo de exploración, 4 años, prorrogables por 2 años. Plazo para explotación, indefinido.

3.° Regalía de 6% a 10%.

4.° Renta de 1 libra peruana (\$ 4,00 moneda colombiana) por pertenencia, al año.

5.° Depósito de 200 libras peruanas (\$800,00 moneda colombiana, por cada 1.000 pertenencias (4.000 hectáreas).

ARGENTINA

La Republica Argentina no otorga nuevas concesiones y únicamente permite a las compañías la explotación de los terrenos concedidos con anterioridad al decreto de 10 de enero de 1924, que fija las zonas reservadas para el Gobierno. La Cámara de Diputados aprobó en 1928 un proyecto de monopolio que todavía no ha sido sancionado por el Senado.

En el nuevo proyecto de Ley del Petróleo se establece la prohibición de exportar el petróleo, y los terrenos petroleros existentes deberían ser explotados por la Nación. La construcción y explotación de oleoductos estará controlada por el Gobierno.

RUSIA

El Gobierno ruso ha otorgado una concesión a los japoneses en la parte Norte de la isla de Sakalin, en condiciones que se juzgan sumamente ventajosas para el Soviet, de acuerdo con la opinión autorizada de los técnicos en la materia.

El contrato con la North Sakalien Petroleum Corporation, fue firmado en diciembre de 1925, y fija una duración de 45 años, al cabo de los cuales todas las instalaciones pasan a poder de Rusia. La concesión abarca la mitad de una superficie de 4.800 desiatines (5.232 hectáreas) de terrenos reconocidos como petrolíferos existentes en la parte Norte de la isla de Sakalin, y la otra mitad es retenida por el Soviet, el cual tiene derecho a explotarla por su cuenta, o bien puede concederla a otra compañía o particular. Otra extensión de 1.000 verstas cuadradas (114.000 hectáreas) deberá ser explorada por la Corporation durante los próximos diez años y dividida por partes iguales entre el concesionario y el Soviet.

Los terrenos concedidos se demarcarán en lotes no contiguos, cuya superficie será de 15 a 40 desiatines (16 a 44 hectáreas).

Las leyes obreras del Soviet se aplicarán en todas las explotaciones y sólo un 25% de trabajadores podrá ser extranjero.

El Gobierno ruso percibe una regalía de 5 a

15% sobre los productos obtenidos en la explotación de pozos no brotantes. En los gushers o pozos brotantes, la regalía aumenta hasta un 45%, y la compañía debe pagar, además, de 10% a 35% de regalía sobre la producción de gas.

La concesión que se había firmado con Harry F. Sinclair, en 1923, y que no se llevó a efecto por oposición de otras compañías, establecía la organización de una sociedad para explotar los campos de Bakú, en la cual el Gobierno del Soviet y Sinclair tendrían igual participación.

El Soviet aportaba todos los campos petroleros y las instalaciones de Bakú, y Sinclair invertiría 230.000.000 de rublos, oro (aproximadamente 115.000.000 de dólares). La duración de la concesión era por 49 años.

En el contrato se estipulaba, además, que Sinclair se comprometía a colocar en Estados Unidos un empréstito de 250.000.000 dólares para Rusia.

PERSIA

La concesión que Persa otorgó a Sinclair, en 1923, pero que después fracasó por oposición del gobierno ruso, para la explotación de los terrenos petrolíferos existentes en las cinco provincias del Norte, limítrofes con Rusia, y consideradas como muy ricas en petróleo, establecía como condición, "*sine qua non*", un empréstito de 20.000.000 dólares al Gobierno Persa.

Posteriormente se hicieron proposiciones a éste, por algunos capitalistas franceses, los que se comprometían, a cambio de una concesión en las cinco provincias citadas, a prestar a Persa, 100.000.000 dólares, dándole, además, un 20% sobre las utilidades que se obtuvieran en la explotación. Este 20% debería aplicarse al pago del empréstito.

TURQUÍA

El descubrimiento de los campos petroleros de Irak, considerados entre los más ricos del

mundo y en los que la Turkish Petroleum Company obtuvo, hace apenas 27 meses (octubre 15 1927), un pozo de 100.000 barriles de capacidad concede gran importancia a la legislación petrolera de Turquía.

De acuerdo con la ley de 6 de abril de 1926, el derecho de exploración y explotación petroleras pertenece a la Nación la cual puede conceder permisos a los particulares o compañías en las condiciones siguientes.

1.º Permiso preliminar de exploración por un año, sobre 5.000 hectáreas de terreno como máximo mediante el pago adelantado de una piastra (\$ 0.5 moneda colombiana) mensual por hectárea, que corresponde a la renta del terreno.

2.º Permisos de exploración efectiva, comprendiendo una superficie máxima de 1.000 hectáreas segregadas de la superficie concedida originariamente. Para obtener estos permisos, el concesionario debe hacer un depósito de 25.000 libras turcas (\$ 1.375.00 moneda colombiana). La superficie concedida para la explotación efectiva, debe ser dividida en lotes de 100 hectáreas.

3.º El concesionario está obligado a perforar, cuando menos, tres pozos en seis años.

4.º La concesión de explotación se otorga por 30 años, y ampara una superficie de 25 hectáreas, localizadas en un cuadrado cuyo centro sea el pozo productor, y las 75 hectáreas restantes del lote de 100 hectáreas, se devuelve al Gobierno. La superficie máxima que se concede para explotación, es de 250 hectáreas, por la cual pagarán renta de una libra por hectárea, anual.

5.º La regalía que percibe el Gobierno, varía de 3% a 20% sobre la producción bruta.

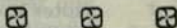
OTROS PAISES

Superficie, 5.000 hectáreas.

Depósito, \$ 6.000.00 (como promedio).

Regalía, 10% (como promedio).

Renta anual, \$ 1.75 por hectárea (como promedio).



