

BOLETIN MINERO

DE LA

Sociedad Nacional de Minería

SUMARIO

	Pág.
El espato fluor y sus aplicaciones industriales	543
Cómo los separadores electro-magnéticos y electro-estáticos han sido desplazados por sistemas más modernos y económicos en la práctica de la concentración, por el Ingeniero de Minas don Fernando Benítez, Jefe del Laboratorio Metalúrgico de la Caja de Crédito Minero	544
La producción minera y metalúrgica francesa en 1927	546
Una revista que hace ver cómo se lleva a cabo la separación selectiva de los minerales, por el señor Michel Fort, Ingeniero de Minas . .	548
El carburo de calcio y la cianámidá de calcio, por Lucien Mauge. . .	557
Algunas consideraciones sobre la flotación y sus aplicaciones, por M. Vey, Ingeniero de Minas	560
Cómo la flotación ha abierto nuevos horizontes al geólogo, por Paúl Billingsley	567
Sección Carbonera. —La Berginización, por don José Manuel Pertierra, Profesor de la Universidad de Oviedo.	569
Sección Petrolera. —La tendencia nacionalista de las legislaciones petroleras	580
Cotizaciones	582
Estadísticas de metales	586
Mercado de minerales y metales	589
Producción Minera	591

BOLETIN MINERO

DE LA

Sociedad Nacional de Minería

SANTIAGO DE CHILE

Director: Oscar Peña i Lillo

EL ESPATO-FLUOR Y SUS APLICACIONES
INDUSTRIALES

El espatofluor o fluoruro de calcio es un mineral cuyo consumo industrial aumenta día por día.

En Francia existen yacimientos que además de ser muy abundantes, son muy ricos y en los cuales este mineral se presenta, la mayoría de las veces, en filones que lo contienen bajo la forma de fluorina o fluorita (Ca F_2).

Los principales yacimientos franceses se encuentran en el macizo central, donde se extienden desde El Morvan (Chiddes - Petite - Verrière, Grury), a la Auvernia (Saint - Jacques - d'Ambur, Ussel, Montluçon, etc.), y a los departamentos de la Haute - Loire, de la Lozère y de el Ardiche (Saint - Laurent - les - Bains, Jasat, Chavagnac, etc.). La ley de espatofluor de sus minerales, varía generalmente de 86 a 97%.

Existe, igualmente, en filones muy ricos, en los Pirineos (les Cabanes, le Pourtalet, etc.) Lo mismo sucede en el macizo de L'Estérel, donde, por ejemplo, las vetas y filones de Bagnols, Montauroux, les Adrets, alcanzan, a veces, hasta ocho metros de espesor.

Otros países no han sido tan bien dotados por la naturaleza, y si los Estados Unidos, Alemania e Inglaterra, poseen depósitos importantes de espatofluor, este mineral se encuen-

tra la mayoría de las veces asociado a la galena, a la blenda o a la barita, lo que dificulta mucho su explotación. Así, los Estados Unidos, por ejemplo, importan grandes cantidades de espatofluor francés.

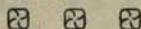
Este cuerpo que antes no era sino empleado, casi únicamente, en la preparación del ácido fluorhídrico, para el objeto de emplearlo en el grabado en vidrio, tiene, sin embargo, hoy día, numerosas aplicaciones en casi todas las ramas de la industria moderna. Así, por ejemplo, se utiliza en cerámica, en la fabricación de alfarería barnizada y de los vidrios opacos; también se emplea en la refinación de azúcar, en la destilería e igualmente en la fabricación de algunos cementos artificiales.

Sus aplicaciones metalúrgicas son cada vez más importantes, donde se utiliza generalmente como fundente. Es así como se le emplea en la metalurgia del hierro, para la preparación del acero y del hierro fundido; en la metalurgia del níquel, del oro, de la plata, del plomo, etc. Se le usa también en procedimientos de refinado por electrolisis, en el esmaltado de metales, etc.

Se debe tener presente que no todas esas industrias exigen al emplearlo la misma pureza del mineral, y si la cerámica, la óptica y la quí-

mica, (para la preparación de los fluoruros y fluosilicatos) exigen minerales muy puros, la metalurgia, en cambio, puede utilizar minerales cuya ley en fluorita no pase de 86%.

Es, pues, verosímil que la importancia del espato-fluor, cuyas aplicaciones son tan numerosas, irá siempre creciendo paralelamente al desarrollo de la industria.



COMO LOS SEPARADORES ELECTRO-MAGNETICOS Y ELECTRO-ESTATICOS HAN SIDO DESPLAZADOS POR SISTEMAS MAS MODERNOS Y ECONOMICOS EN LA PRACTICA DE LA CONCENTRACION.

por

F. BENITEZ.—A. R. S. M., D. I. C.

Ultimamente se ha querido hacer pasar a esos sistemas anticuados, de baja recuperación y aplicables solamente a minerales que difieren mucho en su permeabilidad (el caso de la separación electro-magnética) o a minerales que difieran mucho en su conductividad eléctrica (caso de la separación electro-estática), como la última palabra en concentración y aplicables a la inmensa mayoría de las minas chilenas y especialmente a aquellas de las provincias del Norte.

En la práctica se ha aprovechado la diferencia en permeabilidad de los diferentes minerales para separarlos unos de otros. Por ejemplo, la magnetita y la franklinita, que son fácilmente atraídos al campo de un electroimán, pueden ser separados de una ganga cuarzosa o de una ganga compuesta de silicatos ácidos por medio de separadores electro-magnéticos.

El profesor Taggart de la Universidad de Columbia de los E. E. U. U., en su famoso texto sobre la concentración de minerales (página 906), cita los siguientes casos como los más importantes en que la separación electro-magnética ha encontrado aplicación en la práctica:

Para separar los trozos de acero o de hierro que provienen de herramientas que se rompen en el trabajo y que pueden ocasionar serios deterioros a las máquinas de trituración y molienda de minerales, para la separación de la

magnetita de su ganga asociada, como el cuarzo, los feldespatos, la hornblenda, el granate, y la apatita; el hierro en concentrados de hierro y zinc, como por ejemplo, la pirita tostada de blenda inalterada, la pirrotita de la blenda, las blendas ferruginosas (marmatitas) de la pirita; el hierro contenido en un concentrado gravitacional de cobre y hierro, como por ejemplo, la siderita de la chalcopirita, la pirrotita de la chalcopirita, la franklinita de la willemita, la zincquita de la calcita, la wolframita de la casiterita, y la magnetita e ilmenita de las arenas con monazita, etc.

Algunos tipos de separadores electro-magnéticos especialmente contruídos, llegaron a tener aplicación para separar la pirita de un concentrado de baja ley de pirita y blenda después de una tuesta previa que hacía la pirita magnética, como por ejemplo, los minerales de blenda y pirita del estado de Wisconsin. El mismo libro antes citado da en su página 918 un costo de dólares 1.28 por tonelada para la tuesta y la separación electro-magnética, sin incluir los gastos generales, en una de las plantas que empleaba este sistema.

Este costo para la tuesta y separación electro-magnética solamente es igual al costo total, incluyendo chancado, molienda, reactivos, materiales, regalía, flotación, etc., para una planta de flotación de igual capacidad a la citada por Taggart.

Estos separadores electro-magnéticos también se emplean en las plantas de la Nueva Jersey Zinc Co., para separar la franklinita contenida en un mineral que tiene además willemite, zincueta y calcita.

Como se ve, la mayor aplicación de los separadores electro-magnéticos ha sido para separar el hierro contenido en concentrados de baja ley (middlings) de blenda y hierro; después de una tuesta previa. En todos estos casos en que había que separar la pirita de la blenda, los separadores electro-magnéticos han sido desplazados por la flotación con mejores resultados económicos.

SEPARACION ELECTRO-ESTATICA

Según el mismo autor citado, (página 949), quien en un libro de 1,600 páginas no alcanza a dedicar una página entera a la separación electro-estática, dice lo siguiente:

"Este procedimiento ha encontrado poco uso en la planta. La instalación más conocida fué la de la planta Midvale en Utah de la Compañía United States Smelting and Refining para separar la pirita de la blenda; actualmente ha sido reemplazada por la flotación diferencial.

Esta planta empleaba 60 separadores electro-estáticos Huff para producir un concentrado de zinc de baja ley, el concentrado bruto de zinc y hierro obtenido en las mesas. La capacidad de esta planta cuando se empleaba la concentración gravitacional era de 465 tons. al día".

Según un trabajo presentado por R. A. Pallanch, Superintendente de las plantas de la United States Smelting and Refining Co., al Congreso auspiciado por la American Institute of Mining and Metallurgical Engineers y celebrado en la ciudad de Salt Lake City en Agosto de 1927, esta planta de Midvale está tratando actualmente por flotación diferencial 800 tons. diarias de mineral complejo de plomo-zinc exclusivamente y obtiene concentrados de plomo y zinc de leyes muy superiores a las que se obtenían antes con la concentración gravitacional y electro-estática.

EL FRACASO DE LOS SEPARADORES ELECTRO-MAGNETICOS EN LOS MINERALES COMPLEJOS DE ZINC Y PLOMO EN EL ESTE DEL CANADA.

Según una monografía de C. S. Parsons, jefe del Departamento de Investigaciones del Bureau of Mines de la Provincia de Otawa en el Canadá, los antiguos procedimientos de con-

centración gravitacional y electro-magnético fracasaron cuando se trató de emplearlos para concentrar estos minerales complejos de plomo-zinc.

En la página 2 de dicha monografía, el señor Parsons, dice lo siguiente:

"El mineral de Notre Dame des Agnes, fué descubierto en 1910 y en 1912 Mr. Tetreault, se construyó una planta de concentración con la esperanza de tratar este mineral complejo por los sistemas que se empleaban en el distrito de Joplin (Estados Unidos)".

La planta no logró producir un concentrado de ley comercial (posible de vender).

En 1914 la Cia. Weedon Mining, arrendó la propiedad y reconstruyó la planta. La galena se concentraba por medio de una mollienda en etapas y en mesas. Se obtenía un concentrado de baja ley (middling) de zinc-hierro en las mesas y la flotación se empleaba para concentrar la blenda fina, pero como el sulfuro de hierro flotaba con el zinc, el producto era de una ley demasiado baja para venderlo. Para eliminar el sulfuro de hierro se construyó una planta de separadores electro-magnéticos y a la pirita no magnética se le daba una tuesta para convertirla a la forma magnética. Se vendió un tonelaje considerable de concentrados de zinc producidos de esta manera. Se dice que contenían 42% de zinc. El procedimiento era costoso y no podía ser considerado como un éxito comercial. Se abandonó en la propiedad un tonelaje considerable de concentrados de baja ley (middlings) que contenían alrededor de 24% de zinc y éstos se están tratando actualmente por flotación con bastante éxito por la British Metals Corporation de Canadá Ltda.

La propiedad Reader en la isla Calumet se trabajó intermitentemente desde 1896 a 1913. En 1910, se construyó una pequeña planta y se mandaron algunas remesas de prueba a Newark, N. J. En 1912, se construyó una planta de 150 toneladas, equipada con una chancadora de mandíbulas, rodillos primarios, arneros, rodillos secundarios, maritatas, Molino Huntington y mesas Wilfley y Overstrom. La planta trabajó sólo unos pocos meses y luego se paralizó. Los récords demuestran que se produjo un concentrado de plomo que podía venderse y que contenía por término medio 65% de plomo, 8% de zinc, 0.5% de cobre y 87 onzas de plata. Se obtuvo también un concentrado de zinc de baja ley que tenía por término medio 3.5% de plomo, 28% de zinc y 18 onzas de plata por tonelada y el resto eran sulfuros de hierro. Una muestra de las colas de plata tomada reciente-

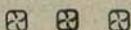
mente del desmonte, dió 1.77% de plomo, 12.15% de hierro, y 8.2% onzas de plata, lo que demuestra que la recuperación obtenida con el plomo y la plata fué muy pobre y probablemente no excedió al 50% de ambos minerales.

En la actualidad se tratan por la flotación estos minerales con resultados bastante halagadores.

Según el "Engineering and Mining Journal" (número correspondiente al 15 de Septiembre de 1928), gracias a una investigación hecha por el United States Bureau of Mines "ha sido posible reemplazar por flotación" la última "planta de tuesta y separación magnética" para zinc que quedaba en el estado de Wisconsin. La planta está situada en Platteville y la investi-

gación fué hecha por el Laboratorio del Bureau of Mines, ubicado en el valle del Mississippi.

Finalmente, en la reciente edición de Peele, "Mining Handbook" (1927), que es considerada por todos los ingenieros, como la obra técnica de consulta más completa y acabada, se ha suprimido totalmente el capítulo que trataba sobre los separadores electro-magnéticos y electrostáticos y su aplicación en la concentración de minerales, que aparecía en la edición de 1918 de la misma obra. Esto demuestra de una manera concluyente la aplicación cada vez más reducida que estos sistemas encuentran en la concentración comercial de los minerales de valor económico.



LA PRODUCCION MINERA Y METALURGICA FRANCESA EN 1927.

COMBUSTIBLES.—La producción hullera francesa, culminó el año 1927, es decir, se tuvo el notable aumento constatado desde fines de la guerra.

He aquí las tablas que resumen la producción en los últimos años:

	Toneladas		Toneladas
1927	53.000,000	1922	31.940,000
1926	52.477,000	1921	28.900,000
1925	48.054,000	1919	22.441,000
1924	44.955,000	1914	27.528,000
1923	38.543,000	1913	40.844,000

El aumento de producción respecto a la época de antes de la guerra, proviene, por una parte, (5.500,000 ton.), de la cuenca de Lorena y por otra, del conjunto de las antiguas zonas hulleras; pero sobre todo de las del Norte y de las del Paso de Calais, en que la extracción en 1927, fué alrededor de 33 millones de toneladas.

La disminución del consumo y la entrada de carbón extranjero son las causas que han detenido momentáneamente el aumento progresivo de la producción de la hulla francesa. El punto culminante se alcanzó en Marzo de 1927 con 4.822,530 toneladas y desde entonces la extrac-

ción mensual ha seguido decreciendo. A pesar de todo, al finalizar el año había un stocks de 3.300,000 toneladas, en las canchas de las minas.

El admirable esfuerzo de los productores de hulla para desarrollar la fabricación de coke ha dado sus frutos. La producción de este precioso combustible ha alcanzado a cerca de 4.200,000 toneladas únicamente en las fábricas de coke de los productores de hulla, contra 3.767,000 toneladas en 1926. A esta cifra hay que agregar 3.250,000 toneladas que corresponden a las fábricas de coke del Norte y del Paso de Calais.

Es de esperar que un resurgimiento próximo de las actividades industriales permita a las empresas hulleras salir de los stocks de carbón que las abruma. En caso contrario habría que establecer nuevas medidas de protección para la industria hullera, pues es inadmisibles dejar sin trabajo a los mineros franceses cuando nuestro país importa dos millones de toneladas de carbón extranjero mensualmente.

MINERALES DE FIERRO.—La producción de minerales de hierro, habría permanecido también estacionaria si no fuera por las necesidades de la metalurgia francesa que consume alrededor de 25 millones de toneladas por año. Por otra parte, los pedidos del extranjero han

sido de consideración en 1927, las exportaciones han aumentado mucho y en estas condiciones la producción total de minerales ha sido superior a 43 millones de toneladas:

1927	43.500,000	1924	29.044,000
1926	39.228,000	1923	23.349,000
1925	35.452,000	1922	21.106,000

Del total de 43 millones de toneladas de minerales, corresponden 24 millones a la zona de Meurthe-et-Moselle, que superó en más de tres millones de toneladas la producción de 1926.

Llegaremos ciertamente a producir un tonelaje de minerales de hierro igual al del carbón y tendremos, (ya hemos tenido), una compensación a nuestras importaciones de carbón en las exportaciones de minerales. Desgraciadamente esta compensación que puede ser equivalente en peso, no lo será en valor monetario.

Fuera de la cuenca de Minettes, la de Normandía, la de Anjou y la de los Pirineos Orientales tienden a desarrollarse, pero su tonelaje es muy pequeño con relación al de la primera.

Se sabe, por otra parte, que la producción y, sobre todo, las remesas de minerales de hierro de Aljeria, han aumentado sensiblemente en 1927, lo que no tiene nada de extraño después de la disminución constatada en 1926, como efecto de la crisis metalúrgica inglesa.

PRODUCTOS MINERALES DIVERSOS.

—Los resultados definitivos de la producción de minerales varios en 1927, no se conocen todavía, pero por deducción de las estadísticas de los diez primeros meses, se llega a las cifras aproximativas siguientes:

	1927	1926
	Ton.	Ton.
Asfalto	49,000	52,000
Bauxita	533,000	408,600
Pirita de hierro	200,000	189,000
Minerales de antimonio	3,100	2,900
„ de arsénico	51,200	49,900
„ de oro	69,000	69,300
„ de cobre	50	9,600
„ de plomo	26,000	16,000
„ de zinc	11,600	18,800
„ de zinc y plomo	9,300	17,500
„ de manganeso	2,400	2,625
„ de estaño y wolfram	5,300	4,500
Petróleo	75,800	69,870
Sal bruta de potasa	230,000	323,568
Sal de abono 20-22	584,000	533,197
Sal de abono 30-40	153,000	180,086
Cloruro de potasa	288,000	259,537
Total en K ² O	364,000	366,670

La mayoría de estas cifras son modestas y no ofrecen gran variación de un año a otro. La principal industria extractiva es la de la potasa, cuya producción media es 200,000 toneladas mensuales, mineral del que en las fábricas se elaboran los productos detallados más arriba. Las cantidades de minerales extraídos han sido las siguientes, en los últimos años:

1920	1.221,513	1924	1.664,606
1921	903,134	1925	1.926,348
1922	1.326,726	1926	2.317,954
1923	1.577,736	1927	2.200,000

Como se ve, durante el año 1927 no hubo un aumento en la producción de 300,000 toneladas, como en los anteriores, sino que se estacionó debido a circunstancias económicas menos favorables. Pero esta paralización no es sino momentánea porque el consumo de potasa en la mayoría de los países, está considerablemente retardado. En Francia el consumo es de 1,385 kgs. por hectárea de tierra cultivable, mientras que en Alemania este consumo llega a 21,4 kg. y en los Países Bajos a 48,5 kg. Si Francia consumiera la mitad de la potasa que Alemania consume por hectárea, consumiría 1.300,000 toneladas de K²O por año, es decir, cuatro veces la producción actual de la cuenca Mulhousien.

Notamos además, un crecimiento en la producción de la bauxita, la que se exporta en gran parte; de la pirita de hierro, aunque su producción es muy inferior a nuestras necesidades. Los minerales de oro y el petróleo no varían sensiblemente sus cifras de extracción. Gran disminución para los minerales de cobre debido a la casi paralización de la única mina en trabajo en 1926. Llama la atención la pequeña producción de antimonio, ya que no hace veinte años que Francia ocupaba un lugar sobresaliente en la producción de este metal.

FUNDICION DE ACERO.—La producción de fundición en 1927, es más o menos la misma que en 1926, o sea 9.300,000 toneladas contra 9.431,000. Se conocen las razones de esta estagnación que se constata en el cuadro que sigue:

	Fundición	Acero
	Ton.	Ton.
1927	9.300,000	8.200,000
1926	9.431,000	8.400,000
1925	8.494,000	7.446,000
1924	7.693,000	6.900,000
1923	5.431,000	5.110,000
1922	5.228,000	4.534,000

El número de altos hornos en actividad ha bajado de 156, el 1.º de Enero, a 140, únicamente el 31 de Diciembre, o sea, 16 de menos.

Como se ve, la metalurgia francesa después de haber doblado su producción en ocho años, está estagnada y aún decae un poco. Esta situación es mucho más grave en lo que se relaciona con los precios de venta. Aquí está propiamente la crisis y puede preguntarse qué pasará al respecto en 1928. He aquí como M. Cuvelette, presidente de los fabricantes de acero del Norte y del Este, afronta el porvenir en su discurso en la asamblea general de esta sociedad:

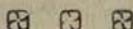
"Es fácil comprender que toda la industria francesa sufre el desequilibrio que se produjo, por motivo de las tasas de estabilización, entre las condiciones de precio de reventa de 1926 y de 1927. Esto es tanto más importante para la metalurgia francesa ya que está obligada a exportar más de la mitad de su producción. En el extranjero ella se encuentra en presencia de la competencia internacional, donde se hacen sentir más directamente las consecuencias de las tasas de cambio. Yo creo que no será perjudicial decir en cualquier tiempo, cuando se tiene la responsabilidad de una industria como la nuestra, la razón profunda por la cual la metalurgia francesa se encuentra este año en estado

de crisis. Ella está en crisis no porque sus méritos sean inferiores a los de los años precedentes, sino por las condiciones de hecho en que está colocada. Hay motivos para creer que el año 1928 no sea tan duro como el 1927".

Las usinas más afectadas por la crisis metalúrgica son las del Centro, del Oeste y del Sud-Oeste, mientras que las del Norte han seguido progresando.

El punto culminante de la producción metalúrgica se alcanzó en Diciembre de 1926, con 827,368 toneladas de fundición y 741,061 de acero. Desde entonces, el tonelaje ha venido decreciendo mes a mes, pero de un modo poco sensible. En otras palabras, la producción metalúrgica ha perdido en 1927 el aumento que había tenido en 1926, de suerte que nos encontramos el 1.º de Enero de 1928 al mismo nivel que el 1.º de Enero de 1926. Si este nivel se mantiene sin aumento ni disminución, no sería posible contar en 1928 con una producción de fundición y de acero superior a la de 1927. Algunos estiman también, que si las cifras respectivas de 9 y 8 millones de toneladas se mantienen, sería un gran éxito.

Se ve, en resumen, se trate de carbón o de hierro, que el año 1928, se presenta lleno de incertidumbres.



UNA REVISTA QUE HACE VER COMO SE LLEVA A CABO LA SEPARACION SELECTIVA DE LOS MINERALES (1)

El ingeniero H. S. Gieser, de Winthrop, California, ha publicado un interesante estudio (2), sobre los efectos de la separación selectiva de los minerales y como se trata de un asunto de gran importancia para la ingeniería minera y en particu-

lar, para la utilización de los yacimientos metalíferos de concentración reducida, hemos creído satisfacer una necesidad industrial, reproduciendo el estudio en referencia, traducido y ampliado para ponerlo al alcance de los interesados.

Por

MICHEL FORT,
Ingeniero de Minas.

El progreso de la flotación en los últimos pocos años, ha sido tan rápido y algunos de sus desarrollos, en gran escala, han sido tan importantes, que muchos directores de minas están escudriñando prolijamente los métodos de concentración para ver si la flotación no pudiera ser aplicada ventajosamente, a sus instalaciones. No hace muchos años que la separación

de la galena de la esfalerita era llevada a cabo con éxito, por la primera vez, en la flotación. Ahora las concentradoras de cobre están descartando la piritita sin valor y otras separan la chalcopiritita de la galena, incrementando gran-

(1) Tomado del Boletín de Minas, Industrias y Construcciones.—Lima.—Dic. 1927.