COTIZACIONES

PLATA

DIAS	Londres 2 meses onzas standard, peniques	Valparaíso kilo fino \$
Marzo 13.....	23.86	103.74
» 27.....	24.50	106.52

COBRE

QUINCENAL EN CHILE

DIAS	A BORDO \$ POR qq. m.		
	Barras	Ejes 50%	Minerales 10%
Marzo 13.....	239.68	105.95 con escala 239 cents.	12.60 3/4 con escala 136 cents.
» 27.....	243.13	107.54 con escala 243 cents.	12.79 1/4 con escala 138 cents.

SEMANAL EN NEW YORK

DIAS	Centavos por libra	DIAS	Centavos por libra
Febrero 30.....	18.00	Marzo 20.....	18.00
Marzo 6.....	18.00	» 27.....	18.00
» 13.....	18.00		

DIARIA EN LONDRES

DIAS	£ por tonelada		DIAS	£ por tonelada	
	Contado	3 meses		Contado	3 meses
Febrero 28.....	69. 0.0	68. 7.6	Marzo 14.....	69. 2.6	67. 5.0
Marzo 3.....	68. 5.0	68. 2.6	» 17.....	69. 0.0	66.17.6
» 4.....	67.17.6	67.16.3	» 18.....	68. 5.0	66.17.6
» 5.....	67. 2.6	67. 1.3	» 19.....	68. 0.0	66.17.6
» 6.....	68. 0.0	67.15.0	» 20.....	68. 5.0	67. 2.6
» 7.....	67. 7.6	66.12.6	» 21.....	69.12.6	67.17.6
» 10.....	67.18.6	66.12.6	» 24.....	70. 5.0	68. 5.0
» 11.....	69.15.0	67.10.0	» 25.....	70. 7.6	67.17.6
» 12.....	69.15.0	68. 5.0	» 26.....	70.17.6	68. 7.6
» 13.....	69. 5.0	67.10.0	» 27.....	71.10.0	68. 5.0

VALOR DE LA LIBRA ESTERLINA

DIAS		\$ por £	DIAS		\$ por £
Febrero	28.....	39.77	Marzo	17.....	39.84
Marzo	3.....	39.79	>	19.....	39.86
>	6.....	39.80	>	20.....	39.90
>	7.....	39.81	>	21.....	39.88
>	10.....	39.82	>	22.....	39.88
>	11.....	39.82	>	24.....	39.89
>	12.....	39.83	>	25.....	39.93
>	13.....	39.84	>	26.....	39.92
>	14.....	39.83	>	27.....	39.93
>	15.....	39.82			

SALITRE

Exportación.
qtls. métr.

Marzo 13

El consumo en Europa para el mes de Febrero no fué lo que se esperaba, pues el aumento fué de solamente 3,500 toneladas comparado con Febrero del año pasado.

El mercado americano continúa flojo, las compras para ese destino solamente suben a 22,000 toneladas durante la pasada quincena, y el consumo en los Estados Unidos ha decaído en 40,000 toneladas durante Febrero.

Trece oficinas han cerrado últimamente, habiendo en trabajo solamente 53 oficinas, de las cuales algunas ya han avisado que dejarán de trabajar durante Marzo- Abril.

La producción durante el último mes fué de 2.338,765 qtls. métr. con 53 oficinas en trabajo demostrando una baja de 215,759 comparado con Febrero de 1929 cuando trabajaban 68 oficinas.

El total exportado durante Febrero fué de 1.692,907 qtls. métr. comparado con 2.690,300 qtls. métr. que fué lo exportado durante el mismo mes en 1929.

El total visible de la provisión ha comenzado a decaer y se calcula en 26.787,000 qtls. métr. de los cuales la cantidad en la costa es de 12.864,000 qtls. métr.

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

	Producción. qtls. métr.
1927.....	1.531,265
1928.....	4.791,367
1929.....	5.299,932
1930.....	5.106,544

1927.....	3.000,905
1928.....	5.919,556
1929.....	7.087,088
1930.....	4.042,280

La situación en el mercado de fletes no ha cambiado durante la quincena bajo revista. Los exportadores han demostrado marcado interés en contratar espacio, habiéndose registrado más negocios comparado con la quincena anterior. Se dice que existe interés en el mercado de Londres por tomar algunos cargamentos completos para varias posiciones para el mercado Ruso y hay probabilidades de que muy pronto los negocios serán realizados.

Para Reino Unido o Continente no se registran negocios durante la quincena. Para Alejandría (Egipto) un vapor de ocasión 15-21 de Abril se ha fletado a 20/6 menos 2-1/2%. Por Líneas de la carrera se han cerrado unas 20,000 toneladas desde nuestra última Revista. Los detalles son como sigue:

2,000 toneladas. Marzo 13/3 cualquier destino.

2,000 toneladas. Marzo 13/6 Amberes- Hamburgo.

Marzo opción 16/ Scandinavia incluyendo Dinamarca.

Marzo opción 16/6 Danzig.

3,000 toneladas 15/25 Marzo 16/6 Hamburgo directamente.

4,000 toneladas 1/15 Marzo 16/6 Hamburgo- 8,000 toneladas Marzo 13/6 Burdeos-Amberes.

Marzo opción 14/6 Nantes-Rouen-La Pallice St. Nazaire.

Marzo opción 16/6 Brest.
2,000 toneladas Marzo 16/6 Londres opt.
Continente.

Para Estados Unidos Galveston-Boston no se han contratado cargamentos completos. Un vapor de ocasión para embarque pronto se ofreció a \$ 3.50 pidiendo contra oferta de \$ 3.25 dollars, y es muy probable que aceptarían un precio menor. Por Líneas de la carrera se han contratado pequeños lotes para embarque durante Marzo a 3.75 dollars. Para la costa Occidental el mercado queda sin cambio.

Marzo 27.

El mercado Europeo no ha demostrado señales de mejoría y las entregas continúan en la misma escala que el año pasado.

El mercado América también está tranquilo y los precios quedan sin cambio. Las ventas en la costa de condiciones f.a.s. han decaído considerablemente y solamente se han vendido 5,000 toneladas durante la quincena.

Las exportaciones durante la primera quincena de Marzo se calcula en 739,871 qtls. métr. contra 1.534,448 qtls. métr. exportado durante el mismo período en 1929.