(2) Engineering and Mining Journal—Mayo 21 de 1927.

demente los rendimientos. Los resultados publicados y este trabajo están tan diseminados, tantos procedimientos han sido patentados y las diferentes instalaciones están tan separadas, que la presente revista de su literatura, por personal competente, es ofrecida como un auxilio a los operadores ocupados.

La flotación selectiva es un procedimiento delicado y el éxito puede alcanzarse solamente por una atención muy cuidadosa, para mantener constantes las condiciones de la operación. De primera importancia son: 1 — alimentación uniforme; 2 — densidad de la pulpa; 3 — finura de la molienda; 4 — cantidad y constancia de aceites y reactivos, y 5 — lugar en que son agregados, para cuidar de las ligeras desigualdades.

La densidad de la pulpa es algo que se descuida demasiado a menudo. No es un factor fácilmente visible y puede obtenerse un criterio de sus efectos, solamente por un largo muestreo hecho con cuidado. En la práctica, la dilución de la pulpa es usualmente regularizada para mantener la finura de la molienda que hubiera sido hallada como necesaria. Experiencias hechas con toda precisión han demostrado que la eficiencia de la molienda debería sacrificarse, hasta cierto límite, para mantener la densidad apropiada de la pulpa. La flotación selectiva se lleva a cabo generalmente, en una densidad de pulpa de 25 a 30 por ciento de sólidos. En cierto número de molinos, en donde se ha obtenido resultados aceptables, se usa indicadores de densidad de la pulpa y éstos son cuidadosamente vigilados.

El estudio al microscopio ha mostrado que muchos minerales deben ser finamente pulverizados para poner en libertad a las diferentes especies, de manera que pueda obtenerse rendimientos satisfactorios y productos de alta ley. Algunos molinos pulverizan a grado tal que el 60 al 90 por ciento del material pasa a través de 200 mallas. Un estudio detallado de los resultados obtenidos demostrará que el tube-mill o molino tubular es el que está eminentemente arreglado para este objeto.

Ha pasado ya el día de creer que en flotación, los aceites y reactivos deben ser agregados en cantidades invariables. Los molinos más nuevos están instalando dispositivos en los que se puede mantener, por el contrario, una amplia y positiva variación en la alimentación de reactivos.

Aceite de flotación, así llamados, o agentes, cierto número de los cuales no son absoluta-

mente aceites, son invariablemente compuestos orgánicos. Son capaces de formar una espuma o tienen la propiedad de adherir las partículas minerales a la espuma o bien ejercer ambos efectos.

Los agentes que acondicionan la flotación son generalmente compuestos orgánicos que afectan a las partículas de mineral de algún modo, probablemente depositando una película o barniz sobre su superficie, de manera que uno o más minerales que se desee separar de una mena, pueden ser flotados antes que otros. Algunos tienen un efecto sobre la tensión superficial. Los compuestos inorgánicos se agregan generalmente, antes de las celdas de flotación, frecuentemente en el circuito del molino de bolas. En la flotación selectiva, algunos de los reactivos son de acción muy lenta y se necesita tiempo para que se produzca el efecto deseado, de modo que la pulpa y los reactivos son agitados en uno o más tanques. Esta es generalmente la práctica, después de que un mineral ha sido separado, para preparar la pulpa para hacer flotar otro mineral. El aceite o los agentes, a menos que sean espesos y pesados como los alquitranes, pueden ser agregados en las celdas de flotación o en los emulsificadores. Cuando se usa xantato trabaja éste mejor cuando se agrega una pequeña cantidad en cada celda.

Algunas de las plantas que hacen buen trabajo en la separación de zinc y plomo, forman un concentrado total y separan un relave que se bota. Este concentrado es tratado en una máquina de flotación separada, en la que el zinc baja y el plomo es flotado y separado, quedando el zinc, por consiguiente, en el relave de la máquina. El circuito da un costo más bajo de reactivo y probablemente, un relave general también más bajo. Otras plantas encuentran dificultad en separar el zinc una vez que ha sido flotado, de modo que separan primero el zinc y eliminan un concentrado de plomo en una máquina primaria de flotación, y entonces, flotan el zinc en una segunda máquina. La esfalerita es un mineral contrario. El zinc y el cobre causan penalidades en las fundiciones, cuando hay un exceso de ellos y los destiladores de zinc no necesitan ni plomo ni cobre en los concentrados que compran y pagarán muy poco por ellos cuando están presentes.

El cuadro siguiente es tomado del Boletín N.º 17, Universidad de Utah, con algunas inclusiones hechas por Gieser:

Cuadro de flotabilidad relativa

Caliza	2.4
Cuarcita	5.3
Cuarzo — SiO_2	10.7
Sericita	12.7
Calcita — CaCO_3	18.5
Kaolinita — $\text{H}_4\text{Al}_2\text{Si}_2\text{O}_8$	60.0
Pirrotita — FeS
Antimoniuros
Arseniuros
Pirita — FeS_2	62.0
Pendtlandita — $(\text{FeNi})\text{S}$
Chalcopirita — CuFeS_4	66.0
Covelita — CuS	74.0
Bornita — Cu_3FeS_4	85.0
Esfalerita — ZnS	87.0—62.0
Tetrahedrita — $\text{Cu}_8\text{Sb}_2\text{S}_7$
Galena — PbS	92.0
Chalcocita — Cu_2S	93.0
Estibina — Sb_2S_3
Molibdenita — MoS
Grafito — C

Reactivos de acondicionamiento

Cal — CaO .
 Carbonato de sodio — Na_2CO_3 , Bicarbonato de sodio — NaHCO_3 — Ceniza de soda Na_2CO_3 .
 Acido sulfúrico — H_2SO_4 .
 Hidróxido de sodio — NaOH .
 Cianuro de sodio — NaCN . — Cianuro negro — $\text{Ca}(\text{CN})_2$.
 Sulfato de zinc — $\text{ZnSO}_4 + 7\text{C}_2\text{O}$.
 Sulfuro de sodio — Na_2S .
 Sulfito de sodio — $\text{Na}_2\text{S}_2\text{O}_3$.
 Bicromato de sodio — $\text{Na}_2\text{Cr}_2\text{O}_7$.
 Silicato de sodio — Na_2SiO_3 .
 Sulfato de cobre — Cu_2SO_4 .

Reactivos de flotación

Aceites de pino.
 Acido cresílico.
 Alquitrans de hulla.
 Alquitrans de gas de agua.
 Creosotas de alquitrán de hulla.
 Creosotas de madera.
 Thio-carbanilido. — Mixtura T-T.
 Xantato.

Agentes de acondicionamiento

La "cal" es el más importante reactivo alcalino empleado hoy en la flotación; es general-

mente barato y abundante y como su acción positiva, arrastrando la pirita, está siendo mejor comprendida, hay más plantas que la están adoptando actualmente. La selección de la pirita estéril en la concentración de minerales de cobre, por el uso de la cal y de la mixtura T-T o el xantato, ha hecho provechoso el tratamiento de minerales de menor ley y ha permitido a las minas mantenerse en trabajo, mientras que, en otras circunstancias, se verían obligadas a suspenderlo durante la presente baja del precio del cobre. Se le usa generalmente, con minerales de cobre, pero frecuentemente excelentes resultados pueden obtenerse con los minerales de plomo-zinc. La proporción por emplearse variará en cada caso individual, pero esta operación es generalmente crítica: probablemente no más de una libra por tonelada de solución, sería suficiente. La alcalinidad debe ser controlada por filtraciones cada media hora, con ácido standard, usando fenol-ftaleína como indicador. Una alta alcalinidad hará separarse la galena en el relave, pero no tiene un efecto tan completo sobre la esfalerita, y se necesitaría más xantato.

Al tratamiento del "agua" usada en flotación debe dársele el mayor cuidado. Resultados publicados del trabajo hecho en Cananea, prueban conclusivamente que el control de las sales solubles era absolutamente necesario antes de que se pudiera aplicar con éxito, la flotación selectiva y en el tratamiento de las pilas de relaves y materias lamosas, la cuestión relativa a las sales solubles es más seria. Afortunadamente, la cal es barata y es un reactivo eficiente para combatir este peligro.

El "bicarbonato de sodio" o ceniza de soda, se emplea usualmente como reactivo alcalino en la separación de galena y esfalerita. Es práctica común emplear de cinco a seis libras por tonelada de mineral. Este reactivo, con aceites, tiene acción selectiva sobre la galena, pero se emplea usualmente, en adición, reactivos, algo más positivo.

El "ácido sulfúrico" se empleó anteriormente en la flotación de zinc, en escala considerable, pero ahora se emplea generalmente una pulpa alcalina.

El "hidróxido de sodio" se usa, en cierta proporción, en la separación de zinc-plomo para contrarrestar el efecto de los aceites empleados para la flotación del plomo.

El "sulfuro de sodio" evita que flote la esfalerita, pero tiene una ligera tendencia a hacer flotar la pirita. En un caso, se agregó "cal" y "sulfito de sodio", pulverizados en contacto con

el mineral en un molino de bolas. Después de la flotación del plomo, la pulpa fué espesada para eliminar la masa de cal y sulfito. Entonces fué diluída la pulpa con agua fresca hasta la densidad requerida y se agregó bicarbonato de sodio, sulfato de cobre y aceite para separar el zinc. En Sunnyside, Colo, se obtuvo un marcado éxito usando sulfito de sodio en un circuito con bicarbonato para evitar la flotación de la esfalerita. Demasiado sulfito impide la flotación de todo.

El "silicato de sodio" es muy usado en la flotación de plomo y de zinc-plomo. Auxilia, dando espuma porosa que es un auxiliar en la eliminación del "insoluble". Tiene un efecto beneficioso sobre los sulfuros ligeramente oxidados, permitiéndoles aceitarse mejor y así activar la flotación. Debe evitarse un exceso, porque una espuma demasiado liviana deja caer los sulfuros.

El "fosfato ácido de sodio", los "permanganatos" y los "cianuros" complejos se han usado en los laboratorios, para dejar pasar la esfalerita en el relave. El ácido "crómico" y algunos "cromatos" actúan de igual modo con la galena. La sal de sodio es efectiva y más barata y su uso para separar la galena y la chalcopirita, merece serio estudio. El "bicromato de sodio" en una solución ácida, con 0.1 a 0.15 C. C. de ácido sulfúrico, a 1 gm. de la sal, rápidamente vuelve amarilla a la galena, tal vez formando un cromato de plomo. También cubre lentamente a la pirita, impidiendo así su flotación. Se usa en la Consolidated Mining & Smelting C. en el Canadá, muy probablemente para eliminar la pirita. Algunas de las sales de "cadmio" son separadoras de la galena, eliminándola en el relave. El "cloro gaseoso" tiene un efecto semejante sobre la esfalerita y el "dióxido de azufre" ha sido usado, en escala industrial, pero el manejo mecánico de los gases es difícil.

El cianuro en la flotación.—El uso del "cianuro", desarrollado por Sheridan y Griwold, en Timber Butte, depende del hecho que la adición de una pequeña cantidad de un cianuro alcalino en un circuito, con una sal alcalina, retarda la separación de la esfalerita, de modo que la galena y otros sulfuros pueden ser removidos antes que aquélla. Se ha comprobado, bajo el microscopio, que se deposita sobre las partículas de esfalerita, una película que probablemente retarda su flotabilidad. Algunos décimos de libra por tonelada de mineral es generalmente suficiente y comunmente se le usa con ceniza de soda o bicarbonato de sodio. A veces necesi-

ta no ser alcalina. Gieser dice estar familiarizado con un mineral sobre el que se obtuvo buenos resultados con dos libras por tonelada de ceniza de soda, siendo los resultados comparables a los obtenidos sobre el mismo mineral, usando un circuito de cal.

Tucker y Head han demostrado, en una serie de experimentos cuidadosamente preparados, que en un circuito alcalino, la adición de una libra de cianuro por tonelada de mineral, tiene sólo pequeño efecto sobre la galena, retarda la flotación de la esfalerita y deja escapar la pirita en gran proporción. Hay alguna divergencia en lo que respecta al efecto del cianuro sobre minerales de cobre. Sólo 0.6 libra por tonelada se usa en Utah-Apex para dejar escapar el cobre. También ha sido usado en la planta Internacional de Tooele, con el mismo propósito.

Un "cianuro alcalino", en un circuito alcalino, en conjunción con "sulfato de zinc", tiene aún un efecto más eficaz para evitar la flotación de la esfalerita y menos, sobre la pirita. Hay en el mercado dos variedades de sulfato de zinc: una es $ZnSO_4 \cdot 7 H_2O$; la otra $ZnSO_4 \cdot 2H_2O$. Aproximadamente tres partes del primero por una parte de cianuro de sodio y dos partes del último por una parte de cianuro, dará un precipitado, coloreado en crema, de $Zn(CN)_2$, soluble en un exceso del cianuro. En la práctica industrial, los dos pueden ser mezclados y alimentados en el circuito del molino de bolas. Cuando aparece el precipitado algo gelatinoso, la proporción de cada uno es correcta. Resultados errados se obtuvieron en Anaconda y otras plantas, hasta que se agregó la proporción correcta de éstos.

El "sulfato de zinc" sólo es un agente que impide flotar a la esfalerita, pero no parece ser de mucho uso en la práctica. En cierto número de plantas puede obtenerse una buena separación de galena y esfalerita con cianuro solo; otros usan el cianuro en combinación con este sulfato. En Anaconda, con una espuma compacta, se obtiene concentrados de alta ley, con un buen rendimiento, usando la combinación indicada. Otras plantas tienen dificultad para dejar escapar el zinc.

El cianuro tiene otro uso importante en la flotación de minerales de cobre, ricos en piritas. En unos casos, por la adición de una pequeña proporción de cianuro, en un circuito alcalino, se ha producido un concentrado de cobre de alta ley y la mayor parte del fierro fué eliminado. En otros casos, tratando un mineral de cobre, plomo, zinc y fierro, el cianuro fué agregado en

la celda destinada a limpiar el zinc y resultados beneficiosos se obtuvieron eliminando la pirita, produciéndose así un concentrado de alta ley. Cuando no es necesario el uso continuo de cianuro en las celdas limpiadoras del zinc, la espuma se vuelve accidentalmente llena de pirita y una adición de un poco de cianuro la separa rápidamente, de modo que pone al operador en condición de volver a la marcha normal, en un corto tiempo.

El "sulfuro de sodio" auxilia la flotación de los minerales oxidados de plomo y de cobre, dándoles superficialmente una película de sulfuro. También se ha usado para eliminar una película o barniz de los minerales sulfurados, de manera que se puede obtener mejores rendimientos. La pirita es el más difícil sulfuro corriente para flotar y el sulfuro de sodio es en este caso, un valioso auxiliar. Es sabido, desde varios años, que el sulfuro de sodio tenía una influencia de depresión sobre la esfalerita, pero tocó a Hellstrand adoptarlo comercialmente en la planta de Timber-Butte. Puede ser usado para separar cobre, plomo y hierro del zinc. Un mineral que fué ligeramente barnizado, de la mina Sullivan, fué sometido a una prueba. El sulfuro de sodio aumentó la extracción del plomo, pero pasó con él mayor cantidad de hierro; también mayor cantidad de hierro tendió a flotar con el zinc. De una a seis libras de sulfuro de sodio, es generalmente suficiente.

Por el procedimiento Hellstrand entra más hierro en el concentrado de plomo y el hierro está generalmente en demanda en las fundiciones de plomo; pero hay más producto y por eso, el flete y los gastos de tratamiento son más elevados. También el concentrado de plomo puede llevar una cantidad total mayor de zinc. El costo del reactivo es menor. El sulfuro de sodio en exceso, no deja flotar la galena; también los sulfuros de plata. El procedimiento del cianuro tiene mucho más amplia aplicación que el procedimiento del sulfuro.

En la propiedad de Shattuck Denn, en Arizona, se usa dos libras de sulfuro de sodio por tonelada, para sulfurar un mineral de carbonato de plomo con ganga silicosa. Mejores resultados se obtuvieron por la adición de silicato de sodio, xantato, alquitrán Lewis y aceite de espumación N.º 70. El silicato de sodio, el xantato y parte del alquitrán y de aceite de espumación, se agregan en el molino de bolas; el sulfuro de sodio y el resto del alquitrán y del aceite espumante, se agrega en el mezclador. El xantato regulariza los resultados. Entre otras cosas, se encontró: que no era necesario un plazo para

la aplicación del sulfuro de sodio; que el uso del silicato de sodio reduce el monto del sulfuro de sodio necesario y da un concentrado de mayor ley; que la flotación de los minerales de plomo oxidados es tanto una cuestión de atención y de experiencia de los operadores, como del tipo de la máquina de flotación que se emplee, prefiriéndose las máquinas de aire mecánicas; que el carácter del agua que se emplee es de importancia y que el exceso de hierro en el agua es perjudicial, tanto para la extracción del plomo como de la plata.

El "sulfuro de bario" o ceniza negra se ha usado, con algún éxito, como sulfurante. Se le usa como defloculador en la planta de Silver Dyke, en Montana.

El "sulfato de cobre" es uno de los reactivos de mayor importancia que se usa hoy para la flotación del zinc. Ayuda, para dar mayor rendimiento y la adición de la cantidad correcta da un concentrado de zinc limpio. Demasiada cantidad hace flotar la pirita. Es importante para reactivar la esfalerita, después de la flotación del plomo y cobre.

En la flotación selectiva de minerales de chalcopirita y níquel, en presencia de pirrotita, los requisitos esenciales son los mismos que para la eliminación de la pirita; es decir, hacer la pulpa alcalina por la cal o la ceniza de soda y los nuevos agentes de flotación. La chalcopirita flota con más facilidad que los minerales de níquel.

Agentes de flotación

El "aceite de pino", destilado al vapor, es el agente más universalmente usado como agente de espumación en la flotación y es el standard, por el cual se compara los demás aceites. Para muchos minerales no se requiere otro aceite o reactivo.

El "ácido cresílico" es muy usado en la flotación de plomo. Tiene propiedades selectivas, pero no es buen colector. Tiene menor tendencia para flotar pirita que el aceite de pino.

Los "alquitranes de hulla" tenían antiguamente amplia aplicación en flotación, pero no son muy usados ahora. Son generalmente buenos colectores, pero tienen la tendencia de arrastrar demasiada ganga.

El "alquitrán de gas de agua" se usa de cierto modo, en la flotación de zinc para ayudar a limpiar el relave.

Muchas clases de "creosota" han sido empleadas en flotación—creosotas de alquitrán de hulla, creosotas de madera y compuestos de

aceites de pino. Los más importantes aceites de alquitrán de hulla son los que contienen un alto porcentaje de ácidos, como el fenol y el creosol. El llamado Barret N.º 4 es tal vez el más popular; se le ha usado con éxito, con muchas especies de minerales, generalmente en conjunción con aceite de pino. Las creosotas de madera, como la de Cleveland-Cliffs Iron Co. N.º 2, han sido empleadas por muchos años. Son buenos espumantes y buenos colectores y han tenido vasta aplicación, particularmente en plomo. Algunos de los aceites más usados de Barret, particularmente el N.º 634, es importante para ayudar a hacer un relave limpio de zinc.

Muchos de los aceites colectores más baratos, como el aceite mineral crudo, y el aceite de pizarra, tienen un gran consumo local.

Antiguamente se usó grandes cantidades de kerosene ácido en la flotación de cobre y zinc, particularmente en Anaconda. Es un producto de desecho de la refinación del kerosene por el ácido sulfúrico concentrado y contiene hidrocarburos complejos inestables y ácidos sulfúrico y sulfónico. Se reconoció desde un principio, que era el azufre presente el que producía el efecto. Así muchos aceites fueron compuestos y tratados con azufre, en un depósito abierto o cerrado. Estos son conocidos con el nombre de "aceites reconstruidos" y fueron usados con un éxito marcado, por las grandes compañías de Utah y Arizona, por muchos años. Lo siguiente servirá como ejemplo: Una carga consistente de 1,050 libras de aceite de horno insuflado, 150 libras de aceite de pino y 50 libras de azufre. El aceite de pino y parte del aceite de horno insuflado se colocaron en un depósito; entonces el azufre es lavado con el resto del aceite del horno insuflado y lentamente calentado en un depósito, a baja presión, hasta alcanzar una presión de 7 a 8 libras, la que se mantiene por ocho horas. Tales productos son inestables.

Muchos compuestos orgánicos que contienen azufre fueron probados sistemáticamente para los fines de la flotación, particularmente para la General Engineering C.º y la Mineral Separation. El primero en alcanzar preeminencia es un producto de alquitrán de hulla, Thio-carbanilido, o técnicamente difenilthiourea que es un polvo y se disuelve con gran dificultad en agua. Pequeñas cantidades son agregadas secas, en el circuito del molino de bolas, en donde posee poderosas propiedades colectoras, pero con cierta tendencia a hacer flotar la ganga. Su principal aplicación es cuando está disuelto en la proporción de una parte de thio-carbani-

lido en cuatro partes de ortho-toluidina, que es un líquido. Es entonces que se le conoce con el nombre de "mixtura T-T". La mixtura debe ser calentada a cerca de 80° C, por varios minutos y guardada caliente. Tiene solamente un débil poder de espumación y es usada generalmente con aceite de pino. La mixtura T-T, es usada con muchos minerales diferentes. Es muy selectiva en lo que concierne a la pirita, permitiendo obtener productos ricos con rendimientos buenos. Encuentra vasta aplicación en el campo del cobre y del plomo-zinc, en que los resultados perfeccionados justifican su costo elevado.

El "xantato de sodio" es el agente de flotación más universal en uso hoy, siendo aplicado a la mayoría de los minerales. Fué desarrollado su empleo por la Minerals Separation en una sistemática investigación. Se prepara comercialmente mezclando soda cáustica, alcohol y bisulfuro de carbono, en proporciones moleculares. Es fácilmente soluble en agua y se usa en varios porcentajes. El xantato de sodio, en un circuito de cal, se usa en muchas de las concentradores de cobre de los Estados Unidos, con las variaciones que demandan las condiciones locales. No es muy selectivo con la pirita y así debe ser usado vaciando un poco en cada celda. Propiamente determinada su proporción da un concentrado rico y un relave de baja ley. Es vastamente empleado en la flotación del zinc, frecuentemente con la adición de un aceite para limpiar el relave. Por ejemplo, Anaconda usa xantato y el aceite de horno insuflado Scotch para el zinc; otras instalaciones usan xantato con alquitrán de gas de agua o Barret N.º 634.

Una parte considerable del éxito de la flotación selectiva, es debida a la mixtura T-T y al xantato, desde que no son tan susceptibles de cambios, como los aceites y no se necesita excesivo cuidado en las manipulaciones.

La American Cyanamid C.º, ha introducido recientemente un nuevo agente de flotación, el "ácido fosfo-cresílico", que consiste esencialmente de ácido cresílico concentrado reconstruido con pentasulfuro de fósforo. Fué desarrollado en una investigación por la Utah Copper Co., como un agente que hace flotar el cobre y separa la pirita. La compañía asegura que haría lo mismo con el cobre, plomo y zinc. Si esto es cierto, será bien venido para los superintendentes de muchos molinos que tienen un exceso de pirita estéril.

La Utah-Apes usa un compuesto de la General Engineering Co., conocido con el nombre

de "mixtura T-A", que es thiourea, disuelta en analina. Tiene la ventaja sobre la mixtura T-T, de no cristalizar a las temperaturas ordinarias.

Flotabilidad de las gangas minerales

En un folleto recientemente publicado por la Escuela de Minas, Universidad de Utah, se recuerda los resultados de algunos experimentos muy importantes sobre las propiedades flotativas de algunas gangas minerales corrientes. Algunos de los reactivos usados en la práctica fueron agregados al cuarzo y calcita, entre otros, solos o con adición de galena. Los resultados indican que la "cal" aumenta la flotabilidad del cuarzo hasta cierta proporción, pero disminuye la de la calcita. El "cloruro de calcio" disminuye la flotabilidad del cuarzo. Las "sales de sodio" son separadoras de ambos, cuarzo y calcita, siendo unas más efectivas que otras. En una mezcla de galena y una ganga mineral, los resultados son, de cierto modo, diferentes.

En general, los reactivos tienen diferentes efectos sobre la flotabilidad de la ganga, y de los minerales de valor A veces separan la ganga y no afectan a los minerales que se desea aprovechar. En otros casos, separan el mineral que se desea y no afecta a las gangas y aún en otros casos, dejan pasar el mineral útil y hacen flotar la ganga. Generalmente, más ganga flota cuando está presente un sulfuro.

En el año pasado, el U. S. Bureau of Mines publicó un folleto sobre la flotación de la caliza, separándola de la ganga silicosa. Buenos resultados se obtuvieron con casi iguales proporciones de "ácido oleico" y "cresol", no agregándose ningún reactivo.

Es plenamente evidente que debería darse mayor atención en las pruebas de flotación a la conducta de los reactivos sobre las gangas minerales del mineral que se experimenta. Si se consigue un depresor positivo para el cuarzo o una ganga silicosa, muchos depósitos de varios minerales, favorablemente situados con respecto al transporte, al agua y al combustible, pueden ser transformados en materiales comercialmente útiles, por los medios indicados. Minerales como el yeso, fuorina, magnesita y barita, pueden ser flotados por el "ácido oleico, en presencia de silicato de sodio".

Las instalaciones de concentración

La cuestión relativa a las "máquinas de flotación" tiene que ser tratada con mucho tino, pues las iniciales están protegidas por patentes,

por la experiencia local y por preferencia distrital. Poco puede agregarse a la referencia de Fahrenswald: las máquinas más eficientes son las que dan intensa aireación con burbujas finamente diseminadas y una circulación efectiva y positiva de la pulpa, las que deben hacerlo económicamente en instalación y operación. La máquina de Forrester que está ganando en popularidad en el Sudoeste de los Estados Unidos, parece llenar los requisitos antes anotados. Los más modernos molinos del Oeste se inclinan al uso de las máquinas de la Mineral Separation o de Callow. El tipo de cilindro horizontal es favorecido en la región de Tri-State. Para algunos minerales difíciles de tratar, los tipos mecánico y neumático en series, han resultado aptos para dar mayor rendimiento y en pocos lugares se ha empleado máquinas destinadas únicamente a ser aprovechadas en un circuito más rudimentario.

Las "mesas de concentración" están siendo empleadas más frecuentemente como indicadores. Bien pueden no dar concentrado, desde que sus productos se unen al circuito, pero se usan como una placa de sacudidas continuas, de modo que los operadores pueden constantemente notar los cambios en aceites y en alimentación.

Gieser había estado relacionado con un gran "laboratorio de investigaciones" y ha podido observar los más diversos procedimientos desde la operación en grande escala de laboratorio, hasta las instalaciones de pequeña escala comercial. Los resultados obtenidos en una máquina de una sola celda M. S. son indicativos de lo que puede obtenerse en una máquina de laboratorio M. S., de doce celdas y un pulverizador tubular de dos pies de diámetro por tres pies de largo. En otras palabras, un molino completo, en miniatura, que opera día tras día y nada más; y habrá que proceder otra vez, cuando se pase a una base comercial, pero puede obtenerse una experiencia interesante y datos de valor. Es difícil aplicar las informaciones obtenidas de un simple experimento a la operación de una instalación industrial, de un solo golpe. Por eso, es de importancia disponer de laboratorios de experimentación, comercialmente equipados, en diferentes partes del país y contemplando todos, el trabajo de la flotación selectiva, darán resultados útiles.

Según Gieser, una compañía, con la que es familiar, tiene un mineral que lleva, entre otros metales, 15 por ciento de zinc y 15 por ciento de hierro con pirita, que tiene una decidida tendencia a la flotación. Su ubicación necesita pa-

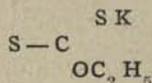
gar un flete elevado sobre el concentrado húmedo. Se encontró, con mucha dificultad, el medio de hacer un concentrado de flotación que lleva 50 por ciento de zinc con un rendimiento satisfactorio, pero con un concentrado que lleva 45 por ciento de zinc se asegura mejor rendimiento, de modo que el problema se resuelve por aglomeración. La alimentación a la máquina de aglomeración de Dwight-Lloyd, lleva de 7 a 9 por ciento de azufre y consiste en $\frac{1}{4}$ de concentrado de zinc que lleva 30 por ciento de azufre y 45 por ciento de zinc (cuando se trata el grado indicado de mineral) y $\frac{3}{4}$ de aglomerado acabado, de menos de 2 por ciento de contenido de azufre. Se elimina el agua y el producto contiene 55 por ciento de zinc. El azufre es reemplazado por el oxígeno, pero hay una reducción del sulfuro de zinc a metal. Cuando las dificultades mecánicas de una planta calculada para otro fin, son resueltas, se estima que el costo de la aglomeración, será menos de \$ 2.50 por tonelada de concentrado crudo. Es dudoso cuál sería la capacidad.

Todo lo dicho en este artículo es cierto, sólo en sus líneas generales, pues el autor Gieser declara que sabe perfectamente bien que muchas de estas conclusiones son contrarias a la experiencia de algunos operadores, cuando condiciones especiales afectan los resultados.

Excelentes indicaciones se obtiene de un folleto publicado por la Southwesterns Engineering Corporation: ellas están en gran parte comprendidas en el presente estudio.

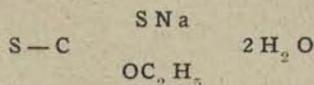
Para terminar éste conviene agregar un resumen de las propiedades de ciertos reactivos de flotación de nueva aplicación.

Xantato de potasio: El xantato potásico corresponde a la fórmula:



y se lleva al comercio de una ley de 96/98%. Es un producto finamente cristalizado de aspecto amarillento y de débil olor. En agua es fácilmente soluble.

Xantato de sodio: El xantato de sodio cristaliza con dos moléculas de agua y corresponde por peso a la fórmula:



El producto que se lleva al mercado contiene 95% del cuerpo de la citada composición. Calculando sobre xantato anhidrido, corresponde esto a 76%. El xantato sódico forma laminillas cristalinas amarillentas que se disuelven con extraordinaria facilidad en el agua. El producto se suministra también en forma fundida, como una masa cristalina de color anaranjado. Esta última forma ofrece la ventaja de una economía considerable de embalaje, debido a su alto peso específico.

Los xantatos se emplean en conjunto, con espumificadoras y colectores. Con frecuencia se usan también juntamente con sulfato de cobre.

Dar instrucciones generales es tan imposible en éstos, como en los demás productos para flotación, puesto que deben ser ensayados según la naturaleza del mineral por flotar. Los xantatos se emplean en primer lugar, en la flotación de minerales sulfídicos de cobre, zinc, hierro y plomo. En quijos que contienen plata y oro, se aumenta la ganancia de estos metales. Según todos los ensayos que con los xantatos ya se han practicado en muy grandes escalas, ofrecen estos productos grandes ventajas sobre los que anteriormente se usaban.

Se emplea los xantatos en forma de una solución acuosa en cantidades de 50 a 250 gramos, por tonelada de quijo. En casos excepcionales, se usaron hasta 600 gramos por tonelada. Generalmente se emplea los xantatos en pulpas alcalinas (adición de soda o cal) y frecuentemente junto con sulfato de cobre, sulfuro de sodio o sulfuro sódico. Mientras que antes se trabajaba casi exclusivamente con xantato de potasio, se da ahora muchas veces la preferencia al xantato de sodio.

Alfa naftilamina (X-Cake): Es un cuerpo bien cristalizado. Sirve en primer término, como colector y posee por sí mismo un poder espumificador suficiente para servir en la flotación de ciertos minerales. En agua fría se disuelve con dificultad. Por eso se agrega convenientemente, como cuerpo consistente, al quijo antes de moler este último en húmedo. Si se quiere usarlo en solución se disuelve hirviéndolo con 600-800 partes de su peso de agua y añádesese esta solución a la pulpa inmediatamente antes de la flotación. Generalmente se necesita de 100 a 500 gramos de Alfa-Naftilamina por tonelada de quijo.

Xilidina: Es un líquido aceitoso de color parduzco. Es un reactivo más bien espumificador que colector. Muy bien sirve como disolvente para Alfa-Naftilamina y se emplea por eso casi exclusivamente para aumentar la fuerza espu-

mificante de esa substancia, para mejorar la solubilidad de ella en la flotación.

Mezcla X Y: Es una solución de 60% de Alfa Naftilamina en 40% de Xilidina, que se emplea en la forma y cantidad más arriba indicadas.

Tiocarbanilido (Diefenil-Tio-Hornstoff): Es un polvo cristalino blanco o casi blanco. Se disuelve difícilmente en agua y debe ser agregado al quijo antes de moler éste en húmedo, en cantidades de 25-100 gramos por tonelada. Si se trabaja con Tiocarbanilido o con mezcla T. T., es recomendable añadir además, una pequeña cantidad de espumificante. El aceite de pino (Pine Oil) es para eso especialmente adecuado; también se emplea trementina (aguarrás) para el mismo objeto.

Orto-Toluidino: Es un líquido de un poder colector y espumificador relativamente escaso. Se emplea casi solamente como disolvente del Tiocarbanilido en forma de

"Mezcla T T", que contiene de 15-25% de Ticarbanilido y de 86 a 75% de ortotouidina. Por el frío se separa después de algún reposo, el Tiocarbanilido en forma de cristales. Estos cristales se pueden disolver fácilmente calentando la mezcla T. T. antes de usarla a unos 80 grados C. La mezcla tiene un poder espumificante escaso y se emplea por eso, en general, junto con aceite de pino como espumificador. La mezcla T-T debe añadirse inmediatamente antes de la flotación. La adición normal es de 100 a 200 gramos por tonelada.

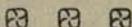
X Y Z Mezcla: Es una solución que contiene

60% de Aifa-Naftilamina, 30% de Xilidina y 10% de Tiocarbanilido. Se agrega inmediatamente antes de la flotación y puede emplearse en lugar de la mezcla T T y aceite de pino. La adición normal es de 100 a 150 gramos por tonelada de quijo.

La experiencia personal que el suscrito tiene realizada con relación a la aplicación de la flotación a distintas especies minerales, de formación más o menos compleja, le permite indicar que en los casos generales, los resultados se acercan efectivamente a las indicaciones del estudio que precede y que muy particularmente, el empleo del aire, en cantidades variables, en combinación con esos reactivos, ha permitido obtener una verdadera diferenciación en los productos útiles, alcanzando selección, por medios sencillos y económicos.

Los mejores resultados selectivos los ha obtenido en los aparatos de la Mineral Separation, en razón de la serie de celdas sucesivas, que permiten modificar las condiciones del tratamiento, dentro de la marcha general.

En el laboratorio de la Escuela de Ingenieros de Lima la experimentación sobre minerales de diversa composición y de distinta procedencia, han dado, en casi todos los casos, resultados favorables, siguiendo metódicamente las modificaciones indicadas por aquélla.



EL CARBURO DE CALCIO Y LA CIANAMIDA DE CALCIO

POR

LUCIEN MAUGE

I

HISTORIA

El carburo de calcio fué descubierto en 1862 por Wöhler, que lo obtuvo calentando carbón, a una alta temperatura, con una aleación de zinc y calcio. En 1891, Moissan emprendió el estudio de la acción de las altas temperaturas sobre la reducción de los óxidos metálicos, y empleó para ello su horno eléctrico, que se componía de ladrillos refractarios unidos con cal viva y de dos electrodos de carbón. La energía eléctrica la generaba un dinamo de 30 amperes y 55 volts. Los óxidos por reducir estaban colocados en un crisol de carbón. En su primera experiencia, Moissan notó que el carbón del crisol se combinaba con la cal de los ladrillos que le servían de soporte y que el líquido resultante se convertía al enfriarse en pequeños cristales de un cuerpo que pronto se vió que correspondía al carburo de calcio. Moissan indicó el proceso de esta formación en una comunicación del 12 de Diciembre de 1892, a la Academia de Ciencias, sin darle importancia al producto, pues en su carta insistía especialmente sobre la reducción de los óxidos metálicos por el carbón en el horno eléctrico.

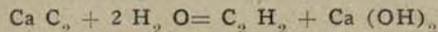
Más o menos en la misma época, Wilson, en Estados Unidos, estudiaba igualmente, la obtención de metales puros en el horno eléctrico y el 9 de Agosto de 1892, pedía una patente, declarando haber utilizado su horno eléctrico en la preparación del carburo de calcio. El 16 de Septiembre de 1892, escribía a Lord Kelvin, anunciándole el envío de muestras de carburo. La respuesta del ilustre sabio inglés, fué muy breve, pues ningún análisis pudo hacerse del producto. Wilson había obtenido probablemente carburo de calcio amorfo, mezclado con el carbón en exceso. Las experiencias de Moissan y Wilson, son indudablemente, los trabajos ori-

ginales de mayor importancia de aquella época, relacionados con la preparación de los carburos metálicos.

Es también en 1892, cuando Maquenne preparó el carburo de bario que descomponía con el agua para obtener gas acetileno, pero no tenía en vista más que la producción de acetileno para laboratorio. En 1893, Chaplet obtenía carburo de calcio en un horno eléctrico sin poderlo identificar. Es solamente en 1893 cuando se pidió, por Louis-Michel Bullier, una patente (236,160), para la preparación de carburos de metales alcalino-terrosos.

Agregado a los laboratorios de Maquenne y de Moissan, Bullier trató de determinar las condiciones precisas de la formación del carburo de calcio, que hasta entonces no se había tratado de obtener puro. El día, en su patente de 9 de Febrero de 1894, el método de la fabricación industrial del carburo de calcio, la fórmula de composición Ca C_2 , y las proporciones relativas a la carga del horno. Indicaba además, que por la acción del carburo de calcio sobre el agua se podía obtener gas acetileno para la industria, a un precio conveniente que sería en todo caso, función del precio de la energía eléctrica indispensable para la formación del carburo. El 5 de Marzo de 1894, Moissan daba a la Academia de Ciencias, las características del carburo de calcio cristalizado y puro.

El carburo de calcio se presenta bajo la forma de cristales opacos y atornasolados. Se descompone por el agua según la ecuación:

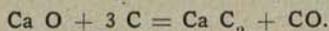


con desprendimiento de 500 calorías por kilogramo de carburo.

Un kilogramo de carburo puede producir a cero grado y 760 mm. de presión, 350 litros de acetileno. Se obtiene prácticamente una producción de 275 a 300 litros en análogas condiciones.

PREPARACION INDUSTRIAL DEL CARBURO DE CALCIO

La fabricación industrial del carburo de calcio está basada en la reacción de Moissan:



que se realiza a una alta temperatura en un horno eléctrico con electrodos de carbón. Si se aplicara esta ecuación cuantitativamente, se debería obtener una tonelada de carburo de calcio con 875 kgs. de cal y 560 kgs. de carbón; pero prácticamente se obtiene un carburo de calcio con 80% de pureza que da un promedio de 280 litros de acetileno por kilogramo. El 20% de impureza está formado casi exclusivamente por la cal en exceso. Se tiene entonces un consumo teórico de 900 kilogramos de cal y 450 kilogramos de carbón. De donde se desprende que con las proporciones usuales de 950 kilogramos de cal y 600 kilogramos de coque, la utilización de las cargas se realiza con un excelente rendimiento.

Los consumos que acabamos de indicar (según M. Gall), corresponden a usinas que funcionan normalmente con materias primas de buena calidad. La presencia de impurezas abundantes en las cales que se empleen, aumenta mucho su consumo que puede llegar a más de 1,050 kilogramos. Las impurezas de las materias primas influye directamente sobre el procedimiento. La presencia de aluminio y magnesio, por ejemplo, dificulta la fusión. Estas impurezas traen también por consecuencia la producción de un gas acetileno muy impuro. En otras palabras, las impurezas del acetileno contribuyen a retardar las reacciones necesarias para el "tratamiento químico del acetileno". Como fuente de carbono, se emplea generalmente el coque de gas de buena calidad. Es también ventajoso emplear la antracita o el carbón de leña, cuando se encuentran en condiciones económicas favorables.

"La fabricación de una tonelada de carburo de calcio", exige, en suma dos toneladas de cales, 780 a 880 kilogramos de coque, incluyendo los 180 necesarios para el cocimiento de las cales.

"El rendimiento en la energía consumida", no es desgraciadamente, tan bueno. Si teóricamente se considera un horno de carburo perfecto, formando un sistema térmico completamente aislado, un kilowatt-hora podría producir 2 kilogramos de carburo comercial de 80%. La combustión del óxido de carbono producido, se

realizaría en el interior del mismo aparato; las cargas, que entran frías, se irían poco a poco recalentando con el calor del gas y del carburo fundido. No se necesitaría proporcionar más que la energía correspondiente al calor de la formación del carburo de calcio disminuída de una cantidad igual a aquella producida por la combustión del óxido de carbono. Sin embargo, tal aprovechamiento es imposible en el estado actual de la técnica. La mayoría de las usinas gastan "más de 4 kilowatt-hora en la producción de un kilogramo de carburo". La recuperación que se impone, en primer lugar, es la del óxido de carbono del que se pueden recoger 280 metros cúbicos por tonelada de carburo comercial. El empleo más sencillo de este gas estaría en el cocimiento de las piedras calizas. Este gas podría también encontrar aplicaciones en la síntesis del alcohol metilénico o en la fabricación de hidrógeno, materia prima primordial en la síntesis del amoníaco.

Si se considera el consumo de 4 kilowatt-hora por kilogramo de carburo comercial, resulta, dice M. Gall, que la fabricación de 125,000 toneladas, en 1926, han necesitado 600 millones de kilowatt-hora, lo que representa una potencia constante de 75,000 kw. aplicada a esta industria.

"Un horno para carburo está corrientemente formado" por un recinto de ladrillos refractarios en el cual se carga la mezcla de coque y cales. En el fondo del horno se coloca una capa de carbón buen conductor de la electricidad: es el piso del horno. A este horno llegan, según los casos, uno o varios electrodos de carbón. En el caso de un horno con un solo electrodo, el electrodo y el piso del horno se conectan a los polos del transformador. El arco que se forma entre el electrodo y la capa de carbón del piso del horno, atraviesa una parte de la carga. El calentamiento de esta carga se hace hasta 3,000 grados, temperatura a la que comienza la formación del carburo. El carburo se acumula en el fondo del horno y se extrae periódicamente por un orificio de colada.

Lo más corriente es que "cada horno tenga dos electrodos". Estos electrodos se conectan a los polos del transformador. El arco eléctrico se establece primero entre uno de los electrodos y el piso del horno y después entre el piso y el otro electrodo. Este dispositivo se emplea en la actualidad con el nombre de "serie monofásica". Este horno se usa mucho en Francia para potencias de 1,000 a 3,000 kilowatt.

Cuando la potencia unitaria sobrepasa los 4,000 kilowatts, se recurre al horno trifásico. Para grandes potencias el "horno monofásico

tipo Saint - Julien - Montricher", contiene una serie de disposiciones felices y parece ser la solución del porvenir. En todos estos hornos se acepta que "la tensión necesaria por electrodo varía entre 45 y 55 volts". Como término medio, en los procedimientos ordinarios, se tiene un consumo de 40 kilogramos de electrodos por tonelada de carburo.

Se usa mucho en la actualidad "un electrodo especial llamado electro Soederberg o electrodo continuo", que se prepara encima del horno mismo y a medida que se consume. Este electrodo está formado esencialmente por una envoltura circular de palastro delgado provista de nervios interiores. La envoltura se llena con la pasta especial para electrodo que se pisonea en una cámara especial. El conjunto lo sostiene una corona de acero fundido colocada encima de la carga del horno. Por medio de placas de bronce sostenidas por pernos, esta corona se vuelve a unir a la llegada de la corriente. En la parte superior la pasta del electrodo está en estado semilíquida y se cuece poco a poco con el calor perdido, de modo que al llegar a la parte inferior del punto en que entra la corriente, que es el punto en que trabaja, presenta buenas condiciones de homogeneidad mecánica. El electrodo se desciende periódicamente aflojando los pernos de la corona del soporte y agregando palastros suplementarios al compartimento en que se fabrica la pasta de electrodo.

"Las variaciones de régimen del horno", se obtienen haciendo variar la posición de la corona de soporte.

Este dispositivo ha permitido disminuir el consumo de electrodos y ha suprimido las paralizaciones motivadas por los cambios de electrodos. El diámetro de los electrodos Soederberg, puede alcanzar hasta 2,50 m.

El cisco y humo que se producen durante la preparación de carburo de calcio son aspirados por un ventilador poderoso e impulsados a una chimenea de unos cien metros de altura.

"La potencia de los hornos de carburo", está en relación con la potencia hidráulica de que se dispone de ordinario. En países como Noruega, donde el régimen de los ríos es absolutamente constante, se pueden instalar unidades de 18,000 kilowatts que producen 100 toneladas de carburo por día. En Francia, con régimen hidráulico esencialmente variable, se ha necesitado instalar unidades más pequeñas que se ponen en marcha según las estaciones. La potencia media de los hornos de carburo franceses varía entre 1,000 y 4,000 kilowatts.

La energía eléctrica es casi la única aplicable en Francia en la fabricación del carburo de calcio, ya que es la única capaz de suministrar la potencia necesaria a precios convenientes. En Alemania, donde la explotación de grandes zonas de lignita ha permitido la utilización de la energía térmica en la fabricación electro-química, se prepara el carburo de calcio utilizando la corriente suministrada por centrales térmicas. En Bélgica igualmente, la Central de Flandre, gracias a la utilización de vapor a alta presión, puede obtener energía a un precio tal, que le permite fabricar el carburo de calcio.