Se dice que se han vendido 75,000 toneladas para Rusia, pero las condiciones aun no se saben.

Ampliando las observaciones contenidas en nuestra última Revista al efecto de que en Londres existía interés por tomar algunos fletamentos para Rusia, ahora nos encontramos en condiciones de confirmar que estas informaciones eran correctas, tanto así que hasta la fecha se han cerrado siete cargamentos completos, y entendemos que se están negociando algunos más, y que, tal vez, serán cerrados muy pronto. Los negocios por las Líneas de la carrera para el Reino Unido o Continente han estado completamente paralizados, no habiéndose registrado fletamento alguno durante la pasada quincena.

Para el Reino Unido o Continente no se registran cargamentos completos por vapores. Los detalles de los fletamentos para el mercado de Rusia son como sigue: Dos vapores Alemanes para Leningrado directamente a 20/-, y cinco vapores fuera de la línea con opciones Leningrado desde 20/- a 22/-; Novorissisk 22/- a 22/3; Murmansk 21/- a 24/6 y Odessa 22/- a 22/6. Fuera de estos un cargamento es para embarque durante Marzo, todos los de-

más para Abril. Espacio por Líneas de la carrera para Europa se cotiza nominalmente como sigue:

Burdeos-Hamburgo o intermedios....	13/6
Nantes-Rouen-La Pallice o St. Nazaire..	14/6
Brest.....	16/6
Puertos del Atlántico Norte de España..	15/
Mediterráneo Málaga-Nápoles.....	15/
Alejandro.....	21/
Scandinavia incluyendo Dimamarca..	16/
Danzig.....	17/

Para Estados Unidos Galveston-Boston entendemos que algunos vapores fuera de la línea para embarcar en Abril han estado en el mercado a \$ 3.—dollars y aun a este bajo precio han sido rechazados por los exportadores. El espacio por Líneas de la carrera para Abril y Mayo se puede conseguir a 3.50 dollars y tal vez a menos para New York directamente.

Para la costa Occidental San Pedro Puget Sound para puertos de costumbre, el precio de 4.50 dollars no ha variado.

CARBON

Marzo 13

Las cotizaciones libre de derechos de importación son como sigue:

Cardiff Admiralty List.....	35/	a	36/6
West Hartley.....	37/	>	37/
Pocahontas o New River.....	34/	>	35/
Australiano la mejor clase.....	32/	>	32/6

todo para embarque Febrero-Marzo según las condiciones, cantidades y puertos.

En calidad Nacional la demanda ha seguido, habiéndose vendido varios lotes pequeños para puertos salitreros. El actual precio de venta es de \$ 73.— a \$ 75.— m/c. por harnearo y de \$ 64.— a \$ 68 m/c. por sin harnear f.o.b. según la cantidad y puertos de descarga.

Marzo 27.

Las cotizaciones libre de derechos de importación son como sigue:

Cardiff Almiralty List	35/	a 36-
West Hartley	37/	> 37/6
Pocahontas o New River	34/	> 35-
Australiano la mejor clase.....	32/	> 32/6

En calidad Nacional la demanda ha continuado habiéndose vendido varios pequeños lotes para puertos salitrosos. El actual precio de venta es de \$ 73.— a \$ 75.— m. c. por harnearado y de \$ 64.— a \$ 68.— m. c. por sin harnear según la cantidad y puertos de descarga.

todo para salidas Febrero-Marzo según condiciones, cantidades y puertos.

COTIZACION SEMANAL

Año 1929

ABRIL

Metales	Abril 4	Abril 11	Abril 18	Abril 25
Cobre Elect. N. Y.....	0.23775	0.19025	0.17775	0.17775
Plata N. Y.....	0.5800	0.56000	0.55875	0.55625
Plomo N. Y.....	0.07750	0.07150	0.07000	0.07000
Plata (Londres).....	25-7/8 d.	25-7/8 d.	25-7/8 d.	25-3/4 d.
Plomo (Londres).....	£ 26 : 14 : 4-½	£ 23 : 13 : 9	£ 24 : 7 : 6	£ 24 : 8 : 1-½ d.

MAYO

Metales	Mayo 2	Mayo 9	Mayo 16	Mayo 23	Mayo 30
Cobre Elect. N. Y.,	0.17775	0.17775	0.17775	0.17775	0.17775
Plata N. Y.	0.54750	0.54500	0.54375	0.53875	0.53250
Plomo N. Y.	0.07000	0.07000	0.07000	0.07000	0.07000
Plata (Londres).....	25-5/16d	25-5/16d	25-5/16d	25-1/16d	24-5/8d
Plomo(Londres).....	£ 24 : 5 : 0	£ 24 : 3 : 9	£ 23 : 12 : 6	£ 23 : 12 : 6	£ 23 : 10 : 7½

JUNIO

	Junio 6	Junio 13	Junio 20	Junio 27
Cobre Elect. N. Y.....	0.17775	0.17775	0.17775	0.17775
Plata N. Y.....	0.52125	0.52750	0.52625	0.52250
Plomo N. Y.....	0.07000	0.07000	0.07000	0.07000
Plata (Londres).....	24 d.	24- ³ / ₈ d.	24- ⁷ / ₁₆ d.	24- ³ / ₁₆ d.
Plomo (Londres)	£ 23 : 14 : 4-½	£ 25 : 9 : 4-½	£ 23 : 18 : 1-½	£ 23 : 12 : 6

JULIO

	Julio 5	Julio 11	Julio 18	Julio 25
Cobre Elect. N. Y.....	0.17775	0.17775	0.17775	0.17775
Plata N. Y.....	0.51875	0.52125	0.52500	0.52625
Plomo N. Y.....	0.07000	0.06800	0.06750	0.06750
Plata (Londres).....	23-15/16d	24-1/8d	24-1/4d	24-7/16d
Plomo (Londres).....	£ 23 : 1 : 10-½	£ 22 : 19 : 4½	£ 22 : 11 : 3	£ 22 : 10 : 7-½