"Las usinas francesas de carburo de calcio", están repartidas en tres regiones naturales: Alpes, Pirineos y Macizo Central. En general, estas son usinas de pequeña producción unitaria alimentadas por una caída de agua a cuya variación es menester amoldarse. Las principales "usinas productoras" son las de Arlod y de Bellegarde en el Ain; las de Avrieux, de San Julien Montricher, de Notre-Dame de Briançon, de Glandon y de Bozel en la Saboya; la usina de Serres en los Altos Alpes; las usinas de Livet, de Sechillienne, de Riouperoux, de Clavaux y de Brignoud en el Isère; la usina de Allassac en la Corrèze; la usina de Plan du Var en los Alpes Marítimos; las usinas de Margnac y de Boussens en la Alta Garonne; la usina de Lannemezan en los Altos Pirineos; la usina de Castelet en el Ariège.

De los hornos eléctricos donde se ha operado la reacción, el carburo de calcio en estado líquido pasa a lingoteras en que, por enfriamiento, se forman cristales de un color rojizo oscuro confundidos en una masa compacta. Los blocks así obtenidos se trituran y se clasifican en aparatos especiales. Las diferentes categorías de trozos que resultan se embalan en cilindros metálicos de láminas de acero cerrados herméticamente. Cada vasija contiene ordinariamente 70 kilogramos de carburo de calcio. La fabricación de vasijas para carburo de calcio representa en Francia un consumo de más o menos 5,000 toneladas de palastro delgado.

PRINCIPALES USOS DEL CARBURO DE CALCIO

El carburo de calcio se usa casi exclusivamente en la preparación de acetileno y en la fabricación de la cianámidas de calcio. Para la preparación del acetileno se utiliza la acción del agua sobre el carburo. Prácticamente, a 15° y a la presión de 760 mm. de mercurio, un kilogramo de carburo de calcio desprende un

volumen de 275 a 300 litros de acetileno. Este acetileno se usa en el alumbrado de residencias aisladas y sobre todo en el alumbrado portátil: lámparas de canteras, proyectores de socorro u otros para automóviles, etc. Estos usos del carburo han tomado enorme desarrollo gracias a las facilidades de empleo que presta el acetileno disuelto.

Otro empleo importante del acetileno se ha creado con la soldadura oxy-acetilénica. En 1912 se utilizaron con este objeto 5,000 toneladas de carburo de calcio y en 1926 este consumo pasó de 50,000 toneladas. Estas 50,000 toneladas de carburo corresponden a un consumo aproximado de doce y medio millones de metros cúbicos de acetileno y a 16 millones de metros cúbicos de oxígeno.

He aquí las cifras del consumo francés de carburo de calcio:

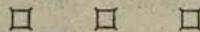
	Toneladas
Alumbrado fijo	10,000
Alumbrado portátil	10,000
Soldadura autógena	40,000
Cianámidas	38,000
Usos químicos	10,000
	<hr/> 108,000

Esto es, un total de 108,000 toneladas contra una producción de 31,000 toneladas en 1912. En 1926 la producción de carburo de calcio alcanza a cerca de 125,000 toneladas, consumidas en la forma siguiente:

	Toneladas
Alumbrado	20,000
Soldadura autógena	50,000
Usos químicos	10,000
Cianámidas	45,000

Entre 1912 y 1920, Francia ha recurrido al carburo de calcio fabricado en Suiza. Este país de montañas es un lugar a propósito para las industrias electro-químicas. En 1925 la producción de la industria suiza para el mercado corriente, es decir, para el empleo del carburo en alumbrado o calefacción, en la soldadura autógena y para la exportación, fué de 18,700 toneladas, de las cuales 3,000 fueron consumidas en el país y las 15,700 restantes exportadas. La industria suiza del carburo de calcio llegó a su apogeo en 1918 con una exportación de cerca de 76,000 toneladas, destinadas especialmente a Alemania y Francia, para caer en 1923 a 6,131 toneladas únicamente, de las cuales la mitad se destinó a Bélgica. En la actualidad la exportación suiza a Francia, Italia y Alemania, ha disminuído enormemente, pues estos países han incrementado el número de usinas. Sin embargo, algunos exportadores suizos han renunciado a extender sus mercados a Inglaterra, Holanda, Bélgica y hasta en América Central y Meridional, en las Indias y en la China. He aquí las cifras de las exportaciones suizas de carburo de calcio entre 1920 y 1924:

Años	Toneladas	Valores en Francos.
1920	9,890	4,410,000
1921	9,800	3,357,000
1922	9,260	2,236,000
1923	6,130	1,159,000
1924	15,104	3,806,000



ALGUNAS CONSIDERACIONES SOBRE LA FLOTACION Y SUS APLICACIONES (1)

por

M. VEY,

Ingeniero de Minas.

Todos los progresos alcanzados en la preparación mecánica, tanto de minerales como de combustibles, han sido incontestablemente superados por los de la "flotación", progresos que la industria minera, al orientarse hacia la explotación de yacimientos pobres, tenía necesidad de buscar y utilizar.

La amenaza del agotamiento de las minas ricas ha provocado el desarrollo y la difusión de los procedimientos de flotación, y aún en los últimos años se han vuelto a tratar por este

(1) Traducción de "Mines Carrieres, Grands Entreprises", N.º 68, Junio de 1928; por J. J. Figueroa.

procedimiento "antiguos" relaves y desmontes abandonados en antiguas minas y plantas de concentración.

Los materiales sometidos nuevamente a tratamiento, antes no habían podido ser aprovechados en su totalidad por los antiguos procedimientos hidrogravitacionales. Así, se ha observado que contienen principalmente blenda, habiéndose extraído por los procedimientos anteriores casi toda la galena, compañera muy común de aquélla.

Como el interés reside, sobre todo, en el tratamiento de los finos, ya en 1925, algunas compañías mineras en los Estados Unidos habían comenzado a tratar los relaves arenosos considerados como estériles y los depósitos de lamas o colas que acusaban leyes algo más elevadas.

Actualmente, al volverlos a tratar se llega a bajar la ley de las colas finales hasta 2% de blenda, en término medio. Algunas plantas nuevas, más completas que tratan productos menos complejos, llegan aún corrientemente, a leyes menores de 1%, en término medio.

En la región minera situada en el punto de intersección de los límites de los Estados de Oklahoma, Kansas y Missouri, región que proporciona uno de los más grandes tonelajes de la producción mundial de zinc y plomo, las plantas de concentración que se encargan del tratamiento del mineral bruto de las minas se han perfeccionado gracias a la adopción de sistemas eficaces de separación o escogido y de la flotación. De esta última se obtiene 15% del total de los concentrados provenientes de la separación previa de los minerales brutos. Esta proporción alcanza a un 40%, como es el caso del tratamiento de relaves provenientes de una concentración hidrogravitacional, por el hecho de que los finos de éstos últimos, contienen más metal que los finos proveniente del grueso de la extracción de las minas y porque la pulverización más completa a que se someten los antiguos estériles, antes del nuevo tratamiento, forma proporcionalmente más lamas de las que resultan en el caso de beneficiar toda la extracción en conjunto.

Los antiguos relaves pueden ser tratados en planteles especialmente contruídos para tal objeto o también pueden serlo conjuntamente con el grueso de la extracción en las plantas existentes.

La sucesión de operaciones que constituyen el tratamiento puede presentar algunas variantes, según las exigencias locales. Así, en algu-

nas plantas los residuos de la antigua explotación no se tratan sino durante la noche; el día se reserva para el beneficio de la extracción diaria de la mina. En este caso la máquina está provista de dispositivos especiales para gruesos y finos que se pueden detener o poner en marcha alternadamente.

Una de las más grandes instalaciones norteamericanas destinada al tratamiento de relaves y con capacidad para 50 toneladas por hora, ha adoptado el siguiente método en sus operaciones: El mineral se reduce en molinos de cilindros y en seguida se tamiza. La pulverización se evita intencionalmente, de modo de llegar así a librar las partículas de blenda pura de la superficie de los mixtos ricos de pequeña densidad y a dividir los granos pobres en granos más pequeños, de los cuales algunos tendrán a lo menos una densidad suficiente para su inmediata separación por gravedad.

En esta disposición las cribas producen 43% del total de los concentrados, las mesas 14%, la flotación 43%. Pero ese acondicionamiento previo de los relaves antes del nuevo tratamiento o repaso no se ha generalizado en todas las instalaciones de beneficio y la tendencia actual parece dirigirse al abandono de la clasificación o tamizado y adopción total del tratamiento puro y simple por pulverización completa, total y flotación solamente.

El costo de una tonelada de minerales concentrados obtenida de los relaves, es, naturalmente, muy inferior al de una tonelada producida, por el tratamiento de igual peso de mineral bruto extraído de la mina, como que ésta última se recarga con los gastos de extracción, arranque y molienda.

Entre las nuevas aplicaciones de los procedimientos de flotación se debe citar el caso del tratamiento de minerales auríferos en África y en Australia, donde la flotación está llamada a representar un rol auxiliar, la separación de la magnesita de su ganga arcillosa, operación ya efectuada en Carinthia, en fin y, sobre todo, como ya lo hemos dicho, mucho es lo avanzado desde el día en que se comenzaron a tratar nuevamente, y por los actuales sistemas, los depósitos de lamas, relaves y desmontes en el distrito minero de "Three State".

Por todas partes se han levantado sucesivamente grandes planteles de concentración que emplean este nuevo procedimiento, tales como en Midvale, Tooele, Bauer, Bingham (Utah), Sunnyside (Colorado), Bisbee (Arizona), Timber-Butte (Montana), Parral (México), todas estas diferentes usinas han sabido sacar partido

de las ventajas técnicas y comerciales del procedimiento de flotación: ya sea en la forma de sus métodos "selectivos" o "diferenciales".

Una sección de la planta de Bingham (Utah-Apex), trata sulfuros de plomo, cobre y fierro. El plomo y el cobre se flotan juntos mediante el uso de los nuevos reactivos llamados "xanthatos", lo que elimina el fierro con la ganga. La espuma plomo-cobre se trata con 453 gramos de cal y 226 gramos de sulfuro de sodio por tonelada, lo que separa el cobre y permite flotar el plomo.

Los reactivos químicos se sustituyen poco a poco a los aceites; el consumo, por tonelada, de estos reactivos va disminuyendo de una manera progresiva, y los circuitos alcalinos reemplazan a los circuitos ácidos.

En un artículo reciente aparecido en la revista "Engineering and Mining Journal", Ch. E. Locke, sostiene que el éxito, no queda tanto subordinado a la elección de los aparatos usados, como al control severo de la marcha de las operaciones: dosaje riguroso de los reactivos empleados; adaptación y temperatura convenientes; grados de acidez o alcalinidad; densidad de la pulpa, etc.

El cianuro de sodio juega en la actualidad un gran papel en la flotación. En la casi totalidad de las plantas de concentración antes nombradas, se emplea este reactivo con éxito indiscutible en la separación de los sulfuros de zinc y de plomo (blenda y galena).

La adición de una pequeña cantidad de cianuro, agente precipitante, en una pulpa alcalina que contiene los sulfuros de plomo, zinc, fierro y cobre, zinc y fierro, produce un efecto de diferenciación muy marcado: no tiene influencia sobre el plomo o el cobre, hace retardar el zinc e impide totalmente que el fierro flote.

Debe notarse que, como en la cianuración del oro, en la flotación selectiva, la acción del reactivo depende más bien de una titulación débil que de su mayor grado de concentración.

Si el procedimiento químico ordinario exige, por ejemplo, de 6,5 kgs. a 7 kgs. de cianuro por tonelada tratada, basta una dosis de 0.045 kgs. para la flotación del mismo mineral. Esto pone en evidencia el carácter del fenómeno, en realidad más del orden físico que químico. Siguiendo las indicaciones proporcionadas por investigaciones experimentales previas, el cianuro de sodio se aplica solo o en combinación con el sulfato de zinc, lo que produce un cianuro de zinc.

Al circuito alcalino en el cual se hacen todas las operaciones se le puede añadir carbonato o bicarbonato de sodio o cal ordinaria.

Como reactivos pueden servir el aceite de pino, el ácido cresílico, la creosota, el alquitrán, etc., con el xanthato, la tiocarbonilida, la ortotoluidina, agregadas también como sustancias auxiliares.

Los sulfuros de plomo y de cobre, poco influenciados, y aún insensibles a la acción del cianuro, flotan desde el comienzo de las operaciones; se hace intervenir el sulfato de cobre para neutralizar el cianuro, y después de haber revivificado la pulpa por la adición suplementaria de los reactivos corrientes, se llega, sin dificultad, a obtener que flote el sulfuro de zinc.

Finalmente, para recuperar la piritita es necesario reducir la alcalinidad de la pulpa hasta el límite de la acidez y aplicar reactivos más fuertes, tales como la creosota y el alquitrán.

Uno de los centros en que la "flotación diferencial" está en su mayor actividad es en el distrito minero de Lago Salado, en el estado de Utah, en los Estados Unidos.

La usina de Bauer, cerca de Tooele, disponía, en el momento de ponerse en marcha, en Junio de 1924, de un mineral bruto muy uniforme con una ley de 7% en plomo; 15% de zinc, 15% de fierro, 226 grs. de plata y de un gramo de oro por tonelada. Se creía poder trabajar entonces con mucho ácido sulfúrico en el circuito. Como todo el fierro flotaba con el plomo, y era fácil efectuar en las colas de esta flotación la separación entre el zinc y la ganga, resultaba que el rendimiento metálico en oro, plata y plomo de esta operación era bien elevado y la galena producida tenía una ley muy baja.

Luego esta misma planta recibió un mineral con 6% de plomo, 20% de zinc, 3% de fierro, 849 gramos de plata y 0,8 grms. de oro por tonelada, se decidió tratar estas dos especies diversas de minerales con una sola combinación de reactivos y se adoptó con este fin y con bastante éxito, un circuito neutro.

Poco tiempo después hubo que tratar una tercera clase de minerales mezclados que contenían: 6% de plomo, 14% de zinc, 28% de fierro, 99 grms. de plata y 0,8 grms. de oro por tonelada, se escogió entonces un circuito alcalino. En efecto, como la diferencia de la ley de fierro entre la segunda y tercera clase de mineral tratado era bastante considerable, se corría el riesgo al tratar la tercera clase por el mismo circuito que la segunda, de ser estorbada grandemente por el fierro, inconveniente que desapa-

reció usando una pulpa alcalina, con la ventaja de que esta última, se adaptaba a cualquiera de las tres especies de minerales brutos recibidos.

Estos minerales de composición tan compleja, exigían para ser tratados, convenientemente, una pulverización muy fina, a punto de que pasaran por un tamiz de 200 mallas.

La planta de Timber-Butte (Montana) trata igualmente minerales de naturaleza muy diversa.

Cuando en un mineral complejo, como el de Elm-Orlu, uno de los elementos es preponderante, la flotación se efectúa en dos fases: primero por la vía habitual que da un concentrado mixto: zinc-plomo; y después por la vía diferencial.

Con el mineral Emma, se obtienen resultados realmente excelentes, debido al empleo simultáneo, de cianuro, de sulfato de zinc en cantidad variable, de una cierta cantidad de aceite de pino y de una mezcla formada por cresylina, thio-carbanilida y ortoluidina.

En la planta de Tooele (Utah) se recuperan a la vez, y en serie, tres productos corrientemente comerciales, a saber: un concentrado de zinc, uno de plomo y la pirita, en la cual se encuentra todo el oro y la mayor parte de la plata contenidos en la carga. Los reactivos son, sensiblemente, los mismos anteriores.

El mineral de Sullivan, tratado en la planta hidrogravitacional de Kimberley (Columbia Británica): marmatita y galena en una ganga de pirita y pirrotina, es uno de los más complejos que se conoce. Se le debe pulverizar a una extrema fineza, de modo que el 85% del mineral pulverizado pase al través de un tamiz de 200 mallas por pulgada cuadrada.

La alcalinidad de la pulpa, que no debe ser sino muy débil, se prepara agregando al mineral ya pulverizado 1,350 gramos de carbonato de soda en trozos por cada tonelada, en el momento en que el mineral va a ser introducido en los molinos cilíndricos de finos.

El cianuro se agrega igualmente bajo la forma de una solución de 10% de cianuro y de manera de no emplear más de 45 grs. por tonelada de carga.

El cianuro es totalmente absorbido por las partículas de zinc y de hierro a las que sumerge, puesto que no queda ni rastro de cianuro en la pulpa cuando ella entra en los aparatos de flotación.

La mezcla de aceites que aseguran la flotación del plomo comprende: 60% de alquitranes, 20% de ácido cresílico, 20% de creosota. El sobrante de la flotación del plomo, constitu-

ye la alimentación de la flotación del zinc, y en el curso de la operación, entre las dos series respectivas de aparatos, se agrega el sulfato de cobre en una solución al 15% con una otra dosis de aceites.

Gracias, pues, al empleo del cianuro, la flotación de los minerales de plomo y zinc ha hecho progresos muy considerables, lo que ha inducido a los grandes productores de cobre norteamericanos, sobre todo a aquellos de los estados de Arizona y de Utah, a hacer investigaciones experimentales con el fin de llegar a encontrar algún tratamiento análogo seguro y eficiente para el cobre.

Se observa que la influencia del cianuro sobre los minerales auríferos es más complicada que lo es sobre el plomo; por su parte el cobre, que figura en los minerales bajo las formas de una cantidad de sulfuros distintos, ocupando cada uno un nivel distinto en la escala de la flotabilidad, mientras que el plomo no figura sino como galena.

Por estas razones ha sido muy laborioso establecer para cada caso la mejor combinación de reactivos. La calcopirita se presta muy fácilmente para la flotación, pero la calcocita, parecida en esto a la pirita ordinaria, tiene propiedades físicas que exigen reactivos más adhesivos.

Según la revista "Mining Magazine", ya en 1926, se había llegado a obtener tal recuperación que las leyes obtenidas que eran, al principio, sólo de 7% se mejoraron a 17%, y en un caso desde 17 a 27%, y aún, a 32%.

El zinc arrastrado por el concentrado de cobre, no se pierde, puede recuperarse en los residuos de la electrolisis del cobre, del mismo modo como el plomo contenido en los concentrados de zinc se recoge en la electrolisis del zinc.

La flotación selectiva se ha aplicado desde un comienzo en Sunnyside (Colorado). El mineral tratado aquí es muy complejo: se compone de blenda, galena, pirita, argentita, con un poco de oro nativo en una ganga de cuarzo y rhodonita. Este mineral no había podido ser jamás concentrados por los procedimientos ordinarios.

La preparación mecánica, o sea la reducción del mineral a un polvo extremadamente fino, es muy laboriosa, tal fineza en la molienda es raras veces exigida por minerales de otras partes.

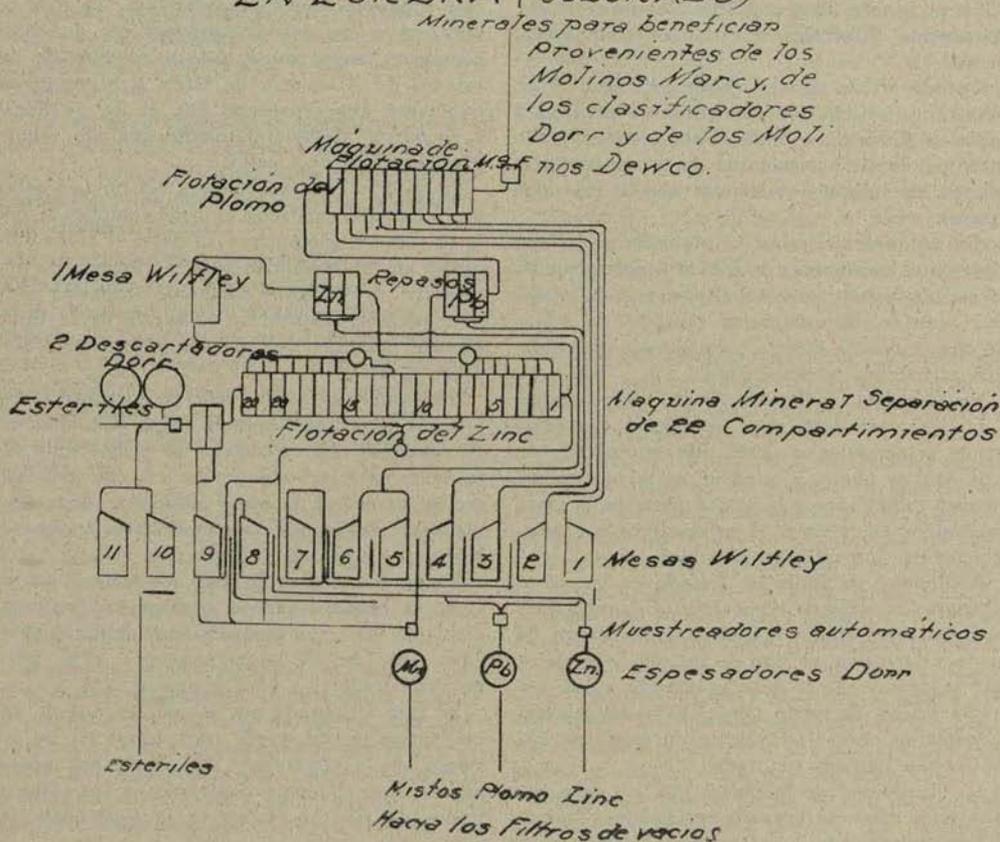
La pulpa, que se mantiene siempre con una

consistencia de 25% de materias sólidas, en su camino a la flotación pasa por un aparato de muestreo automático.

Hemos tomado del "Engineering and Mining

Journal", la descripción del proceso de la flotación de ese mineral que contiene: 4,5% de plomo, 6,5 a 7,5% de zinc, 3,5 a 4,5% de hierro y 0,5% de cobre.

ESQUEMA DE LA PLANTA DE SUNNISYDY EN EUREKA (COLORADO)



La maquinaria comprende: una máquina del tipo Minerals Separation Co., que entrega concentrados comerciales en los cuatro primeros de sus diez compartimientos y un concentrado para volverlo a limpiar sobre mesas en los seis siguientes. El sobrante del primer aparato pasa a un espumador de finos con inyección de aire comprimido, y cuyos restos se someten igualmente al tratamiento en mesas para terminar su concentración. Las colas de esta flotación secundaria del plomo, puesto que se debe tener presente que la selección comienza por la galena, forman la carga de la máquina que flota el zinc, compuesto de 22 compartimientos sin aire comprimido.

Todos los productos que contienen zinc se reflotan por lo menos una vez, sea sobre un segundo cajón limpiador de tres celdas, sea en el aparato primario mismo, y el producto final se afina igualmente sobre dos mesas Wilfley. A pesar de que esta serie de máquinas de flotación y de mesas, resulta un poco complicada, las mesas hacen verdaderamente un papel importante en la operación en conjunto.

Los dos concentrados corrientes y los mixtos definitivos pasan a tres espesadores Dorr, donde pierden hasta el 75% del agua y después a tres filtros Portland donde la humedad se baja hasta 8 y 6%, después de lo cual quedan listos para pesarlos y almacenarlos.

La planta de Sunnyside, vende muy bien en el comercio sus concentrados definitivos; los mixtos no experimentan ya más ninguna dificultad en su marcha, de esta manera no es necesario tomar otras medidas para la separación del plomo y del zinc.