AGOSTO

Metales	Agosto 1.º	Agosto 8	Agosto 15	Agosto 22	Agosto 29
Cobre Elect. N. Y.....	0.17775	0.17775	0.17775	0.17775	0.17775
Plata N. Y.....	0.52625	0.52500	0.52500	0.62625	0.52625
Plomo N. Y.....	0.06750	0.06750	0.06750	0.06750	0.06750
Plata (Londres).....	24-5/16d	24-1/4d	24-1/4d	24-5/16d	24-5/16d
Plomo (Londres).....	£ 22 : 16 : 3	£ 23 : 6 : 10½	£ 23 : 1 : 10½	£ 23 : 2 : 6	£ 23 : 7 : 6

SEPTIEMBRE

Metales	Septiembre 5	Septiembre 12	Septiembre 20	Septiembre 26
Cobre Elect. N. Y.....	0.17775	0.17775	0.17775	0.17775
Plata N. Y.....	0.52250	0.51625	0.50375	0.51000
Plomo N. Y.....	0.06775	0.06900	0.06900	0.06900
Plata (Londres).....	24-3/16 d	23-13/16 d	23-1/2 d	23-11/16 d
Plomo (Londres).....	£ 23 : 12 : 6	£ 23 : 10 : 7½	£ 23 : 10 : 7½	£ 23 : 11 : 10½

OCTUBRE

Metales	Octubre 3	Octubre 10	Octubre 17	Octubre 24	Octubre 31
Cobre Elect. N. Y....	0.17775	0.17775	0.17775	0.17775	0.17775
Plata N. Y.....	0.50125	0.49625	0.49875	0.50000	0.49875
Plomo N. Y.....	0.06900	0.06900	0.06900	0.06900	0.06750
Plata (Londres).....	23-1/4	22-15/16	23-1/8	23-	22-7/8
Plomo (Londres).....	£ 23 : 8 : 1½	£ 23 : 6 : 3	£ 23 : 1 : 10½	£ 23 : 10 : 7½	£ 22 : 6 : 3

NOVIEMBRE

Metales	Noviembre 7	Noviembre 14	Noviembre 21	Noviembre 29
Cobre Elect. N. Y.....	0.17775	0.17775	0.17775	0.17775
Plata N. Y.....	0.49625	0.49397	0.49875	0.49259
Plomo N. Y.....	0.06350	0.06230	0.06250	0.06250
Plata (Londres).....	22 : 13 : 16	22 - 9/16d	22 - 11/16d	22 . 9/16d
Plomo (Londres).....	£ 22 : 2 : 6	£ 21 : 11 : 5	£ 21 : 8 : 1½	£ 21 : 7 : 6

DICIEMBRE

Metales	Diciembre 5	Diciembre 13	Diciembre 19	Diciembre 26
Cobre Elect. N. Y.....	0.17775	0.17775	0.17775	0.17775
Plata N. Y.....	0.49125	0.49125	0.48625	0.47375
Plomo N. Y.....	0.06250	0.06250	0.0625	0.06250
Plata (Londres).....	22-7/16d	22 : 5/8d	22-1/4d	21-13/16d
Plomo (Londres).....	£ 21 : 7 : 6	£ 21 : 8 : 9	£ 21 : 10 : 0	£ 21 : 11 : 10½d

Año 1930

ENERO

Metales	Enero 3	Enero 9	Enero 16	Enero 23	Enero 30
Cobre Elect. N. Y.....	0.17775	0.17775	0.17775	0.17775	0.17775
Plata N. Y.....	0.46750	0.43875	0.46250	0.44875	0.44250
Plomo N. Y.....	0.06250	0.06250	0.06250	0.06250	0.06250
Plata (Londres).....	21-7/16d.	20-5/16d.	21-3/8d.	20-13/16d.	20-9/16d
Plomo (Londres).....	£ 21:14:4 1/2	£ 21:11:10 1/2	£ 21:11:3	£ 21:11:3.	£ 21:11:3

FEBRERO

Metales	Febrero 6	Febrero 13	Febrero 21	Febrero 28
Cobre Elect. N. Y.....	0.17775	0.17775	0.17775	0.17775
Plata N. Y.....	0.43375	0.43375	0.43125	0.42500
Plomo N. Y.....	0.06250	0.06250	0.06250	0.06250
Plata (Londres).....	20 d.	20-3/16d	19-15/16d	19-3/4d
Plomo (Londres).....	£ 21:10 : 7-1/2	£ 21:12:6	£ 21:3:1 1/2	£ 20:1:10½

MARZO

Metales	Marzo 6	Marzo 13	Marzo 20	Marzo 27
Cobre Elect. N. Y.....	0.17775	0.17775	0.17775	0.17775
Plata N. Y.....	0.40625	0.41750	0.42125	0.42375
Plomo N. Y.....	0.06000	0.05500	0.05500	0.05750
Plata (Londres).....	18- 15/16 d.	19- 1/4 d.	19-3/8 d.	19- 7/16 d.
Plomo (Londres).....	£ 19 : 13 : 9	£ 18 : 11 : 10 1/2	£ 18 : 12 : 6	£ 18 : 18 : 9

Las Cotizaciones de Nueva York están expresadas en centavos oro americano por libra, mientras que las de Londres, para la plata, en peniques por onza, y para el plomo en £ por tonelada de 2,240 libras.

ESTADISTICA DE METALES

Precio medio mensual de los metales:

PLATA

	Nueva York		Londres	
	1929	1930	1929	1930
Enero.....	57.019	45.000	26.257	20.896
Febrero.....	56.210	43.193	25.904	20.008
Marzo.....	56.346	26.000
Abril.....	55.668	25.738
Mayo.....	54.125	25.084
Junio.....	52.415	24.258
Julio.....	52.510	24.289
Agosto.....	52.579	24.288
Septiembre.....	51.042	23.708
Octubre.....	49.913	23.042
Noviembre.....	49.615	22.690
Diciembre.....	48.475	22.258
Año, término medio.....	52.993	24.460

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

COBRE

	Nueva York Electrolítico		Standard		Londres	Electrolítico
	1929	1930	1929	1930	1929	1930
Enero.....	16.603	17.775	75.551	71.469	78.602	83.250
Febrero.....	17.727	17.775	78.228	71.419	83.538	83.500
Marzo.....	21.257	89.153	98.356
Abril.....	19.500	81.036	89.405
Mayo.....	17.775	75.026	83.727
Junio.....	17.775	74.338	84.013
Julio.....	17.775	72.152	84.043
Agosto.....	17.775	73.783	84.250
Septiembre.....	17.775	75.286	84.363
Octubre.....	17.775	72.815	83.978
Noviembre.....	17.775	69.324	82.202
Diciembre.....	17.775	68.303	82.569
Anual.....	18.107	75.416	84.921

Cotización de Nueva York, centavos por lb.—Londres £ por ton. de 2.240 lb.