En el curso de los ensayos del comienzo, se ha tenido la ocasión de constatar que el oro, la plata y el cobre se repartían en proporciones poco variables en la espuma de todos los compartimentos, lo que estorba el control exacto de esos valores. Desde luego y, sobre todo, se insiste en la flotación de la galena para obtener con ella lo más posible del oro, la plata y el cobre, puesto que el oro flota menos fácilmente que la galena, pero más fácilmente que la blenda.

Hay, pues, la tendencia de llegar a un máximo de rendimiento en plomo, en detrimento de su pureza y a un máximo de enriquecimiento en zinc.

Los reactivos empleados son el carbonato de soda en cantidad siempre preponderante con el silicato de soda, a los cuales se agregan el sulfato de soda, el alquitran, el xantato, la creosota, el sulfato de cobre, el aceite de pino.

Todos los productos de la flotación se tratan de nuevo sobre mesas Wilfley las que, como en Sunnyside, se alimentan del residuo del purificador para zinc y que sirve simplemente de indicador y debe eliminar mucha pirita y si no se agrega más sulfato de cobre. En la serie de las otras mesas Wilfley, es decir en las once siguientes, la primera hace el papel de indicatriz del zinc y del hierro para el concentrado de plomo de los cuatro primeros compartimentos.

En caso de exceso se ajusta la dosis de aceite o de silicato. Las mesas 2, 3 y 4 funcionan siempre como indicatrices, limpiando también, al mismo tiempo, los concentrados ordinarios de plomo de segunda calidad.

Las mesas 5 y 6 limpian el concentrado de zinc del aparato separador para lo cual se tiene sobre ellas una vigilancia particular. Si se manifiesta un exceso de plomo, se agrega aceite al circuito de este metal para retenerlo; si la pirita empieza a molestar se disminuye la dosis de sulfato o de aceite, según el caso. La pureza del producto que contiene el zinc depende del dosaje exacto del sulfato de cobre: no debe ser ni insuficiente ni excesivo. Las mesas 7 y 8, indicatrices para la pirita, sirven también para el afinado de los mixtos de las mesas 2 y 6. La mesa 9, destinada a tratar los concentrados de una pequeña máquina de flotación de dos com-

partimentos destinados a los estériles, divide este producto en dos partes: uno de calidad corriente o en un relave que se vuelve a tratar.

Las mesas 10 y 11, que se alimentan con una parte del sobrante de toda la planta, denuncian la presencia de cualquier cantidad de metal en los estériles; el zinc y el plomo no se recuperan si aparecen en exceso, pero luego se toman sin demora las medidas necesarias para remediar estas pérdidas en la sección de la flotación que corresponde, y que por esto se reconoce que está desarreglada.

Reproducimos con el esquema expuesto la organización de una instalación tal como la descrita.

Con el mineral, del cual ya hemos dado antes su composición, se ha llegado, en la planta de Sunnyside, a obtener concentrados de plomo que contienen: 15 grms. de oro y 702 grms. de plata por tonelada; 46,7% de plomo; 2,8% de cobre y 12,9% de zinc.

Por lo demás, los concentrados de zinc tenían, a su vez, las siguientes leyes: 53,8% de zinc, 5,7% de plomo, 1,1% de cobre, 2 grs. de oro y 193 grs. de plata por tonelada.

La ley de los mixtos ha sido para el mismo mineral de 15,4% de plomo, 26,5% de zinc, 3% de cobre, 9 a 10 gramos de oro y 46 gramos de plata por tonelada.

En fin, los relaves definitivos no contenían más que 5 decigramos de oro y 30 grs. de plata por tonelada, con menos de 2% de plomo, de zinc o de cobre reunidos. Estos resultados nos enseñan mucho, realmente.

Para terminar, y citando siempre la importante revista "Engineering & Mining Journal", diremos dos palabras sobre la flotación de minerales que contenían carbonato de plomo.

Es bien conocida de todos la revolución creada por la flotación en la preparación de los minerales sulfurados, pero no ha dicho todavía su última palabra, como ser para el tratamiento de los minerales compuestos principalmente de óxidos o carbonatos. En Kelley (New-México), la Black Clond Mining and Milling Corporation, trata la cerusita asociada con un poco de galena no alterada en un ganga cuarzoza con un poco de óxido de hierro. Este mineral contiene de 8 a 12% de plomo y 70 a 140 grs. de plata por tonelada.

Un ensayo industrial de enriquecimiento seco, que costó muy caro, fué un completo fracaso. Se procedió, entonces, a verificar ensayos en mesas y por flotación combinados. Las dificultades inherentes a la sulfuración artificial de

los óxidos y carbonatos de plomo, trajeron el primer obstáculo a la adopción integral de la flotación.

Las muestras se molieron a un tamaño necesario para pasar por un tamiz de 20 mallas por pulgada cuadrada para ser tratadas en seguida sobre una mesa Wilfley; todas las colas y mixtos se repasaron al molino para obtener una fineza de 30 mallas y se trataron nuevamente en una mesa Wilfley. Al fin, los relaves y mixtos de esta segunda operación se repasaron una vez más, comenzando por una molienda a fineza de 80 mallas, y se sometieron, por fin, a la flotación.

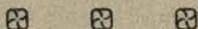
Con un mineral que contenía, en término medio: 16,3% de plomo y 0,85 grs. de oro y 141.5 grs. de plata por tonelada, se llegó a un rendimiento total de 42,4% de oro, 81,2% de plata y 90% de plomo. Los estériles no contenían en el momento de descargarlos más que indicios de oro, 28 grs. de plata por tonelada y 1,2% de plomo. Con un gran cuidado el término medio del rendimiento metálico en plomo habría podido ser aún más elevado a 91,7%; en esta cifra las mesas quedan representadas por 73,9% y la flotación por 17,8%.

Se procedió a nuevos ensayos, para ver si era posible evitar el volver a tratar todos los estériles de las mesas y economizar, así, en los gastos de reactivos. El 50% de la carga total no se envió como relaves sobrante de las mesas y se encontró que a lo más se perdía un 0,93% del plomo en las colas.

En el fondo, esto no tiene gran importancia, desde el punto de vista de la compensación de esta pérdida por una importante economía en los gastos de molienda y en el empleo de reactivos, los cuales son, principalmente, sulfuro de sodio, xantato y aceite de pino Yarmour (1).

(1) En cuanto a Francia, debemos citar un ensayo industrial de enriquecimiento de antiguos relaves proveniente del tratamiento hidrogravitacional de los minerales que explotaba antes, cerca de Figeac (Lot) la Société Minière et Metallurgique du Quercy (Chantiers de Planiols, Feges et Combecave).

Se formó una sociedad "La Récupératrice", hace poco tiempo, que tenía por objeto tratar por flotación los depósitos de antiguos relaves. Los trabajos quedaron paralizados algún tiempo después. Como en Figeac se trata de aprovechar un mineral de carbonato de zinc, habría sido interesante conocer los resultados obtenidos para compararlos con los rendimientos que ya conocemos, como alcanzados en América del Norte.



COMO LA FLOTACION HA ABIERTO NUEVOS HORIZONTES AL GEOLOGO (1)

por

PAUL BILLINGSLEY
Geólogo Consultor de Minas
Salt Lake City, UTAH.

Cuando yo era estudiante en la Escuela de Minas de la Universidad de Columbia, el curso de minas estaba dividido en dos ramas principales conocidas respectivamente por los nombres de "Metallurgical and Geological options" que se separaban cada vez más, según progresaba el curso. Cuando elegí el curso de Geología, yo creía, seguramente, que esta diferencia persistiría a través de los años.

Los hechos han demostrado lo contrario. Las ramas que integran la industria minera forman una entidad muy estrechamente relacionada, en la cual la búsqueda o cateo de la materia prima, operación que constituye la "Geología de Minas", no puede ser separada del trabajo de convertir esta materia prima en un producto vendible, es decir, de la metalurgia. El Geólogo de Minas busca las materias primas que el metalurgista pueda utilizar, y solamente éstas; y cuando quiera que un progreso en la metalurgia abre las puertas a nuevas materias primas, el problema del Geólogo de Minas se modifica de acuerdo con dicho progreso.

No puede darse mejor ejemplo de esta relación que el que se ha presentado en la región de Salt Lake en los últimos años. Nuestra industria minera en esta región es antigua. Los tres distritos principales Bingham, Park City y Tintic fueron descubiertos en 1860 y han sido vigorosa e inteligentemente desarrollados durante muchos decenios. Su producción ha hecho del valle de Salt Lake uno de los más grandes centros de fundición del mundo. La continuidad de esta industria ha dependido durante años del continuo desarrollo de nuevos yacimientos que ocupan el lugar de aquéllos que se están explotando. Una exploración intensa en los viejos distritos ha sido suplementada por cateos en distritos más lejanos y menos conocidos. Se han descubierto muchos yacimientos nuevos

como los de Daly West, Silver King, y Judge en Park City, el de Utah Apex en Bingham, y los de Sioux, Colorado Chief Consolidated y Tintic Standard, en Tintic. También se han descubierto nuevas minas en otros distritos, pero sin que éstas afecten la preeminencia de los tres distritos principales. En todos los casos, los descubrimientos para que fueran de importancia, tienen que ser de minerales factibles de ser tratados en las plantas metalúrgicas existentes.

Esto quiere decir que en la mayoría de los casos, minerales complejos con zinc, tanto oxidados como sulfurados, tenían que permanecer sin poder ser tratados como también aquellos minerales con un alto contenido en hierro y muy silicosos, tenían un valor ficticio, alto o bajo y que dependía del balance de estos elementos en la producción general de la región (2). Todos estos tipos de minerales se encuentran muy distribuidos, y, por consiguien-

(1) Monografía presentada a la sesión del American Institute of Mining and Metallurgical Engineers of America, en Salt Lake City, en Agosto de 1927, traducción de D. Fernando Benítez.

(2) Para comprender exactamente el significado del autor, hay que tener en cuenta la influencia del zinc en los minerales concentrados complejos de plomo y zinc que se funden en hornos de manga en los establecimientos del valle de Salt Lake. Para escorificar este zinc en la carga de un horno de manga, se necesita hierro que es necesario añadir, cuando hay un exceso de zinc en la carga se produce una escoria de mayor peso específico que si no hubiera zinc y esta escoria pesada contiene mayores leyes de cobre y plata que la que contendría una escoria más silícea y de menor peso.

En el caso de que hubiera deficiencia de hierro en la fundición, habría que comprar fundentes ricos en hierro y por esta causa y las mayores pérdidas ocasionadas por el tipo de escoria que hay que producir para escorificar el zinc, minerales o concentrados de plomo con exceso de zinc son castigados. (Nota del traductor).

te el cateo de yacimientos estaba de antemano excluido de muchas regiones intensamente mineralizadas.

Esto era verdad, especialmente con respecto a los distritos más antiguos, porque se observa en esos centros tan mineralizados que los minerales varían en sus características no sólo en profundidad sino también en las diferentes regiones, es así como ciertas zonas pueden contener minerales zincíferos, otras piríticos y otras silíceos. Los distritos mineros de la región de Salt Lake estaban alrededor de 1922 y 1923, sujetos a estas limitaciones, cuando era de lo más difícil para el geólogo dotado de la imaginación más poderosa descubrir nuevas regiones para catear.

LLEGADA DE LA FLOTACION SELECTIVA

Fué durante este período crítico que los trabajos metalúrgicos de investigación aportaron la flotación selectiva a la industria minera. Ahora de los minerales complejos el zinc puede separarse de los otros metales mientras que el cuarzo y la pirita pueden ser segregados a mucho menor costo que por la fundición. Inmediatamente cesaron los límites arbitrarios fijados al cateo de minas por la presencia de una cantidad excesiva de zinc, hierro o sílice y el geólogo se encontró libre para aplicar a regiones vírgenes que en muchos casos se encontraban contiguas a distritos desarrollados los conocimientos geológicos laboriosamente adquiridos durante años de explotación en las partes más antiguas de estos distritos.

En los últimos años la industria minera ha sabido lograr el provecho máximo de esta situación. Las principales minas de Park City han duplicado su producción de todos los metales, al mismo tiempo han creado un nuevo producto, el zinc: en Bingham, la flotación ha multiplicado muchas veces el valor de los minerales de baja ley de cobre y ha permitido el crecimiento de una producción de minerales complejos muy grande; y en Tintic ha sido posible la explotación de grandes cantidades de minerales silíceos que hasta ahora no tenían valor, gracias a las nuevas prácticas de fundición que han resultado de la flotación de los minerales de Bingham. El efecto total ha sido elevar la industria minera de Utah a un nuevo nivel:

De un máximo en tiempo de la guerra (1918) de 227.000,000 de lbs. de cobre, 167.000,000 lbs. de plomo, 13.000,000 onzas de plata y 18.000,000 de lbs. de zinc, la producción del Estado ha aumentado en 1927 a 258.000,000 de lbs. de cobre, 298.000,000 de lbs. de plomo, 19.000,000 de onzas de plata y 96.000,000 de lbs. de zinc.

Este feliz resultado se ha debido, en primer lugar, a la introducción de la flotación, aunque, sin duda, ha sido facilitado por la estrecha asociación que se ha desarrollado en esta región entre metalurgistas y geólogos. El metalurgista ha sido el mejor amigo del geólogo, y el geólogo, en cambio, ha podido, gracias a las ideas del metalurgista, aumentar las reservas de minerales.



SECCION CARBONERA

LA BERGINIZACION (1)

por

JOSE MANUEL PERTIERRA

Químico, Profesor de la Universidad de Oviedo

La bibliografía sobre la hidrogenación de aceites y carbones, según los trabajos del doctor Friedrich Bergius y sus colaboradores, reduce a las publicaciones, que intentamos resumir, describiendo las instalaciones de Mannheim-Rheinau, las experiencias allí realizadas por las comisiones de químicos e ingenieros enviadas para este fin, con diversos combustibles y sobre las hidrogenaciones hechas en otros laboratorios en pequeños autoclaves y el complicado análisis químico, elemental y funcional, de los productos obtenidos.

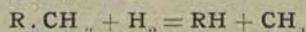
Las experiencias de Bergius en 1912—laboratorio de Hannover—sobre la investigación del proceso del "cracking", demuestran que tanto los cuerpos líquidos obtenidos como el residuo sufren un empobrecimiento en hidrógeno. La pérdida se realiza, como elemento, y formando hidrocarburos gaseosos a la temperatura ordinaria. Con la deshidrogenación aparecen cuerpos de elevado punto de ebullición que aumentan la producción del cok en el "cracking".

Es posible, durante la disociación de las moléculas de los hidrocarburos, la absorción de hidrógeno por los hidrocarburos no saturados allí y formados sin la intervención de catalizadores, cuya aplicación no sería posible sin una purificación del aceite bruto, de los compuestos sulfurados que envenenarían aquél. Bergius experimentó el "cracking" en atmósfera de hidrógeno a presión, logrando reducir los gases no condensables y evitar la aparición de cok.

La hidrogenación se realiza, por tanto, con hidrógeno molecular, y no en "statu nascendi". Sobre el mecanismo de esta hidrogenación se conoce poco. Recientemente A. Kling y D. Flo-

rentin (2), publicaron los resultados de sus experiencias durante varios años, sobre hidrogenación de carbones por el método Bergius. Para cada combinación química existe un límite de temperatura sobre el cual la molécula comienza a disociarse en moléculas nuevas más sencillas, según el proceso conocido como "cracking". Este límite corresponde con la temperatura a que las moléculas formadas comienzan a dejarse hidrogenar. Reaccionan en el proceso Bergius, según Kling y Florentin, hidrógeno molecular con moléculas orgánicas en estado naciente.

La posibilidad de esta separación de los grupos alquilo de la molécula y sustitución de éstos por hidrógeno,



fúndase en el hecho de que los gases del autoclave contienen una gran cantidad de hidrocarburos de la serie del metano.

Más estables son, por el contrario (3), los compuestos aromáticos, antraceno y naftalina, que en la hidrogenación de un alquitran ordinario en las instalaciones de Rheinau quedaron sin transformar. M. Heyn (4), hidrogenó un carbón de la Baja Silesia, en Rheinau, encontrando en la fracción 1806-220°, naftalina, tetralina y decalina.

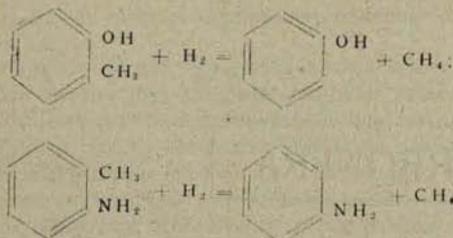
Los homólogos del fenol—cresol, xilenol—y de la anilina pierden, como los anteriores, grupos alquilo:

(1) Tomado de la Revista "Ingeniería y Construcción", Madrid, 1928.

(2) "Comptes Rendues", 182, 389, 526 (1926).

(3) L. Rheinfelder. "Mitt. a. d. Schle. Kohlenfors. Breslau", II, 65 (1925).

(4) "Petroleum", 23", 281 (1927).



La presión influye en el "cracking" durante la descomposición de las cadenas de carbono, de elevado peso molecular, en otras de menor. En la descomposición a la presión ordinaria, se realiza la rotura de la molécula en la proximidad de uno de sus extremos, dando un hidrocarburo de peso molecular reducido—gaseoso—y otro de peso molecular, relativamente elevado, mientras en el "cracking", bajo presión, la rotura se efectúa favorablemente en el medio de la molécula, obteniéndose dos hidrocarburos de punto de ebullición igual o próximo.

Para sus estudios de "cracking hidrogenante" (5), llamado "berginización", empleó autoclaves fijos y giratorios, uno de cuyos tipos era análogo al indicado en la figura 1.—que es el adquirido por el "Instituto del Carbón" en la Universidad de Oviedo para las experiencias de hidrogenación de carbones—, y en él realizó Bergius las hidrogenaciones cargando el aceite bruto o carbón en polvo o formando una pasta con un aceite pesado o alquitrán, llenándolo después de cerrarlo, con hidrógeno a presión de 50 a 100 at. El cierre es de tornillos, con anillo de cobre, para temperaturas menores de 300° y para temperaturas y presiones elevadas, la tapa del autoclave, de forma cónica—que lleva un manómetro, una válvula y un tubo para el pirómetro—, se une al cuerpo del autoclave por un manguito atornillado sobre ambas partes, con distinto paso de rosca. Calentando lentamente por gas, mientras gira el autoclave—diez vueltas por minuto—, hasta la temperatura de 400°-500° se eleva la presión, pero mantenida aquélla constante durante dos o tres horas decrece ésta por absorción de hidrógeno por la materia prima. Se deja enfriar y se sacan los gases por la válvula, a través de un contador, recogidos en un gasómetro para su análisis.

Complementando los detalles dados por "Ingeniería y Construcción" (6), sobre la instalación semi-industrial en Rheinau, añadiremos que comprende:

- 1) Una gran instalación para la hidrogenación, de funcionamiento continuo, capaz para 75 ton. por día.
- 2) Otra para pruebas y estudios, con:
 - a) Cuatro pequeñas instalaciones de funcionamiento continuo para el tratamiento, en cada una, de 45 a 60 kg. de materia prima por hora.

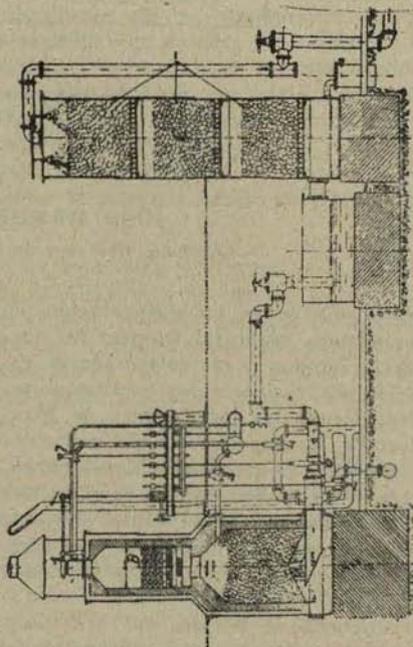


Figura 2.ª
Generador de hidrógeno «Bamag».

- b) Cuatro instalaciones discontinuas, para varios centenares de gramos de producto bruto.
- c) Laboratorio completo, de estudio y de investigación, y para el control de fabricación.

El volumen del tubo laboratorio para un tratamiento de 16,000 ton. por año de materias primas—aceites pesados de petróleo, asfaltos, alquitranes y carbones—es de 4 m.³. Uno de los problemas planteados fué el de mantenerlo a una temperatura constante, ya que una elevación de 10° duplica la velocidad de una reacción química, y por ser distintas las velocidades de la reacción de hidrogenación y del "cracking", obliga a buscar una temperatura en que la velocidad de hidrogenación evitase la reacción del "cracking" y la formación de cok. En la berginización de una fracción (d.- 0,993) de un aceite pesado asfáltico de Borneo, en autoclave, se encuentra que la temperatura de 388° la

(5) Z. Anorg. 34, 343 (1921).

(6) La transformación del carbón en petróleo por medio del hidrógeno, por F. Bergius. Enero 1927, pág. 17.

intensidad de la berginización es pequeña y el "cracking" no tiene importancia, mientras a 420° domina el proceso del "cracking", siendo la temperatura de 403 a 410°, a la que se obtienen los más favorables resultados.

El calentamiento del tubo laboratorio se hace con un gas inerte—nitrógeno o anhídrido carbónico—, calentado previamente a su paso por serpentines sumergidos en un baño de plomo fundido (400 a 500°). Para poner en circulación esta masa gaseosa es preciso volver a enfriar el gas antes de que llegue al compresor. Variando la velocidad del gas se consigue mantener la temperatura con intervalos de cinco grados.

La cara interna del acero de que está construido el tubo laboratorio se deteriora por la gran actividad del hidrógeno sobre los metales a elevada presión y temperatura. El hidrógeno bajo presión y temperatura de 400° disuelve el carbono del acero, en forma de metano, reduciendo su resistencia. Según el constructor de los autoclaves (7), el acero sufre, por el contrario, una cementación que lo vuelve inservible. El gas de calentamiento circula exteriormente a una presión mayor que la del hidrógeno dentro del tubo—la diferencia corresponde a una columna de 6 m. de agua en un nivel hidráulico ideado por Bergius—, por lo cual la pared sometida a acciones químicas sufre escasa fatiga, pudiendo ser su espesor de 20 mm., lográndose una reducción del costo del aparato y del peligro en el caso de fugas.

El tubo laboratorio lleva un desflemador que permite obtener directamente una separación de los productos transformados, más hidrogenados y más volátiles, que destilan bajo fuerte presión, mientras retroceden al tubo los productos que han sufrido una "berginización" parcial.

El hidrógeno abandona el aparato impurificado [80% de hidrógeno y 20% de hidrocarburos (metano y homólogos)].

Los productos líquidos condensados desprenden al llevarlos a la presión ordinaria los gases disueltos (20% de hidrógeno y 80% de metano y homólogos).

Al carbón sometido a la "berginización" se añade óxido de hierro (5%), para combinarse con el azufre y evitar la impurificación de los cuerpos obtenidos. El azufre favorece la polimerización de las moléculas de aceites pesados y esta polimerización, la producción de cok.

Waterman y Perquin (8) estudiaron el "índice de yodo" de los productos berginizados, encontrando su disminución. El residuo de la

destilación tiene un peso específico menor en el caso de un aceite "berginizado" que si procede del "cracking".

Las instalaciones de Rheinau son propiedad de la "Deutsche Bergin Ak. Ges. für Kohle und Erdöl Chem", filial de la "Erdöl und Kohlverwertung" A. G., de Berlín, sociedad formada por el consorcio de Th. Goldschmidt A. G., M. Robert Friedlaender y la Administración de la "Henkeldonnsmarkschen" para el desarrollo de los procedimientos Bergius.

La destilación a baja temperatura (menor de 500°) de turbas, lignito y carbones—principalmente estudiada por Burgess y Wilhelm en Inglaterra y por F. Fischer y sus colaboradores en el Kaiser-Wilhelm-Institut für Kohlenforschung, en Mulheim a. d. Ruhr—aportó notables conocimientos al estudio de la constitución del carbón y originó el establecimiento de instalaciones de carbonización primaria, orientadas en Inglaterra y Estados Unidos en distinto sentido que en Alemania. Mientras en este último país se dedica preferente atención al alquitrán primario, como fuente de productos químicos, en aquéllos el principal producto a obtener es el semi-cok, un combustible sin humo, barato y con suficiente resistencia para que pueda ser transportado.

Por calentamiento destilan los aceites que impregnan el carbón (0,1 a 0,5%), más los originados por descomposición térmica de las partes constituyentes—humus, ceras y resinas—y por destrucción de las grandes moléculas orgánicas. En algunas clases de carbones, la extracción por disolventes apropiados—SO₂ líquido, benzol, piridina—y la destilación en el vacío han probado la existencia de hidrocarburos, análogos a los del petróleo canadiense (9).

Los rendimientos en alquitrán primario, libre de agua, son para diversas clases de carbones, crecientes con su contenido en oxígeno, o sea inverso de su edad.

CLASES DE CARBONES	% de alquitrán.
Carbón seco	1,5
— graso	3,5
— de gas	8
— de llama larga	12,0
— cannel	29,0

(7) Comunicación privada.

(8) "Proceedings", 23, 3-4; "Chimie et Industrie". Número especial. Mayo 1923.

(9) Pictet; Ber. 165, 113 (1917); Mabery; J. Amer. Chem. Soc. 33, 264 (1911).

Sus principales constituyentes son: olefinas, naftenos y fenoles, faltando generalmente los hidrocarburos aromáticos.

A pesar de estos rendimientos, la destilación a baja temperatura no contribuye a la más amplia valorización del carbón, ni a resolver la crisis de carburantes (10). Cerca del 10% del alquitrán primario son esencias ligeras y bencinas, y la mayor parte hierve sobre 200°. Bergius expuso en una conferencia (11) su punto de vista sobre la incapacidad de cubrir el elevado y creciente consumo de esencias para motor de explosión con la destilación de alquitranes de alta y baja temperatura, por el gran consumo de carbones que esto representaría y por su gran porcentaje—en algunos alquitranes 50%—de fenoles inaplicables para aquel fin. Además, la separación en la técnica de los fenoles, desde los aceites, aún no está resuelto económicamente.

Para esta separación se transforman los fenoles en fenolatos, con Na O H y se recuperan descomponiendo éstos: a) Por $SO_4 H_2$ dil., perdiéndose aquella como $SO_3 Na_2$; o b) Por CO_2 , obteniéndose $CO_3 Na_2$, del cual se regenera el Na O H, por caustificación con Ca O. Este último método, llamado proceso continuo, es más económico que el primero; pero tiene gastos más elevados de instalación.

Berthelot (12) hidrogenó carbones, transformándolos totalmente en una mezcla de hidrocarburos, bases, etc., mediante ácido yodhídrico, en un método no utilizable técnicamente.

Ipatiew estudió ya en 1904 la descomposición de un cierto número de cuerpos orgánicos a elevada temperatura en atmósfera de hidrógeno a presión.

F. Fischer y K. Keller, estudiaron la destilación del carbón en atmósfera de hidrógeno a elevada presión. F. Fischer y Plötze (13) encontraron así un aumento en las materias destiladas y una disminución del cok. La cantidad de alquitrán, en el caso más favorable, alcanzó a 75% del carbón, por este medio, fluidificado.

Bergius obtuvo, como consecuencia de sus trabajos de hidrogenación molecular de la celulosa y otros componentes del carbón, en el estudio de su origen y formación (14), las patentes alemanas—Mayo, 1913—“sobre un procedimiento para la obtención por el calor de hidrocarburos ligeros partiendo de hidrocarburos pesados, caracterizado por el hecho que los hidrocarburos se hidrogenan durante el calentamiento mediante hidrógeno comprimido”, y en Septiembre de 1915 “sobre un procedimiento para fabricar combinaciones orgánicas líquidas

o solubles con carbón, lignito, turba, madera y otros cuerpos, reaccionando a elevada presión (200 at.) y temperatura (300-400°) con hidrógeno.

El nitrógeno contenido en el carbón forma durante el proceso, amoníaco y compuestos amónicos, y puede recogerse cuantitativamente. Algunas combinaciones orgánicas formadas, contienen oxígeno con carácter fenólico, otra parte con hidrocarburos de diverso peso molecular y punto de ebullición, análogos a los hidrocarburos del petróleo. Como residuo quedan solamente las cenizas formando una suspensión en el aceite obtenido.

Sobre este proceso, A. Spilker y K. Zerbe (15) prueban que la “berginización” no solamente es un “cracking”, sino también una hidrogenación, de acuerdo con los trabajos de F. Fischer y Frey (16), sobre la transformación por hidrogenación de un “semi-cok” de lignito donde no es posible ningún “cracking”, en productos líquidos y gaseosos.

Otras posibilidades de fluidificar el carbón son la obtención de carburos (17), y principalmente la gasificación y obtención de combustibles líquidos con el gas de agua, mediante catalizadores. Los procedimientos de la “Badische Anilin und Sodafabrik” fueron orientados durante la guerra hacia la obtención de hidrocarburos, por reacción catalizada del óxido de carbono e hidrógeno (18), y abandonados en este sentido por la complejidad del producto obtenido.

Una nueva serie de patentes de la Badische y los trabajos de Patart (19) llevan el problema a la obtención de alcohol metílico, realizada industrialmente en las instalaciones de Merseburg (Alemania), y en las fábricas “Poulenc Frères”, en París, respectivamente.

Análoga acción a la del ácido yodhídrico, el formiato sódico, por el calor, desprende hidrógeno naciente apropiado para la hidrogenación del carbón, si bien el proceso es caro.

(10) H. Couran y R. Besson “Distillation des combustibles a basse temperature”, París (1928).

(11) Brennstoff-Chemie, 164 (1925).

(12) “Les Carbures d'hydrogene”. III, París (1901).

(13) Ges. Abhandlung. z. Kenntn. d. Kohle. I, 148 (1917).

(14) Die Anwendung hoher Drucke bei Chemische Vorgangen und eine Nachbildung des Entetehungsprozesses der Steinkohle (1913) y Die Naturwissenschaften.

(15) “Zeitchr. f. angew. Chem.” 39, 1,138 (1924).

(16) “Brennstoff-Chemie”, 69 (1913).

(17) F. Fischer. “Die Umwandlung der Kohle in Oel” (1924), (Berlín).

(18) “Brennstoff-Chemie”, 3, 276 (1913).

(19) “Chimie et Industrie” 13, 175 (1925).

La pirolisis de algunos formiatos de alcohol metílico, acetona y otros productos, F. Fischer y H. Tropsch obtuvieron, fundándose en esta reacción, y por catalisis del óxido de carbono e hidrógeno a elevada presión y temperatura, una mezcla llamada Synthol—aceite sintético—, de unos 100 cuerpos orgánicos, formada por diversos hidrocarburos, alcoholes, ácidos.

El anhídrido carbónico y el hidrógeno, conducidos a presión sobre un catalizador adecuado, no forman Synthol, sino agua y óxido de carbono. Separada el agua por condensación en un refrigerante, y pasando de nuevo los gases sobre el catalizador, se forma entonces Synthol. O sea, que con hidrógeno obtenido, por ejemplo, en la electrolisis del agua y en anhídrido carbónico extraído del aire, se llega a obtener un combustible líquido para motores.

Estos métodos exigen que los cuerpos reaccionantes sean muy puros, para evitar el envenenamiento de los catalizadores, lo que restringe parcialmente sus posibilidades industriales, y que no es preciso en el método Bergius, donde el hidrógeno puede llevar algunas unidades por ciento de óxido de carbono y anhídrido carbónico.

Para un estudio sobre la posibilidad industrial del proceso Bergius será interesante revisar todos los datos publicados en varias naciones, que han ensayado sus carbones en la instalación semi-industrial de Rheinau, en previsión de una próxima y quizá ya alcanzada solución. En "Brennstoff-Chemie" (15 de Marzo de 1928), se indica la construcción por The Transvaal and Delagoa Bay Investment Comp. Ltd., en el Transvaal, de una instalación para la fluidificación de carbones según Bergius, además de otras en curso de instalación en Bélgica, Inglaterra y Alemania (20). A instancia del industrial belga M. Fernand Radelet (21), una comisión compuesta por los profesores de Química F. Ranwez, P. Erculisse y P. Bruylant, de las Universidades de Lovaina y Bruselas, y el ingeniero M. Nothomb, estudió en Rheinau la hidrogenación de un asfalto bruto mejicano de Panuco, un residuo de la destilación de un aceite bruto de Pechelbroon; un alquitrán de una fábrica de gas, privado de las esencias ligeras destilables bajo 230°, un carbón de Silesia y otro belga, en una instalación de funcionamiento intermitente, un autoclave giratorio de cinco litros de capacidad, donde después de cargado con el material a tratar, se llenaba con hidrógeno a varias presiones—según la substancia— y se calentaba a una temperatura determinada.

La presión del hidrógeno cargado en el trata-

miento del asfalto era de 50 at., la temperatura era elevada y mantenida a 420°, subiendo la presión hasta 137 at.; enfriado el autoclave, la presión residual era de 30 at.

El asfalto cargado era una masa negra, espesa. Densidad a 15°—0,989.

Destilación fraccionada (Engler).

Comienza la destilación a 167°.

167° - 210°	2,0	por 100 en peso.
210° - 300°	10,4	— —
Destila bajo 300°	12,4	— —
Residuo	87,6	— —

El producto es un líquido fluido rojo pardo, con fluorescencia verde. No se forman adherencias de carbón en las paredes del autoclave.

Densidad a 15° - 0,866.

Comienza a destilar a 34°.

34° - 150°	28	por 100.
150° - 210°	11,2	—
210° - 300°	19,1	—
Destila bajo 300°	58,3	—
Residuo	6,7	—
Pérdida en la destilación	35,0	—

Se retiran del autoclave 148 litros de gas.

Anhídrido carbónico y Acido

sulfúrico	1,9	por 100.
Hidrocarburos no saturados	1,4	—
Hidrógeno	25,2	—
Oxido de carbono	3,0	—
Hidrocarburos saturados	62,3	—
Nitrógenos	6,2	—

Tratamiento de un alquitrán de hulla:

Necesita una hidrogenación más profunda. Se calienta a 478° con hidrógeno a 50 at., de presión inicial, elevándose hasta 104 at. Enfriado el autoclave, la presión residual era de 32 at. Se carga más hidrógeno, hasta alcanzar la presión de 50 at. Se calienta de nuevo hasta 478°, la presión crecía hasta 136 at., y después de enfriar era de 39 at.

El alquitrán empleado (residuo de la destilación hasta 230°) tenía las siguientes características:

(20) Report of the Fuel Research Board 1926, Londres. Zentralblatt, 97, 2,254 (1926).

(21) Le Procédé Bergius. Informe amablemente cedido por F. Radelet.

Densidad a 15° - 1,144.

Destilación fraccionada. Comienza a 236°.

236° - 270°	9,1 por 100
270° - 330°	22,6
Destila bajo 330°	31,7
Residuo	66,9
Pérdida	1,4

El alquitrán berginizado era un líquido negro, de olor fuertemente amoniacal. No hay formación de carbón o cok en las paredes del autoclave.

Densidad a 15° - 1,041.

Destilación fraccionada. Comienza a 77°.

77° - 230°	32,7 por 100.
230° - 330°	32,8
Destila bajo 330°	65,5 (d. 1,026)
Residuo	35,5 (d. 1,172)

Berginización de un carbón

Conviene para esta transformación, carbones con menos de 85% de carbono, referido a libre de cenizas, reducido a polvo y mezclado en una cierta proporción con un aceite, generalmente procedente de una experiencia anterior. Los carbones con un contenido mayor en carbono son también hidrogenables (22). Los polvos de carbones sirven perfectamente, esto es, los menudos, de menor valor en el mercado.

Se cargaba el autoclave a 100 at., elevada la temperatura y mantenida a 434°, subía la presión hasta 232 at. Después del enfriamiento bajaba a 65 at. Se cargaba de nuevo más hidrógeno, hasta la presión de 80 at., y se calentaba a 434°, elevándose aquélla a 205 at. La presión residual después de enfriar era 68 at.

El autoclave contenía un líquido negro, alquitranoso, de elevada consistencia, homogéneo y sin más partículas sólidas que las cenizas, en forma de un polvo impalpable. El carbón era completamente transformado en combustible líquido.

Los ensayos de la comisión están de acuerdo con las experiencias de Bergius. Las materias tratadas fijan hidrógeno, transformándose en líquidos movibles y ricos en esencias ligeras que por debilitación puedan dar:

a) Esencias ligeras para motores de automóvil.

b) Aceites más pesados para motores Diesel.

c) Residuos alquitranosos, más fluidos que la materia origen y aptos para la calefacción o para ser sometidos a una nueva hidrogenación.

d) Se produce una mínima proporción de carburos gaseosos arrastrados por el hidrógeno sobrante.

e) En las operaciones discontinuas hechas por la comisión, las pérdidas variaron entre 9 a 10%, debida principalmente a la adherencia a las paredes y eliminadas en una instalación continua.

De una manera general se pueden aceptar los siguientes resultados, que varían con las materias primas tratadas y las condiciones de trabajo:

30 por 100 de esencias para automóviles.

30 — de aceites para Diesel.

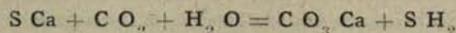
30 — de aceites para quemar, aglutinar o rehidrogenar.

10 por 100 de gases y pérdidas.

La fabricación propiamente dicha comprende la producción de hidrógeno y su fijación sobre la materia prima empleada.

Para la producción de hidrógeno se emplea en Rheinau el generador "Bamag", de la "Berlin Anhaltische Maschinenbau A. G.", que es una modificación del tipo "Messerschmitt". Consiste en la colocación del recuperador del calor sobre la masa del mineral de hierro, que, reducido previamente con gas de agua y calentado a elevada temperatura con gas pobre, descompone luego una corriente de vapor de agua sobrecalentada, dando hidrógeno y óxido de hierro. La figura 2.ª representa el generador "Bamag" con un depurador físico. Desde la plataforma de control se maniobran las válvulas de las conducciones de vapor de agua—5—, de aire—3 y 7—, gas de agua—2—, tubo para el desprendimiento del hidrógeno—6—y chimeneas—1 y 4—. Óxido de hierro A, Refractario recuperador del calor B, Torre lavadora C, llena de cok. Comprende, además, los generadores de gas pobre y gas de agua, calderas para la producción de vapor a baja presión y ventiladores.

Los depuradores: el físico consiste en unas torres lavadoras por lluvia de agua, y el químico contiene hidrógeno cálcico, que retiene el $C O_2$ y el $S H_2$, si bien parece esto algo problemático, ya que el $S H_2$ puede ser puesto en libertad:



Debe emplearse además, óxido de hierro. El hidrógeno impuro, después de los scrubbers, tiene la siguiente composición en volumen:

(22) H. G. Shatwell y J. Grham Fuel 4, 25, 75 (1925).

H	96,5 por 100.
C O ₂	1,5
C O	0,5
S H	1
N	0,5

y depurado químicamente con óxidos de hierro y calcio:

H	99,0 por 100.
C O	0,5
N	0,5

El funcionamiento comprende el calentamiento previo con una mezcla de gas pobre y aire de los ladrillos, de óxido de hierro, procediéndose luego a la siguiente serie de operaciones, sin más interrupción durante veinticuatro horas que dos paradas, de casi una hora, para retirar las escorias de los gasógenos y recalentar el óxido de hierro.

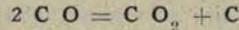
Primero. Reducción del mineral de hierro por el gas de agua a hierro metálico, o, según algunos, a un estado inferior de oxidación. El resto de gas no consumido se mezcla con aire—entrando por la válvula 3—y se quema en contacto con el refractario que sirve de recuperador del calor. La temperatura del mineral desciende, mientras la del recuperador se eleva. Tiempo, ocho minutos. El gas de agua pasa por scrubber, y limpiase de polvo por centrifugación. No se depura químicamente, y como contiene cerca de 0,5 % de hidrógeno sulfurado, con el hierro da un sulfuro. Este debería descomponerse durante la fase de oxidación; pero no sucede así en la práctica, y se acumula sulfuro de hierro, con perjuicio de la actividad de la masa. Se sustituye, para eliminar el S H₂, cada cinco o seis operaciones, la fase de recalentamiento con aire por un tratamiento de vapor de agua.

Segundo. Lavado de la masa (gases de la reacción del gas de agua con el óxido de hierro, vapor de agua, anhídrido carbónico y nitrógeno del aire) con vapor de agua—5—, sobrecalentado en el recuperador de calor y expulsando el producto de la reacción con el hierro—por 4—. Tiempo, quince segundos.

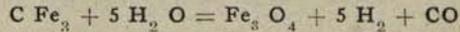
Tercero. Luego, durante seis minutos, se recoge el hidrógeno—por 6—, que se purifica. La temperatura del recuperador desciende y la del mineral se eleva.

Cuarto. Última fase de una operación es el recalentamiento con una corriente de aire—entra por 7—, que atraviesa el recuperador y la masa de óxido de hierro. Esto permite obtener

hidrógeno más puro, ya que en el período de reducción el hierro se carbura superficialmente.



y el C Fe₃, durante la fase de oxidación, origina óxido de carbono.



que contiene siempre el hidrógeno obtenido.

Una corriente de aire durante 45 sg. descarbura el hierro.

El procedimiento de la "Badische", también citado por la comisión belga, está fundado en la descomposición del agua por el "gas de agua" en presencia de catalizadores.

Un nuevo método estudiado por Bergius permite reducir el coste de fabricación del hidrógeno necesario a una cuarta parte del actual. Aprovechando el hidrógeno combinado en los productos gaseosos de la "berginización", descomponiendo éstos con vapor de agua, dice Bergius (23), y llevándolo de nuevo al circuito de fabricación, resultando así que todo el hidrógeno se consume en la producción de esencias ligeras.

Para la fijación del hidrógeno se utiliza la disposición indicada, y, generalizando, puede decirse que el consumo de éste es:

1% para aceites pesados del petróleo o asfaltos.

2 % alquitranes de lignito y de fábricas de gas.

3 % alquitranes de cokerías.

4 % para carbones.

Los productos recogidos son:

A) Refrigerando a 15° los vapores que salen por el desflemador del tubo laboratorio se obtiene un líquido complejo que comienza a destilar a 40°, cuando se hidrogenan residuos inutilizables de petróleo, y hacia 60° cuando se tratan carbones o lignitos.

Representa el 70% de la cantidad total, y puede fraccionarse en tres partes:

a) Bencina ligera, destilando antes de 150°, y forma un tercio de la materia prima.

b) Fracción entre 150°-210°.

c) Fracción entre 210°-300°, utilizable en motores Diesel y Semi-Diesel. Ofrece las características del petróleo lampante.

B) Gas formado principalmente por hidrocarburos saturados y una pequeña porción de gas etilénico, en cantidad de 120 a 200 m.³

(23) "Bericht über die Vorträge des Steinkohlentagung in Essen", (1925).

por ton. de materia tratada y con un poder calorífico de 12,000 cal./m.³, H. Waterman y Perkin (24), en el análisis de los gases de una hidrogenación técnica encuentran hidrógeno, oxígeno, óxido y dióxido de carbono, nitrógeno e hidrocarburos de las series del metano, etileno, acetileno y benceno.

cho sobre la recuperación del hidrógeno, una fábrica con dos elementos bastará ampliamente. El precio será de 920,000 fr.

Los gastos por m.³ de hidrógeno son: 1,4 kg. de cok, 3,5 kg. de vapor de agua, 0,28 kwts. para los ventiladores y 80 a 100 l. de agua para la refrigeración. Los ladrillos de óxido de hie-

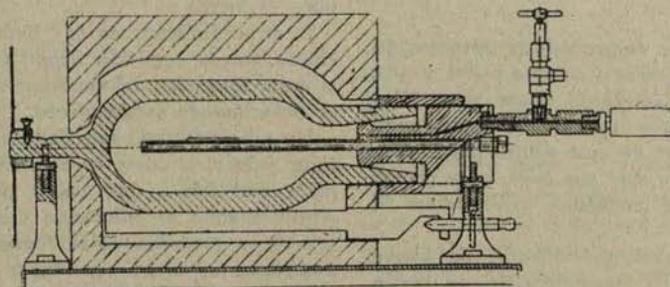


Figura 1.^a
Autoclave giratorio.

C) Treinta por ciento de productos pesados que vuelven al tubo laboratorio. Este residuo presenta el aspecto del Mazout y puede utilizarse como aceite combustible, aglutinante o para ser "berginizado" de nuevo.

En el estudio de la comisión belga se acompaña otro, financiero, de una fábrica para la "berginización" de "mazout", asfalto, aceites de esquistos, alquitrán de hulla y carbón, que permite hacerse una idea de la rentabilidad, si bien es preciso notar que los datos fueron dados en Febrero de 1922.

Toman como tipo una fábrica para el tratamiento de 30,000 ton./año de materias primas. La cantidad de hidrógeno varía entre 1 y 4%, según la materia tratada. Se necesitará una producción de 300 a 1,200 ton. de hidrógeno por año, o sea 1 a 4 ton. por día, o también 10,000 a 40,00 m.³/día.

La fabricación de este gas con instalaciones de la "Bamag", que suministra elementos, produciendo 5,000 m.³ en veinticuatro horas, exige 2 a 8 elementos. Los precios por cada elemento eran de 460,000 francos (Mayo 1922); el precio de la fábrica de hidrógeno será de 920,000 a 3,000,000 de francos. Teniendo en cuenta lo di-

ro han de renovarse, vendiéndose al mismo precio de costo a los altos hornos. Sólo exigen gastos de transporte.