PLOMO

	Nueva York		Londres		A 3 meses	
	1929	1930	1929	1930	1929	1930
	Enero	6.650	6.250	22.111	21.545	22.344
Febrero	6.853	6.236	23.128	21.188	23.156	21.097
Marzo	7.450	25.409	25.591
Abril	7.187	24.783	24.408
Mayo	7.000	23.949	23.750
Junio	7.000	23.694	23.603
Julio	6.804	22.810	22.880
Agosto	6.750	23.185	23.259
Septiembre	6.890	23.557	23.589
Octubre	6.873	23.226	23.253
Noviembre	6.285	21.622	21.643
Diciembre	6.250	21.472	21.484
Anual.	6.833	..	23.246	..	23.247	..

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

ESTAÑO

	Nueva York		Londres	
	1929	1930	1929	1930
	Enero	49.139	38.851	222.727
Febrero	49.347	38.676	223.138	173.750
Marzo	48.870	220.781
Abril	45.858	206.887
Mayo	43.904	197.545
Junio	44.240	200.206
Julio	46.281	209.473
Agosto	46.619	209.815
Septiembre	45.359	204.863
Octubre	42.290	190.783
Noviembre	40.208	180.565
Diciembre	39.745	179.419
Anual.	45.155	..	203.850	..

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

ZINC

	St. Louis		Londres		A 3 meses	
	1929	1930	A la vista		1929	1930
	1929	1930	1929	1930	1929	1930
Enero	6.350	5.229	26.196	19.634	26.233	20.241
Febrero	6.350	5.180	26.247	19.209	26.347	19.778
Marzo	6.463	27.050	27.294
Abril	6.658	26.759	26.613
Mayo	6.618	26.727	26.619
Junio	6.686	26.216	25.984
Julio	6.766	25.332	25.418
Agosto	6.800	24.896	25.164
Septiembre	6.799	24.208	24.688
Octubre	6.740	22.927	23.329
Noviembre	6.242	20.851	21.351
Diciembre	5.666	20.072	20.672
Anual.	6.512	..	24.790	..	24.976	..

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

Producción mensual de cobre crudo: Tons. cortas.

	1928	1929	1929						1930
	Total	Total	Julio	Agosto	Sept.	Octubre	Noviem.	Diciemb.	Enero
Alaska	22,724	21,947	1,514	893	3,282	1,203	2,079	2,275	1,219
Calumet & Arizona.	65,182	65,246	4,986	5,202	4,925	5,206	4,981	5,132	4,561
Magma	18,251	19,118	1,616	1,585	1,729	1,660	1,338	1,377	1,198
Miami	24,129	29,569	1,763	2,317	2,186	3,350	2,882	2,609	2,807
Nevada Con.	134,231	133,140	30,095	27,543	..
Old Dominion.	11,069	11,172	898	954	932	1,003	1,041	830	955
Phelps Dodge.	102,137	111,026	9,274	9,144	9,126	8,534	7,849	8,200	7,188
United Verde Extensión	22,073	29,669	2,235	2,296	2,570	3,019	2,358	2,371	2,223
Utah Copper	136,920	148,500
Tennessee Copper	6,792	7,870	677	659	660	678	710	705	713

EXTRANJERO

Boleo, Méjico	12,782	13,196	3,017	3,542	..
Furukawa, Japón	17,865	17,767	1,260	1,425	..	1,439	1,478	1,552	..
Granby Cons., Canadá	28,767	30,424	2,467	2,510	2,718	2,666	2,525	2,345	1,985
Union Miniere, Africa.	123,880	150,000	13,216	13,444	14,106	13,995	..	1,552	..
Howe Sound	21,099	5,361
Mount Lyell, Aust.	6,582	7,600	600	800	815	790	773	624	..
Sumitomo, Japón.	17,898	20,180	..	1,532	1,352	1,785	1,719
Bwana M'Kubwa	6,696	6,988	561	593	541	665	459	598	612
Bradon Copper Co.	109,137	88,155	7,620	7,628	7,656	7,523	6,768	6,766	..
Chile Exploration Co.	132,932	150,247	11,044	10,884	10,877	10,873	8,746	8,743	..
Andes Copper Mining Co	52,029	83,718	7,445	6,625	6,538	6,537	5,627	5,634	..

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

	1928		1929		1930	
	Mensual	Diaria	Mensual	Diaria	Mensual	Diaria
Enero	68,469	2,209	86,325	2,785	67,602	2,281
Febrero	67,423	2,325	84,735	3,026
Marzo	70,327	2,269	93,698	3,023
Abril	69,230	2,308	94,902	3,163
Mayo	73,229	2,378	93,392	3,013
Junio	73,224	2,441	82,354	2,745
Julio	73,426	2,369	79,229	2,556
Agosto	76,952	2,482	78,885	2,545
Septiembre	78,341	2,611	79,402	2,647
Octubre	86,480	2,790	82,575	2,664
Noviembre	85,382	2,846	75,934	2,531
Diciembre	85,677	2,764	74,772	2,412
Total	909,051	..	1,006,203
Promedio mensual	75,754	..	83,850
Promedio diario	2,484	..	2,757

MERCADO DE MINERALES Y METALES

Estas cotizaciones que han sido tomadas del Engineering and Mining World de Nueva York, Marzo de 1930, se refieren a ventas en grandes lotes al por mayor libre a bordo (f. o. b.) New York, salvo que se especifique de otra manera. Los precios de Londres están dados de acuerdo con los últimos avisos. El signo \$ significa dollars U.S. Cy.