Una instalación para 5,000 m.³ necesita tres equipos de cuatro hombres y un contraamaestre. El precio de un m.³ de hidrógeno resulta:

Cok	0,14 fr.
Vapor	0,04 ..
Electricidad	0,05 ..
Salarios	0,068 ..
Amortización	0,015 ..

Precio de un m.³ de hidrógeno. . . 0,313 fr.

Una instalación, según el procedimiento de la "Badische", no permite obtener menos de 1,000 m.³ por hora. Como es preciso una unidad de reserva, la instalación mínima comprende dos elementos, suministrando 48,000 m.³ de hidrógeno por día. Su costo es de 3,000,000 fr., más la compra de la licencia del catalizador. Gastos de explotación:

(24) "Erdol un Teer", 1, 38, 30 (1925).

La cantidad de cok por m. ³ es menor, 0,6 del utilizado en el procedimien- to "Bamag"	0,084 fr.
La cantidad de vapor es la misma . . .	0,04 "
Electricidad es 1,7 veces mayor . . .	0,085 "
Los salarios son 0,5 del "Bamag" . . .	0,034 "
Amortización	0,015 "
<hr/>	
Precio de un m. ³ de hidrógeno	0,258 fr.

Valor
del producto
obtenido.

a). 200 metros de gas de 12,000 calorías	90
b). Esencias	203
c). Aceite para Diesel	60
d). Aglutinantes para aglomerados . . .	80,50
<hr/>	
Total por tonelada	433,50

El procedimiento de la "Badische" aventaja al "Bamag", a condición de que la compra de la patente sea inferior a 0,05 frs. por m.³. Presenta el inconveniente de que las unidades de fabricación proyectadas son demasiado grandes, si se emplea el procedimiento de recuperación de hidrógeno según Bergius.

Fábrica para la fijación del hidrógeno.

Su costo puede calcularse en 4.000,000 frs. El tubo laboratorio, con sus accesorios, sólo representa el 6 a 7 % del costo de la fábrica. Los gastos son:

Para el calentamiento por tonelada, de materia prima, se necesitan 1 mil- llón 300,000 calorías	14,67 fr.
Electricidad, incluido alumbrado por tonelada, 150 kilovatios-hora	27 "
Salarios del personal obrero de la fá- brica proyectada (tres equipos de 17 hombres y un contraamaestre) 408 salarios-hora, tratando por hora 4,5 toneladas; el tratamiento por ton- nelada resulta a	16 "
<hr/>	
Precio independiente de la materia tratada	57,67 fr.

"Berginizando" carbón, los precios de las ma-
terias primas y de explotación, son:

a) Una ton. de carbón	30 fr.
b) Hidrógeno fijado (3,5 por ton.)	20,58 "
c) Amortización	7 "
d) Gastos de fabricación	57,67 "
e) Gastos generales, servicio técnico y contabilidad	15 "
<hr/>	
Total por tonelada	230 fr.

Fabricando hidrógeno por regeneración con los gases hidrocarburoados, se logra una economía de 80 frs. en el precio del hidrógeno fijado por ton., o sea un total de 150,25.

Recuperando el hidrógeno, el precio de venta de los productos se reduce a 388 fr.

En Italia, país pobre en combustible, se aspira a resolver el problema de carburantes, ya que la importación de combustibles líquidos pasa de toneladas 500,000, mediante (25).

- Destilación a baja temperatura de lignitos.
- Hidrogenación a elevada presión.
- Gasificación del semi-cok a gas de agua y síntesis del óxido de carbono.

Por iniciativa del ingeniero A. Vitallè y un grupo de industriales italianos, el ministerio de Economía Nacional envió a Mannheim-Rheinau una comisión, compuesta por los profesores de Química Villavecchia, M. G. Levi, doctor Belasio y el ingeniero A. Vitallè, para comprobar los métodos de hidrogenación en una instalación continua, sobre un alquitrán de turba, un residuo de petróleo de Galitzia y dos muestras de lignitos italianos.

El alquitrán era deshidratado previamente, y los lignitos desecados y triturados, mezclados luego con un alquitrán, en la proporción de 2:1, como se realiza en Rheinau para los carbones bituminosos que allí se hidrogenan actualmente.

Las experiencias se realizaban a temperaturas entre 440° y 470°, con presiones de 100 a 150 at.

Los resultados obtenidos por la comisión fueron:

Alquitrán de turba. Es semi-sólido a la temperatura ordinaria y se transforma totalmente en aceite, del cual se puede obtener por ton.:

- 260 kg. de bencina, que hierve bajo 230°.
- 340 kg. de aceite Diesel, que hierve entre 230° a 300°.
- 290 kg. de residuo.

La última fracción es semi-sólida y puede ser hidrogenada de nuevo con excelentes resultados.

El mismo alquitrán de turba destilado da:

(25) G. Levi, Studi e Ricerche sui Combustibili. Vol. I. (1922), Roma.

Mínima cantidad de bencina.

Aceite hasta 300° 250 kg. por ton.
Residuo combustible 720 — —

Lignito pardo. Rendimiento en aceite "berginizado", 360 kg. por ton., que destilan:

Bencina 140 kg.
Aceite combustible 220 —

El mismo, destilado a baja temperatura (500°) da 60 kg. de alquitrán primario por ton.

Otro lignito italiano da por cada 100 kg. (26).

Bencina 8 kg.
Alquitrán primario berginizado 8 —
Aceite berginizado o hirviendo bajo 330° 15 —
Cenizas 9 —
Agua 30 —
Gas 15 —
Productos solubles, no volátiles 6 —
Pérdidas 9 —

La "berginización" se realizaba empastándolo con alquitrán de carbón. El aceite "berginizado" contenía el 12,5% de compuestos solubles en los álcalis. En el agua se encuentra el 19% del contenido en nitrógeno, como amoníaco.

En Alemania, M. Heyen y M. Dunkel (27), estudiaron en Rheinau la hidrogenación, en una instalación continua, de una hulla—polvo de mina—de la siguiente composición:

Cenizas 17,70 por 100
Volátiles 28,5 —
C 83,79 —
H 5,35 —
O+N 10,86 —

La hidrogenación del componente macroscópico del carbón, fuseno, da sólo un tercio de los

sendos rendimientos en aceite obtenidos con el durenno, clarenno o vitrenno (28). El gran contenido en oxígeno del clarenno y durenno de algunos carbonos origina la producción de mucho gas, agua y, principalmente, fenoles (29).

La separación de estos cuatro componentes en el análisis estructural de un carbón se hace a mano, cuando las capas de éstos son gruesas, o utilizando las diferencias de sus pesos específicos, con una mezcla de xilol y tetracloruro de carbono (30).

El carbón pulverizado se empleaba mezclado con un aceite, formando una pasta. El resultado era:

Cargado en el aparato:
Pasta de carbón 105,5 kg.
Hidrógeno 12,5 —

118,0

Obtenido:
Líquido 85,9 kg.
Bencina en el gas 2,3 —
Gases 26,3 —
Pérdida 3,5 —

118,0

El aceite obtenido era un líquido denso, conteniendo solamente las cenizas en forma de suspensión.

Sometido a la destilación, comienza a destilar a 45°.

Agua 3,6 kilogramos
Aceite ligero 13,3 —
Residuo 54,0 —
Pruebas 2,0 —
Pérdida 1,6 —

74,5

Fraccionamiento de los aceites

FRACCION	% de aceite neutro	% de fenoles	% de base.
Hasta 180° (760 mm.)	76,6	17,1	1,3
580°-220° (760 mm.)	59,7	33,3	4,5
Hasta 150° (15 mm.)	76,1	13,2	4,2
150°-190° (15 mm.)	82,1	5,6	4,1
190°-230° (—)	82,5	2,9	2,6
En el vacío	78	0,4	3,1
En el total	75,7	12,0	3,5

(26) E. Laszlo, "Petroleum", 22, 421 (1926).

(27) Brennstoff-Chemie, 21, 87, 245 (1926).

(28) Comunicación privada.

(29) H. G. Shatwell y J. Graham, Fuel, 4, 25, 75 (1925).

(30) M. Dunkel, Mitteilung aus dem Schlesischen Kohlenforschungsinstitut en Breslau, II (1925).

En los fenoles se encuentran fenol, cresol, xilenol, y entre las bases anilina, taludina, xilidina, colidina, quinolina e isoquinolina.

En el aceite neutro, hidrocarburos saturados, $C_{21}H_{44}$ hasta $C_{26}H_{54}$; hidroaromáticos, fenantreno, carbazol, antraceno, fluoreno y ace-nafteno.

En Inglaterra se hicieron ensayos en el año 1925, utilizando un pequeño autoclave, en los laboratorios del "Fuel Research Station", en Greenwich (Londres) (31), con buenos resultados, además de los trabajos ya citados por H. G. Shatwell y sus colaboradores en la Universidad de Birmingham. El "British Bergius Syndicate" ensayó carbones ingleses en la instalación de Rheinau, según el proceso Bergius.

Esta sociedad tiene los derechos sobre las patentes de Bergius para el Imperio inglés. La "International Bergius Company" (que tiene los derechos para todos los países, excepto Alemania), "B. B. Syndicate", y el mismo Bergius, dieron indicaciones para aquellas experiencias.

Se constituyó una instalación experimental continua en los laboratorios del "Fuel Research", que comenzó a trabajar en Febrero de 1927. Es capaz para el tratamiento diario de una ton. de carbón. En ella se estudia la clase de carbón y las condiciones de presión y temperatura más favorables para el tratamiento (32).

Los resultados con típicos carbones bituminosos ingleses son:

Aceites y esencias	50 - 60%
Gas	20 —
Parcialmente "berginizado"	15 —

el resto es agua y materias inorgánicas. Compárense estos resultados con el rendimiento—10% o menor—de aceites obtenidos por destilación a baja temperatura. Los aceites contienen hidrocarburos cíclicos, alifáticos y aromáticos; fenoles y una pequeña cantidad de bases y ácidos. El carbón era mezclado con 40% de su peso en un alquitrán ordinario, previamente hidrogenado (fracción 250°-350°). El análisis indica (33).

Compuestos no saturados	3,1%
— aromáticos	7,6—
Nafténicos	51,7—
Parafinas	37,6—

Y, por último, en España pueden citarse: un artículo mío en el diario "El Carbayón", de Oviedo—

Julio 1927—sobre la conveniencia de ensayar en Rheinau los carbones asturianos y continuar estas experiencias aquí, para el mejoramiento de la industria hullera, y como contribución a la solución de su actual crisis; un discurso por el catedrático doctor Benito A. Buylla, en la apertura del curso académico 1927-1928, en la Universidad de Oviedo, referente a la necesaria creación de un "Instituto de Carbón", que analice y clasifique nuestros carbones. Dos subvenciones de 10,000 y 2,500 pesetas de la Diputación y Ayuntamiento de Oviedo, inician la realización de estas ideas en los laboratorios de Química Orgánica y Técnica de la facultad de Ciencias, donde trabajamos actualmente, bajo la dirección del citado catedrático, en la berginización de carbones.

El objeto de nuestras investigaciones es el estudio de los tipos de carbones (por ahora asturianos) aplicables a la hidrogenación, según Bergius, por el cuidadoso análisis de los productos líquidos y gaseosos obtenidos.

(31) "Report of the Fuel Research Board for the Year" (1925).

(32) "Report of the Fuel Research Board for the Year" (1926).

(33) J. Inst. Pet. "Tech 12", 78 (1926).

NOTAS.—En la primera parte de este artículo, al tratar de la destilación de carbones, hacemos referencia a la crisis de carburantes. Unos datos lo demuestran: La producción mundial de petróleo bruto (150 millones de toneladas en 1925) crece a razón de 8 por 100 por año, mientras el consumo de esencias (50 millones de toneladas) crece 14 por 100 por año.

En uno de los últimos números de "Brennstoff-Chemie" publican Fischer y Tropsch los resultados de los análisis del petróleo sintético obtenido en una instalación grande, como continuación de las experiencias de laboratorio iniciadas hace dos años. No había incluido éstas al pasar revista a los métodos de obtención de combustibles líquidos a partir del carbón, por no haberse publicado aún los datos sobre los productos obtenidos. Para una completa orientación sobre estos problemas con viene añadir lo siguiente:

En 1926, Fischer y Tropsch realizaron la síntesis de los hidrocarburos parafínicos del petróleo hidrogenado, óxido de carbono a la presión ordinaria, según el método de Sabatier y Senderens, investigando como catalizadores todos los elementos del octavo grupo del Sistema Periódico de los elementos, temperatura (< 300°), velocidad de los gases, etc., y obteniendo hidrocarburos gaseosos saturados, metano, etano, propano y butano, hidrocarburos líquidos saturados y no saturados (p. eb. 20 a 330), parafinas sólidas y una débil proporción de compuestos oxigenados, con un rendimiento de 200 a 220 kgs. de hidrocarburos líquidos por tonelada de carbón gasificado. Este método exige la purificación del gas de agua, bien por métodos físicos—liquefacción, disolución bajo presión—o químicos—reacciones químicas, transformación catalítica en cuerpos mejor separables.

SECCION PETROLERA

LA TENDENCIA NACIONALISTA DE LAS
LEGISLACIONES PETROLERAS

Si se pasa revista al conjunto de leyes que rigen en materia de petróleo, en varias partes del mundo, se advierte que la casi totalidad de ellas es nacionalista, sobre todo las que se han formulado después de la guerra mundial, en la que el petróleo se reveló como un elemento vital para la economía y la seguridad de los pueblos; y no se requiere ahondar mucho, al analizar las causas de tal nacionalismo, para advertir que responde a una verdadera necesidad, muchas veces urgente, que se ha acentuado en los últimos tiempos.

Es así la expresión del pensamiento de los pueblos, que se han dado cuenta de la importancia económica que tiene la posesión del petróleo y, sobre todo, del interés vital que representa para su independencia y seguridad. Por eso se decía hace poco en la Cámara francesa de Diputados, al discutir la cuestión del régimen legal del petróleo, en ese país, que "sólo una nación que tiene en su suelo y bajo el dominio de los suyos, la fuerza en todas las diversas formas que es necesaria a su vida económica, posee su independencia en la paz y en la guerra".

Indudablemente que la tendencia nacionalista no es reciente, pero sí, como antes decíamos, se ha acentuado como consecuencia de las innumerables lecciones que nos dejó la gran guerra, después de la cual han evolucionado notablemente muchos de los principios jurídicos que habían permanecido inmutables, sobre todo los que directa o indirectamente afectan al petróleo.

Un ejemplo de eso ha sido Francia, que sacudida y profundamente afectada por la última guerra, ha procurado modificar su legislación minera que había permanecido invariable desde 1810, y que si bien reconocía al Estado como

origen de la propiedad minera, había sido desvirtuada, en parte, por el carácter de perpetuidad que tenían las concesiones otorgadas. Los Países Bajos, donde regía la misma ley francesa de 1810, sintieron con anterioridad la necesidad de reformarla, y así lo hicieron en 1904.

Inglaterra, que fuera de sus dominios lucha por la política de la "puerta abierta" sostiene, sin embargo, dentro de su territorio, en sus dominios y aún en sus llamadas zonas de influencia, la política contraria, pues por ningún motivo permite a los extranjeros explorar, ni poseer terrenos petrolíferos, ni a sus súbditos traspasar dentro del Imperio propiedades o explotaciones petrolíferas a compañías extranjeras.

La política de la puerta abierta va siendo más y más rara y sólo por la fuerza es sostenida en contadas regiones. Aún en países como Rusia, donde parecería lógico que debiera imperar como consecuencia de los avanzados principios filosóficos que han dado origen a su gobierno, no es en realidad practicada.

Y es que todos los pueblos, uno a uno, se han ido dando cuenta de la importancia que tiene el control de la explotación y aprovechamiento de los recursos naturales, y del de sus abastecimientos, para su independencia económica y política. De aquí que, desde este punto de vista, no encontremos diferenciaciones, ya se trate de monarquías o de repúblicas, de gobiernos liberales, conservadores, o socialistas, o radicales, etc., etc.

La mayoría, en una forma o en otra, han considerado como política juiciosa y aun salvadora, la que tiende a conservar bajo su propio control

sus recursos petrolíferos o sus abastecimientos, para atender a sus necesidades y para garantizar su existencia, como pueblos soberanos; la han seguido obedeciendo a una imperiosa necesidad nacional y en algunas partes, a un verdadero clamor de la opinión pública, como ha sucedido en la República Argentina.

En ciertos países ha sido necesario restituir y reglamentar leyes anteriores, sabias y justas, y en otros, ha sido necesario introducir modalidades avanzadas para poner en consonancia sus legislaciones con los intereses de las colectividades, sobre todo en los casos en que los códigos han dejado de estar en consonancia con la organización actual y el estado de adelanto de las sociedades, a las que rigen.

La necesidad misma ha ido imponiendo en todas partes el imperio de los principios nacionalistas que en algunos casos comprende no sólo la protección de los recursos naturales, sino aún la transformación de organizaciones económicas interiores que en una forma viciosa impiden o desvirtúan el justo aprovechamiento de esos recursos, en perjuicio de los intereses de la mayoría. El interés público demanda que el Gobierno tenga una intervención, tanto más activa en los servicios que afectan a la comunidad, cuanto mayor es la importancia que para ella tienen, e indudablemente que el petróleo es de los que más hondamente pueden afectarla.

En muchos pueblos esa política ha tenido como fin principal el de defenderse y precaverse de los peligros de absorción económica exterior, que cuando no produce la total pérdida de la soberanía, es fuente de continua intranquilidad. Así es que, movidos por necesidades nacionales imperiosas, o bien por sabia previsión, han afrontado resueltamente el problema de la nacionalización del petróleo. No se trata en muchos países, de excluir la participación del capital, trabajo y la inteligencia de los extranjeros, sino simplemente de asociarlos al esfuerzo nacional sobre bases justas y del todo equitativas. Un diario de Colombia decía hace poco, a propósito de la Legislación Petrolera de ese país, que su ideal de nacionalización efectiva no persigue la exclusión de la concurrencia de capital y de la inteligencia extranjeras, sino que se propone el aseguramiento del control por el Estado, de las actividades propias de esa industria; o como decía el Ministro de Industrias del mismo país, en un cablegrama dirigido a la Legación Colombiana en Washington, en Noviembre de 1927, que Colombia, como siempre, se halla abierta a los extranjeros,

dispuesta a recibir el capital de otros países, "en igualdad de condiciones", sin distinción de origen, sin exclusivismos ni preferencias.

En la Argentina aún no ha quedado definida por el Senado la Legislación Petrolera que en forma radical nacionaliza totalmente la riqueza petrolífera, su industria y su comercio, según la sanción que le dió la Cámara de Diputados.

La Legislatura Colombiana decretó, en Noviembre del año próximo pasado, una ley llamada de emergencia, porque fué expedida mientras se estudia y aprueba la ley definitiva, y que tiene por objeto, según lo explicaba la Comisión del Senado, el conjurar con esa ley los peligros que para el país pudieran resultar de la industria petrolera desarrollada, sin la expedición de leyes que garanticen "plena y conjuntamente la soberanía nacional y los derechos de los asociados".

En Chile se han dado pasos para dictar una ley eminentemente nacionalista; e igual cosa se proyecta hacer en Brasil.

Estos tres últimos países, pero principalmente Colombia, comienzan a escuchar las advertencias, las amonestaciones y aún las amenazas de los capitalistas extranjeros, que a todo trance quieren impedir que se dicten semejantes leyes, y aún se habla con ironía de la situación de esos pueblos ante las necesidades financieras y de preparación material e intelectual requeridas para la explotación del petróleo. Del Brasil se dice, por ejemplo, que por el camino que piensa seguir, lleva trazas de sacar más aceite de sus nueces que de sus rocas.

Pero todo aquello no es otra cosa que la campaña que se desencadena para impedir o entorpecer la obra legislativa de aquellos países, y en esto, bien lo sabemos, no se escatimarán medios con el propósito de menguar, y si es posible, impedir que se consume una obra a todas luces salvadora, como la que han iniciado Colombia, Brasil y Chile, y como la que está a punto de realizar la República Argentina.

A las empresas que acuden en busca de privilegios a los países de grandes recursos naturales, no les conviene ni puede convenirles nunca ninguna ley que tienda a refrenar, ni a regular siquiera sus especulaciones.

La política de los mencionados países, aún de los que no poseen todavía la realidad tangible del petróleo brotante, no puede ser ni más juiciosa, ni más previsora, puesto que pretenden colocar la explotación futura sobre bases justas, evitándose posibles trastornos, pues ya se sabe que cuando se ha concedido excesiva libertad a las empresas extranjeras, se favorece

el monopolio, se corrompen y relajan las funciones del Estado, se invade su soberanía, hasta crear, como alguien ha dicho, "un Estado dentro de otro Estado". La explotación de las riquezas se hace entonces sin tasa ni medida, de manera desenfadada, agotándolas, sin tomar en cuenta el bienestar, la prosperidad y el porvenir de los países que les han brindado sus riquezas. No así cuando se las coloca sobre bases equitativas, asociándolas al esfuerzo y al interés nacionales, pues entonces, identificadas con el país mismo, buscan arraigo, comparten con él los frutos de la riqueza que explotan y se convierten en verdaderos factores de bienestar y progreso.

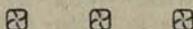
No juzgamos, por ningún motivo, que sea censurable la política de los países que teniendo apenas las probabilidades de encontrar petróleo, los indicios geológicos o las manifestaciones superficiales, pero aún no la explotación efectiva, tratan de dictar leyes que les aseguren su posesión, como naciones soberanas, les permitan disponer en el futuro de sus propias riquezas, para su desarrollo industrial, agrícola y comercial, para la seguridad y aún para la defensa de su propio territorio. Creemos que es a todas luces más prudente prevenir un mal, que buscarle más tarde remedio.

No cabe duda que la América Latina ha visto con interés lo que en México ha acontecido, y ha tratado de aprovechar nuestra propia experiencia. Los países que habían permanecido confiadamente inactivos en materia de Legislación Petrolera, han ido despertando paulatinamente, advertidos por los tropiezos de todo orden que México ha tenido en su tarea legis-

ladora, y a tiempo quieren evitarse los males que nosotros sufrimos y que ya en algunos de ellos se vislumbran.

En alguna otra ocasión ya lo habíamos advertido: la política desarrollada en México, por un fuerte núcleo de empresas petroleras, ha sembrado la desconfianza en la América Latina, y les ha restado simpatías, de modo que comienza a imponerseles condiciones para admitirlos, y deben congratularse, si no se les cierran totalmente las puertas. En alguna de las legislaciones ahora en estudio, se propone su exclusión, reservando la industria totalmente para los nacionales. Política defensiva, tanto más radical, cuanto más graves son los peligros que se preven y más grandes son sus necesidades internas.