METALES

Aluminio.—98 y 99% a \$ 0.24 la libra.—Mercado inactivo.—Londres, 98% £ 95 tonelada de 2,240 libras.

Antimonio.—Standard en polvo a 200 mallas, óxido blanco de la China de 99% Sb, O₃ a 9 centavos la libra (nominal).

Bismuto.—En lotes de toneladas, precio \$ 1.70 por libra.—En pequeñas partidas \$ 1.85 por libra.—Londres, 7 sh 6d.

Cadmio.—Por libra a \$ 0.90.—En Londres a 3 sh. 11d. para metal australiano. Excelente demanda.

Cobalto.—De 97 a 98% de \$ 2.50 la libra, para el óxido negro de 70% a \$ 2.10.—Londres 10 sh. por libra para el cobalto metálico.

Magnesio.—Precio por libra y en lotes de tonelada, de \$ 0.95 a \$ 1.05.—Londres 3 sh. a 3 sh. 6d. de 99%.—Mercado firme.

Molibdeno.—Por libra y en lotes de una a tres libras, de 99% a \$ 11.—Generalmente se vende como molibdato de calcio a razón de 95 centavos por lb. de Mo., o bien como aleación de ferromolibdeno de 50 a 60% de Mo., a \$ 1.20 f. o. b. por lb. de Mo. contenido.

Mercurio.—\$ 120 a \$ 121 por frasco de 76 libras.—Londres a £ 23.—Mercado muy flojo.

Níquel.—Electrolítico \$ 0.35, la libra con 99.9% de ley.—Londres £ 170 a £ 175 por tonelada de 2,240 libras, según la cantidad. Las demandas continúan bastante buenas.

Paladio.—Por onza, se cotiza de \$ 32 a 33.—En pequeñas partidas a \$ 55 por onza.—Londres £ 6 a £ 7 la tonelada (nominal).

Platino.—Precio oficial de metal refinado, \$ 57 la onza. Los negociantes y refinadores cotizan la onza de metal refinado a varios dólares más bajo.—Precio nominal. Londres £ 11 a £ 11.—15sh por onza refinado.

Radio.—\$ 70 por mgr. de radio contenido.

Selenio.—Negro en polvo, amorfo, 99.5%, puro de \$ 1.95 a \$ 2.00 por libra en lotes de 500 libras. Londres 7 sh. 8 d. por libra.

Tungsteno.—En polvo, de 97 a 98%, de ley, \$ 1.70 a \$ 1.75 por libra de tungsteno contenido.

MINERALES METALICOS

Mineral de Antimonio.—Mineral boliviano

con 60% de antimonio metálico a \$ 1.30 por unidad y tonelada corta, c. i. f. Nueva York. Mercado tranquilo pero firme.

Minerales de Hierro.—Por tonelada métrica puestos puertos del Lago.—Minerales de Lago Superior: **Mesabi.**—no—bessemer de 51,5% de hierro a \$ 4.50.—**Old Range.**—no—bessemer a \$ 4.65.

Mesabi.—bessemer de 51,5% de hierro a \$ 4.65.—**Old Range.**—bessemer de 51,5% de hierro a \$ 4.80.

Minerales del Este, en centavos por unidad, puestos en los hornos: Fundición y básico de 56 a 63%, a nueve centavos.

Para minerales del extranjero f. o. b. carros en puertos del Atlántico, en centavos por unidad: **Del norte de Africa,** con bajo contenido de fósforo a 12½ centavos.

De España y del norte de Africa minerales básicos de 50 a 60% de hierro, de 11½ a 12 centavos.

Fundición o minerales básicos suecos, de 66 a 88% de hierro, de 9 a 10½ centavos.

Fundición de Newfoundland, con 55% de hierro de 8,5 a 9 centavos.

Mineral de cromo.—Por tonelada, f. o. b. en puertos del Atlántico, a \$ 22 para minerales de 47 a 50% de Cr₂O₃. Precios firmes y buenas demandas.

Mineral de Manganeso.—De \$ 0.29 a \$ 0.30 por unidad en la tonelada de 2,240 libras en los puertos, más el derecho de importación. Mínimo 47% de Mn. Productos del Cáucaso lavado de 53 a 55% se cotiza de \$ 0.36 a \$ 0.35 por unidad en la tonelada. Para productos químicos, polvo grueso o fino de 82% a 87% de MnO₂, Brasileo o Cubano \$ 70 a \$ 80 por tonelada, en carros. Del país de 70 a 72% a un precio entre \$ 40 y \$ 50 por tonelada.

Mineral de Tungsteno.—Por unidad, en Nueva York, wolframita, de alta ley, \$ 15.75; Shelita, de \$ 16.00 a \$ 17.00.—Mercado muestra signos de activarse.

Mineral de Vanadio.—Por libra de V₂O₅, contenido 28 centavos.

MINERALES NO METALICOS

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

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

Asbesto.—Crudo N.º 1, \$ 550 a 750. Crudo N.º 2 \$ 515; en fibras \$ 225 a \$ 277. Stock para techos, \$ 55 a \$ 115. Stock para papel \$ 45 a \$ 50. Stock para cemento \$ 25. Desperdicios \$ 10 a \$ 20. Fino, \$ 15. Todos estos precios son por tonelada de 2,000 libras f. o. b. Quebec; el impuesto y los

sacos están incluidos. Existe un mercado muy activo y firme. Las minas trabajan a su total capacidad.

Azufre.—A \$ 18 por tonelada f. o. b., para azufre de Texas para la exportación \$ 22 f. a. s. en puertos del Atlántico.

Barita.—Mineral crudo, \$ 7,00 por tonelada f. o. b.; minas de Georgia. Excelente demanda. Blanca, descolorada, a 325 mallas \$ 18 la ton.—Mineral crudo de 93% SO₃. Ba con un contenido no superior de 1% de hierro \$ 6,50 f. o. b. minas.

Bauxita.—N.º 1 mineral puro, sobre 55% a 58% de Al₂O₃ y con menos de 5% de SiO₂ y menos de 3% de Fe₂O₃, \$ 8.—por ton. de 2,240 libras f. o. b.; minas Georgia.—En polvo y seca a \$ 14; calcinada \$ 18 a \$ 20.

Bórax.—Granulado en polvo \$ 0.04 por libra f. o. b. en plantas de Pennsylvania. En cristales por libras 2¼ ctv. en sacos y en lotes mayores a una tonelada sobre carros.

Cal para flujo.—Depende de su origen; f. o. b. puertos de embarque, por tonelada, chancada a media pulgada y a menos, de \$ 0.50 a \$ 3. Para usos agrícolas, \$ 0.75 hasta \$ 5 según su pureza y grado de finura.

Cuarzo en cristales.—Sin color y claro en pedazos de ¼ a ½ libra de peso \$ 0.20 por libra, en lotes de más de 1 tonelada. Para usos ópticos y con las mismas condiciones, \$ 0.80 por libra.

Feldespatos.—Por tonelada de 2,240 libras f. o. b. en carro de Nueva York, N.º 1 crudo \$ 9; N.º 1 para porcelanas, a 140 mallas, \$ 18.—por ton. Para esmalte, 140 mallas, \$ 13.75. Para vidrios a 200 mallas, \$ 14.75. Buena demanda.

Fluospato.—En colpa, con no menos de 85% de CaF₂ y no más de 5% de SiO₂, a \$ 18.—por tonelada de 2,000 libras.

Grafito.—De Ceylán de primera calidad, por libra, en colpa, \$ 0.08 a \$ 0.09. En polvo de \$ 0.03 a \$ 0.05. Amorfo crudo, \$ 15 a \$ 35 por tonelada según la ley.

Kaolina.—Precios f. o. b. Virginia, por tonelada corta, cruda N.º 1, \$ 7. Cruda N.º 2, \$ 5.50. Lavada, \$ 8. Pulverizada, \$ 10 a \$ 18. Inglesa importada f. o. b. en los puertos americanos, en colpa de \$ 13 a \$ 21.—Pulverizada, \$ 40 a \$ 45.

Magnesita.—Por tonelada de 2,000 libras f. o. b. California, calcinada en colpa, 80% MgO, Grado «A» a 200 mallas, \$ 43. Grado «B» \$ 40.—Cruda \$ 11. Calcinada a muerte \$ 29.

Mica.—Precios f. o. b. en Nueva York por libra impuestos pagados, clase especial, libre de hierro, \$ 3.75; N.º A 1, \$ 2.50.—N.º 1 a \$ 2.—; N.º 2, \$ 1.65; N.º 3 a \$ 1.15; N.º 4 a \$ 0.60; N.º 5 a \$ 0.45. Las clases se refieren al tamaño de las hojas.

Monacita.—Mínimo 6% ThO₂, a \$ 80 por tonelada.

Potasa.—Cloruro de potasa de 80 a 85% sobre la base de 80% en sacos, \$ 36.75; a granel \$ 35.15. Sulfato de potasa de 90 a 95% sobre la base de 90%, en sacos \$ 47.75; a granel \$ 46.15. Sulfato de potasa y magnesia, 48 a 53%, sobre la base de 48%, en sacos \$ 27.50; a granel \$ 25.90. Para abono de 30% \$ 21.95 y de 20% \$ 15.50 en sacos.

Piritas.—Españolas de Tharsis de 48% de azufre, por tonelada de 2,240 libras c. i. f. en los puertos de los Estados Unidos, tamaño para los hornos, (2½" de diámetro) a 13 centavos la unidad.

Sílice.—Molida en agua y flotada, por tonelada, en sacos f. o. b. Illinois, a 400 mallas, \$ 31; a 350 mallas, \$ 26; a 250 mallas, a \$ 18.

Cuarcita.—99% de SiO₂; Arena para fabricar vidrios, \$ 0.75 a \$ 5, por tonelada; para ladrillo y moldear, \$ 0.65 a \$ 3.50.

Talco.—Por tonelada, de 99% en lotes sobre carro, molido a 200 mallas, extra blanco, \$ 9.—De 96% a 200 mallas, medio blanco, de \$ 8.50 Incluido envase, sacos de papel de 50 libras.

Tiza.—Precio por tonelada f. o. b. Nueva York, cruda y a granel, \$ 4.75 a 5 dollar.

Yeso.—Por tonelada, según su origen, chancado, \$ 2.75 a \$ 3; molido, de \$ 4 a \$ 8; para abono, de \$ 6 a \$ 10, calcinado, de \$ 8 a \$ 10.

Zirconio.—De 90%, \$ 0.04 por libra, f. o. b. minas, en lotes sobre carros; descontando fletes para puntos al Este del Mississippi.

OTROS PRODUCTOS

Nitrato de soda.—Crudo a \$ 2.00 a \$ 2.14 por cada 100 libras. En los puertos del Atlántico.

Molibdato de Calcio.—A \$ 0.95 a \$ 1.— por cada libra de Molibdeno contenido.

Oxido de Arsénico.—(Arsénico blanco) \$ 0.04 por libra. En Londres, a £ 16 por tonelada de 2,250 libras de 99%.

Oxido de Zinc.—Precio por libra, ensacados y en lotes sobre carro y libre de plomo; 0.06½. Francés, sello rojo, a \$ 0.09 ¾.

Sulfato de Cobre.—Ya sea en grandes o pequeños cristales de 6.00 centavos por libra.

Sulfato de Sodio.—Por tonelada en sacos f. o. b. Nueva York, \$ 18 a \$ 20. De 9% en barriles 22 dólares.

LADRILLOS REFRACTARIOS

Ladrillos de cromo.—\$ 45 por tonelada neta f. o. b. puertos de embarque.

Ladrillos de Magnesita.—De 9 pulgadas, derechos \$ 65 por tonelada neta f. o. b. Nueva York.

Ladrillos de Sílice.—A \$ 43 por M. en Pennsylvania y Ohio; \$ 51 Alabama; en Illinois a \$ 52.—

Ladrillos de Fuego.—De arcilla: primera calidad \$ 43 a \$ 46; de segunda clase, de \$ 35 a \$ 38.

MINERALES METÁLICOS

Mineral de Antimonio.—Mineral de Antimonio

PRODUCCION MINERA

CUADRO I

Producción de carbón.—Marzo de 1930

ZONAS	Departamentos	Compañías Carboneras	Minas	PRODUCCIÓN EN TONELADAS		Personal ocupado Obreros y Empleados
				Bruta	Neta	
1.º Departamento de Concepción.....	Concepción	Lirquén Cosmito	Lirquén Cosmito	5,241 2,778	5,199 2,553	563 224
				8,019	7,752	787
2.º Bahía de Arauco.....	Coronel	Minera e Industrial de Chile Fund. Schwager.	Chifón Grande, Pique Grande y Pique Alberto.	67,704	65,157	6,366
	Coronel		Chiflones Puchoco 1, 2 y 3	23,316	20,219	3,773
			91,020	85,376	10,139	
3.º Resto provincia de Concepción...	Arauco	Lebu Curanilahue	Fortuna y Constancia	613	311	265
	Coronel		Curanilahue y Plegarias	569	569	189
			1,182	880	454	
4.º Provincia de Valdivia.....	Valdivia	Máfil Sucesión Arrau	Máfil	702	684	40
	Valdivia		Arrau	1,447	1,422	69
			2,149	2,106	109	
5.º Territorio de Magallanes.....	Magallanes	Menéndez Behety Río Verde	Loreto	3,832	3,653	70
	Río Verde		Elena	965	920	34
			4,797	4,573	113	
Total			107,167	100,687	11,602	

CUADRO II

Producción de cobre en barras.—Marzo de 1930

COMPAÑÍAS	Establecimientos	MINERALES BENEFICIADOS		COBRE FINO (Barras)		PERSONAL			
		Toneladas	Ley	Toneladas	Ley	Obreros		Empleados	
						Chilenos	Extranjeros	Chilenos	Extranjeros
Chile Exploration C.º.....	Chuquicamata	451,004	1,62	6,786	99,96%	4,867	442	1,022	157
Andes Copper Mining C.º.....	Potrerrillos	365,002	1,28	1,939	99,34%	5,014	73	693	172
Cia. Minas y Fundición de Chagres	Chagres	2,987	9,95	1,639	99,96%	1,338	—	110	4
Société des Mines de Cuivre de Naltagua.....	Naltagua	4,988	9,87	290	99,00%	—	—	—	—
Braden Copper C.º.....	El Teniente	185,070	2,59	454	90,29%	631	7	25	20
Cia. Minas de Gatico.....	Gatico	3,880	8,30	4,193	99,86%	6,112	16	764	145
				300	99,50%	1,147	15	92	12
Total.....		1.012.931		15,601		19,109	553	2.706	510

CUADRO III

Producción de oro, plata, plomo, cobre y carbón de las compañías mineras

COMPAÑÍAS	Producto	Uni- dad	Total 1928	Total 1929	Año 1930			
					Enero	Feb.	Marzo	Abril
Beneficiadora de Taltal, Cía. Minas.....	Plata fina.....	Kgs.	7,128	5,662	185	168	(1)	..
Condoriaco, Soc. Benef. de plata de.....	Plata.....	»	2,691	3,330	(1)
	Oro.....	»	42	27	(1)
Disputada de las Condes, Cía. Minera.....	Concent. 23% cobre	Tons.	21,162	23,320	1,719	1,715
Gatico, Cía. Minas de...	Cobre fino.....	»	3,204	3,224	318	234	300	..
Guanaco, Cía. Minera del Nacional de Plomo, Soc. Fundición.....	Minerales 21% cobr.	»	366	91
Poderosa, Mining Com- pany.....	Concent. 65% plomo	»	1,784	1,762	210	208
Tocopilla, Cía. Minera de.	Concent. cobre....	»	12,575	14,263	990	784	804	..
	Minerales 15% co- bre.....	»	24,720	24,323	1,850	1,600	1,830	..
	Concent. 28% co- bre.....	»	6,960	7,657	667	720	740	..
Minera e Industrial de Chile, Cía.	Carbón.....	»	779,139	847,629	77,757	71,335	70,215	..
Schwager, Cía. Carboní- fera y de Fundición...	Carbón.....	»	418,530	477,982	41,803	36,516	23,316	..

(1) Paralizó la producción.

CUADRO IV

Producción de las principales compañías estañíferas de Bolivia

COMPAÑÍAS	Producto	Uni- dad	Total 1928	Total 1929	Año 1930			
					Enero	Feb.	Marzo	Abril
Araca, Emp. de Estaño de Cerro Grande, Cía. Esta- ñífera de.....	Barrilla estaño....	Tons.	2,656	3,171	265	241	215	..
Colquirí, Cía. Minas de..	» »	Q. esp.	13,820	14,020	2,036	2,001	2,124	..
Morococala, Cía. Estañí- fera.....	» »	»	11,786	11,396	520	915	591	..
Oploca, Cía. Minera y Agrícola.....	Cuarta barrilla....	»	39,803	45,068	4,156	4,572	4,058	..
Ocuri, Cía. Estañífera de	» »	»	797	445
Oruro, Cía. Minera de...	» »	»	103,510	112,770	8,690	8,250
	» »	»	11,000	10,005	665	600	570	..
	Barrilla estaño....	Tons.	1,600	1,475	120	140	120	..
	Plata.....	Kgs.	13,630	14,788	1,296	1,249	898	..
Patino, Mines & Enter- prises Cons.....	1.ª Quinc. Sn. fino.	Tons.	17,361	21,260	749	801	622	..
	2.ª Quinc. Sn. fino.	»	951	777	983	..
	Barrilla estaño....	Q. esp.	22,392
	Media barrilla....	»	9,168
Porvenir de Huanuni, Cía. Minera.....	Plata.....	Onzas	56,470
	Cobre.....	Kgs.	5,000
	Cuarta, barrilla..	Q. esp.
	Concentrados....	Tons.	9,549