Se observa, finalmente, que un gran número de países siguen una política petrolera nacionalista y que los que habían permanecido hasta ahora como simples espectadores en las contiendas petroleras, rápidamente se están transformando en actores, que con resolución, valerosamente, afrontan el trascendental problema de la nacionalización de su petróleo, y que los que aún no lo tienen, procuran, al menos, el control de su abastecimiento interno. Y es que el petróleo se ha convertido en un elemento indispensable para la vida, progreso y seguridad de las naciones modernas, pues como dijo el Conde Fels (según la cita que hace el distinguido argentino, señor Luis Colombo): "La nación que carece de petróleo no podrá tener marina, ni ejército, ni crédito, y caerá en la categoría humillante de naciones subordinadas o sometidas. Sin petróleo, no hay verdadera independencia nacional".



COTIZACIONES

PLATA

DIAS	Londres 2 meses onza standard, peniques	Valparaíso kilo fino \$
Octubre 11.....	34.27	\$ 149.—
> 25.....	34.11	\$ 148.30

COBRE

QUINCENAL EN CHILE

DIAS		A BORDO \$ POR qq. m.		
		Barras	Ejes 50%	Minerales 10%
Octubre	11.....	\$ 229.62	100.90 con escala 229 cents.	12.07 1/4 con escala 130 3/4 cents.
»	25.....	\$ 237.65	104.88 con escala 237 cents.	12.50 con escala 135 cents.

SEMANAL EN NEW YORK

DIAS		Centavos por libra	DIAS		Centavos por libra
Octubre	4.....	15.25	Octubre	18.....	15.25
»	11.....	15.25	»	25.....	

DIARIA EN LONDRES

DIAS		£ por tonelada		DIAS		£ por tonelada	
		Contado	3 meses			Contado	3 meses
Septbre.	28.....	64. 8.9	64.18.9	Octubre	15.....	64.17.0	65. 6.3
Octubre	1.º.....	64.12.6	65. 2.6	»	16.....	64.18.9	65. 6.3
»	2.....	64.12.6	65. 2.6	»	17.....	64.18.7	65. 7.6
»	3.....	64.10.0	64.17.6	»	18.....	65. 2.6	65.11.3
»	4.....	64.11.0	65. 0.0	»	19.....	65. 8.9	65.18.9
»	5.....	64.16.3	65. 3.9	»	22.....	65.18.9	66. 8.9
»	8.....	64.13.9	65. 2.6	»	23.....	66. 0.0	66.10.0
»	10.....	64.13.9	65. 2.6	»	24.....	66. 6.3	66.16.3
»	11.....	64.15.0	65. 5.0	»	25.....	66. 7.6	67. 3.9

VALOR DE LA LIBRA ESTERLINA

DIAS		\$ por £	DIAS		\$ por £
Septbre.	28.....	39.42	Octubre	13.....	39.62
»	29.....	39.44	»	15.....	39.67
Octubre	1.º.....	39.48	»	16.....	39.57
»	2.....	39.44	»	17.....	39.60
»	3.....	39.49	»	18.....	39.64
»	4.....	39.53	»	19.....	39.66
»	5.....	39.57	»	20.....	39.66
»	8.....	39.64	»	22.....	39.63
»	9.....	39.60	»	23.....	39.67
»	10.....	39.59	»	25.....	39.70
»	11.....	39.60			

SALITRE

Octubre 11.

Las ventas en la costa, fuera del mercado, suman más o menos 18,000 toneladas a los precios fijados por la Corporación para entregas Octubre/Febrero. El mercado Norte Americano queda sin alteración a 2.20 dollars por 100 lbs. para entregas Enero/Junio.

El mercado Europeo está tranquilo y se registran pocas transacciones, las existencias han aumentado a 382,000 toneladas métricas al 30 de Septiembre de 1928.

El total exportado durante Septiembre fué de 1.717,802 qtls. méts., comparado con 2.049,898 qtls. méts. exportado durante el mismo mes de 1927.

La producción durante el mes de Septiembre fué de 2.503,768 qtls. méts. con 69 oficinas trabajando, demostrando un aumento de 1.155,878 qtls. méts., comparado con Septiembre de 1927 cuando trabajaban solamente 41 oficinas.

El consumo durante el mes de Septiembre se calcula en 1.376,680 qtls. méts. comparado con 1.351,280 qtls. méts. durante el mismo mes de 1927.

Las existencias en la costa al 30 de Septiembre, han subido a 9.367,770 qtls. méts.

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

	Producción qtls. méts.	Exportación qtls. méts.
1925	18.218,918	17.997,444
1926	16.914,462	12.596,159
1927	9.781,276	15.376,568
1928	23.006,647	18.772,313

El mercado de fletes por salitre ha estado activo durante la pasada quincena y como lo habíamos anticipado en nuestra revista anterior, se han efectuado grandes negocios, fletando vapores de ocasión para embarque durante la estación. El mercado cierra firme siempre con una tendencia al alza.

Para Europa se registran trece cargamentos completos por vapores durante el período bajo revista, siendo dos de éstos, para Noviembre y Noviembre/Diciembre sobre la base de 27/- para Burdeos/Hamburgo, y el resto de los cuales, ocho llevan bandera griega, sobre la base de 27/6 para el mismo destino. Tomando como base los precios arriba mencionados, la cotización para Nov./Dic., Dic./Enero para

puertos del Atlántico Norte de España, sería de más o menos 28/6, Mediterráneo Málaga/Génova 30/-, Adriático 31/6 y Escandinavia Oslo/Malmo, incluyendo Dinamarca 30/-. Los fletamentos por vapores de la carrera también han estado activos habiéndose efectuado más o menos 40,000 toneladas como sigue:

4,000 Tons. 1/30 Noviembre, 26/6 dos puertos Dunkirk/Hamburgo.

2,000 Tons. 1/30 Noviembre, 27/- Dunkirk/Hamburgo.

4,000 Tons. 10 Dic./10 Enero, 27/- Dunkirk/Hamburgo.

4,000 Tons. 15 Enero/15 Febrero, 27- Dunkirk-Hamburgo.

4,000 Tons. 15 Feb./15 Marzo, 27/- Dunkirk/Hamburgo.

4,000 Tons. mensuales Marzo a Mayo, 27/- Dunkirk/Hamburgo.

2,000 Tons. Dic. a Febrero, 27/6 Dunkirk-/Hamburgo.

1,000 Tons. mensuales Dic. a Mayo, 27/6 Amberes/Hamburgo, opción embarcadores 32/6 cebada, 35/- Avena.

Para Estados Unidos Galveston/New York se han contratado varios cargamentos completos para embarques durante Noviembre, Diciembre y Enero a los precios equivalentes de 4.75 a 5.15 dollars permitiendo dos puertos de descarga. Se ha notado mayor interés de parte de los exportadores por fletar por Líneas de la carrera directamente a New York y se han efectuado negocios entre 4.- y 4.25 dollars para Octubre, y a este último precio para Noviembre. Para la costa Occidental los armadores piden 4 dollars por vapores de la carrera para puertos entre Tacoma y San Pedro, y 5 dollars para Vancouver (B. C.) para embarque Noviembre/Diciembre.

Octubre 25.

El mercado Europeo continúa sin alteración alguna, los negocios han sido escasos y se registran pocas ventas.

El mercado Americano está extremadamente tranquilo sin ventas basadas sobre los precios f.a.s. Chile.

Las exportaciones durante la primera quincena de Octubre, se calculan en 1.648,126 qtls. méts. contra 1.337,416 qtls. méts. exportados durante el mismo período del año 1927.

El mercado de fletes por salitre, abrió firme a principios de la quincena para destinos a Europa, habiéndose efectuado cierta regular can-

tidad de tonelaje con un mercado de alza, sin embargo hacia el final, la situación ha quedado algo floja, posiblemente debido a la numerosa cantidad de vapores de ocasión que han sido fletados y que se ofrecen. El mercado cierra tranquilo demostrándose los armadores optimistas con respecto al futuro.

Se pueden conseguir vapores para Europa para embarcar durante la temporada al precio de 28/6 para Burdeos/Hamburgo, sin exclusiones, con opción Mediterráneo Málaga/Nápoles a 30/6, puertos del Atlántico Norte de España a 29/6 y puertos en el Adriático a 32/-. Los fletamentos por líneas de la carrera han sido escasos y según noticias recibidas, ofertas de 29/- para Nov./Dic. y Dic./Enero para Dunkirk/Hamburgo, han sido rehusadas por los armadores durante el principio de la quincena bajo revista.

Los fletamentos que se registran, son como sigue:

Cargamento completo 10 Nov./10 Dic., 27/6 Burdeos/Hamburgo, excluyendo Rouen y Nantes.

Cargamento completo 10 Nov./10 Dic., 27/6 completo Burdeos/Hamburgo.

Cargamento completo 15 Nov./15 Dic., 28/- completo Burdeos/Hamburgo.

Cargamento completo 20 Dic./20 Enero 27/6 completo Burdeos/Hamburgo.

Cargamento completo 20 Dic./25 Enero, 28/- completo Burdeos/Hamburgo, todas estas con opciones usuales.

Cargamento completo Diciembre, 29/6, 1 puerto Málaga/Génova, 30/6 dos puertos.

Parte de cargamento 25 Dic./25 Enero, 30/- dos puertos Málaga/Nápoles.

Por Líneas de la carrera:

1,000 Tons., Diciembre, 29/- Havre/Hamburgo.

2,000 Tons., Diciembre, 28/6 Havre/Hamburgo, opción Londres.

2,000 Tons., Enero/Febrero, 28/9 Málaga/Génova.

Para Estados Unidos Galveston/Boston solamente se sabe de un cargamento por vapor 26 Nov/15 Dic. contratado al precio de \$ 4.75 Amer. permitiendo dos puertos de descarga. Hay varios vapores actualmente en el mercado,

pero los exportadores no demuestran interés en hacer fletamentos nuevos. Los negocios por líneas de la carrera han estado paralizados pudiéndose conseguir espacio a \$ 4.50 Amer. y posiblemente se podría conseguir hasta 4.25 con una contra oferta.

CARBON

Octubre 11.

No ha habido transacciones en carbón extranjero durante la pasada quincena.

Las cotizaciones libre de derechos de internación, son como sigue:

Cardiff Admiralty List.	32/6 a 34/-
West Hartley.	28/6 „ 29/-
Pocahontas o New River	34/- „ 35/-
Australiano la mejor clase	45/- „ 45/6

todo para salidas Octubre/Noviembre, según condiciones, cantidades y puertos.

En carbón Nacional la demanda ha continuado, habiéndose vendido varios pequeños lotes para puertos salitreros. El actual precio de venta es de \$ 74.- a \$ 78.- m/cte. por harneado y de \$ 64.- a \$ 68.- por sin harnear, según la cantidad y puerto de descarga.

Octubre 25.

No se han efectuado transacciones en carbón extranjero durante la pasada quincena.

Las cotizaciones libre de derechos de importación, son como sigue:

Cardiff Admiralty List.	32/6 a 34/-
West Hartley.	28/6 „ 29/-
Pocahontas o New River	34/- „ 35/-
Australiano la mejor clase	45/- „ 45/6

todo para Octubre/Noviembre, según condiciones, cantidades y puertos.

En carbón Nacional la demanda ha continuado, habiéndose vendido varios lotes para puertos salitreros. El actual precio de venta es de \$ 74.- a \$ 78.- m/cte. por harneado y de \$ 64.- a \$ 68.- por sin harnear f.o.b. según cantidad y puerto de descarga.

ESTADISTICA DE METALES

Precio medio mensual de los metales:

PLATA

	Nueva York		Londres	
	1927	1928	1927	1928
Enero.....	55.795	57.135	25.863	26.313
Febrero.....	57.898	57.016	26.854	26.205
Marzo.....	55.306	57.245	25.655	26.329
Abril.....	56.399	57.395	26.136	26.409
Mayo.....	56.280	60.298	26.072	27.654
Junio.....	56.769	60.019	26.203	27.459
Julio.....	56.360	59.215	25.983	27.262
Agosto.....	54.718	58.880	25.224	27.096
Septiembre.....	55.445	57.536	25.565	26.440
Octubre.....	56.035	58.087	25.776	26.727
Noviembre.....	57.474	26.526
Diciembre.....	57.957	26.701
Año, término medio.....	56.370	26.047

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	
	1927	1928	1927	1928	1927	1928
Enero.....	12.990	13.854	55.414	61.912	62.375	66.557
Febrero.....	12.682	13.823	54.438	61.670	61.119	66.381
Marzo.....	13.079	13.845	55.935	61.148	62.641	66.443
Abril.....	12.808	13.986	55.056	61.678	61.526	66.500
Mayo.....	12.621	14.203	54.563	62.554	60.881	67.216
Junio.....	12.370	14.527	54.030	63.664	59.881	68.738
Julio.....	12.532	14.527	54.551	62.881	60.089	68.670
Agosto.....	12.971	14.526	55.364	62.472	62.227	68.750
Septiembre.....	12.940	14.724	54.455	63.522	61.830	69.800
Octubre.....	12.658	15.202	55.119	65.524	62.256	71.935
Noviembre.....	13.319	58.830	63.761
Diciembre.....	13.744	60.078	66.181
Anual.....	12.920	55,653	62,064

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

PLOMO

	Nueva York		Londres		A 3 meses	
	1927	1928	1927	1928	1927	1928
Enero.	7.577	6.500	27.485	21.773	27.786	22.213
Febrero.	7.420	6.329	27.344	20.283	27.781	20.747
Marzo.	7.577	6.000	27.845	19.938	28.302	20.352
Abril.	7.126	6.100	26.546	20.306	27.053	20.563
Mayo.	6.616	6.123	25.054	20.483	25.526	20.813
Junio.	6.414	6.300	24.438	20.985	24.750	21.211
Julio.	6.344	6.220	23.491	20.602	23.932	20.957
Agosto.	6.681	6.248	23.119	21.634	23.540	21.628
Septiembre. . .	6.297	6.450	21.446	22.050	21.994	21.769
Octubre.	6.250	6.500	20.479	22.082	20.946	21.796
Noviembre.	6.259	20.889	21.318
Diciembre.	6.504	22.163	22.441
Anual.	6.755	24.192	24.614

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

ESTAÑO

	Nueva York		Straits		Londres	
	99%	1928	1927	1928	1927	1928
Enero.	64.785	55.185	66.415	55.650	297.804	253.222
Febrero.	66.528	51.793	69.142	52.440	306.125	233.833
Marzo.	67.833	51.630	69.199	52.220	313.315	232.722
Abril.	66.069	67.933	52.270	302.572	234.204
Mayo.	63.935	67.510	51.582	294.938	230.886
Junio.	64.226	67.466	47.938	296.006	217.280
Julio.	62.625	64.110	47.040	288.690	212.449
Agosto.	63.523	64.431	48.012	293.193	212.847
Septiembre.	60.735	61.490	48.073	280.432	215.663
Octubre.	57.560	58.450	48.966	264.631	222.005
Noviembre.	57.089	57.641	262.591
Diciembre.	58.053	58.452	267.138
Anual.	62.747	64.353	288.953

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

ZINC

	St. Louis		Londres		A 3 meses	
	1927	1928	A la vista 1927	1928	1927	1928
Enero.	6.661	5.643	30.979	26.125	30.938	26.051
Febrero.	6.673	5.551	29.931	25.518	30.109	25.506
Marzo.	6.692	5.624	30.649	25.082	30.889	24.972
Abril.	6.338	5.759	29.579	25.493	29.901	25.316
Mayo.	6.075	6.026	29.034	26.102	29.131	25.756
Junio.	6.213	6.158	28.598	25.664	28.613	25.429
Julio.	6.229	6.201	28.280	24.946	28.021	24.972
Agosto.	6.342	6.249	28.210	24.540	28.068	24.713
Septiembre.	6.212	6.250	27.347	24.497	27.327	24.625
Octubre.	5.996	6.250	26.899	24.030	26.634	24.296
Noviembre.	5.745	26.281	26.006
Diciembre.	5.722	26.363	26.109
Anual.	6.242	28.513	28.479

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

Producción mensual de cobre crudo: Tons. cortas.

	1928					
	Abril	Mayo	Junio	Julio	Agosto	Septiembre
Alaska	2,084	1,767	2,351	999	2,219	661
Butte & Superior	—	—	128	—	—	—
Calumet & Arizona.	2,102	2,726	1,991	1,593	2,205	2,337
Magma	1,525	1,451	1,593	1,584	1,427	1,678
Miami	2,092	2,185	2,055	1,756	1,924	1,770
New Cornelia	3,224	2,924	3,050	2,989	3,673	3,230
Nevada Con.	—	—	+31,854	—	—	—
Old Dominion	988	1,010	882	819	968	818
Phelps Dodge	8,334	8,083	8,887	8,193	9,330	7,892
United Verde Extensión	1,604	1,724	1,670	1,793	2,027	1,757
Utah Copper	—	—	+30,296	—	—	—
Tennessee Copper	526	582	527	541	574	594

EXTRANJERO

Boleo, Méjico	1,012	953	882	—	—	3,053
Furukawa, Japón	1,559	1,286	1,350	1,274	1,536	—
Granby Cons., Canadá	2,406	2,505	2,345	2,492	2,517	2,445
Union Miniere, Africa.	10,780	10,689	10,120	10,820	10,775	10,248
Howe Sound	—	—	+5,851	—	—	+5,039
Mount Lyell, Aust.	—	—	+1,594	—	—	+2,274
Sumitomo, Japón.	1,483	1,475	1,347	1 611	1,643	—
Bwana M'Kubwa	392	556	542	629	499	556
Braden Copper Co.	8,506	9,544	8,129	9,075	8,193	—
Chile Exploration Co.	8,155	8,797	9,785	9,969	11,337	—
Andes Copper Mining Co.	2,152	2,816	4,144	4,315	4,925	—

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

	1926		1927		1928	
	Mensual	Diaria	Mensual	Diaria	Mensual	Diaria
Enero	71,026	2,291	76,198	2,458	68,469	2,209
Febrero	68,131	2,433	69,202	2,772	67,423	2,325
Marzo	75,728	2,443	69,314	2,236	70,327	2,269
Abril	73,454	2,448	71,122	2,371	69,230	2,308
Mayo	73,542	2,372	71,613	2,310	73,229	2,378
Junio	71,317	2,377	69,539	2,318	73,224	2,441
Julio	72,228	2,330	65,545	2,114	73,426	2,369
Agosto	72,014	2,323	67,248	2,169	76,952	2,482
Septiembre	72,672	2,421	65,936	2,198	77,387	2,580
Octubre	75,099	2,423	68,595	2,225
Noviembre	74,947	2,498	68,080	2,269
Diciembre	72,205	2,329	67,377	2,173
Total	872,509	..	829,878	..	650,658	..
Promedio mensual	72,709	..	69,165	..	72,295	..
Promedio diario	2,390	..	2,274	..	2,375

MERCADO DE MINERALES Y METALES

Estas cotizaciones que han sido tomadas del *Engineering and Mining Journal-Press* de Nueva York, Octubre 27 de 1928, 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_2O_3 a 10 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 \$ 0.75.—En Londres de 2 sh. a 6 d. para metal australiano. Excelente demanda.

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

Magnesio.—Precio por libra y en lotes de tonelada, de \$ 0.85 a \$ 1.05.—Londres 4 sh. a 4 sh. 3 d. de 99%.—Mercado firme.

Molibdeno.—Por gramo de 99%, 4 centavos.—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.—\$ 129 a \$ 131 por frasco de 76 libras.—Londres a £ 23.—Mercado firme.

Níquel.—Electrolítico \$ 0.37, 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 \$ 42 a 44.—En pequeñas partidas a \$ 55 por onza.—Londres £ 10¹/₄ a £ 11¹/₂ la tonelada (nominal).

Platino.—Precio oficial de metal refinado, \$ 78 la onza. Los negociantes y refinadores cotizan la onza de metal refinado de \$ 74.—a \$ 74.50 al contado.—Precio nominal. Londres £ 13 a £ 17 por onza refinado.

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

Selenio.—Negro en polvo, amorfo, 99.5%, puro de \$ 2.20 a \$ 2.25 por libra en lotes mayores de una tonelada, Londres 7 sh. 8 d. por libra.

Tungsteno.—En polvo, de 97 a 98%, de ley, \$ 1.10 a \$ 1.20 por libra de tungsteno contenido.

Minerales metálicos

Mineral de cromo.—Por tonelada, f. o. b. en puertos del Atlántico, de \$ 22.50 a \$ 23 para mine-

rales de 47 a 50% de Cr_2O_3 . Precios firmes y buenas demandas.

Mineral de Manganeso.—De \$ 0.35 a \$ 0.38 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 \$ 0.38 a \$ 0.40 por unidad en la tonelada. Para productos químicos, polvo grueso o fino de 82% a 87% de MnO_2 , Brasiero 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 Plomo (Galena).—Precio medio sobre la base de 80% de plomo, a \$ 85.00 por tonelada de 2,000 libras.

Mineral de Zinc (Blenda).—Precio medio sobre la base de 60% de Zinc, a \$ 41 por tonelada de 2,000 libras.

Mineral de Tungsteno.—Por unidad, en Nueva York, wolframita, de alta ley, \$ 10.80; Shelita, de \$ 10.60 a \$ 10.75.—Mercado muestra signos de activarse.

Minerales no metálicos

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

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

Asbesto.—Crudo N.º 1, \$ 625. Crudo N.º 2 \$ 385; en fibras \$ 190 a \$ 225. 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 por tonelada f. o. b.; minas de Georgia. Excelente demanda. Blanca, descolorada, a 300 mallas \$ 19 la ton.—Mineral crudo de 93% SO_3 , Ba con un contenido no superior de 1% de fierro \$ 6.50 f. o. b. minas.

Bauxita.—N.º 1 mineral puro, sobre 55% a 58% de Al_2O_3 y con menos de 5% de SiO_2 y menos de 3% de Fe_2O_3 \$ 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 Pensylvania. En cristales por libras 2³/₄ ctv. en sacos y en lotes mayores a una tonelada sobre carros.

Cal para flujo.—Depende de su origen; f. o. b. puertos de embarque, por tonelada, chancada a media pulgada y a menos, de \$ 0.50 a \$ 3. Para usos agrícolas, \$ 1.00 hasta \$ 6 según su pureza y grado de finura.

Guarzo en cristales.—Sin color y claro en pedazos de $\frac{1}{4}$ a $\frac{1}{2}$ libra de peso \$ 0.40 por libra, en lotes de más de 1 tonelada. Para usos ópticos y con las mismas condiciones, \$ 0.80 por libra.

Feldespató.—Por tonelada de 2,240 libras f. o. b. en carro de Nueva York, N.º 1 crudo \$ 7; N.º 1 para porcelanas, a 140 mallas, \$ 16.—por ton. Para esmalte, 140 mallas, \$ 13.75. Para vidrios a 200 mallas, \$ 15.50. Buena demanda.

Fluospató.—En colpa, con no menos de 85% de CaF_2 y no más de 5% de SiO_2 , \$ 17.— a \$ 18.— por tonelada de 2,000 libras.

Grafito.—De Ceylán de primera calidad, por libra, en colpa, \$ 0.08 a \$ 0.08 $\frac{1}{2}$. 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, \$ 45 a \$ 50.

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 fierro, \$ 3.75; N.º A 1, \$ 3.50 a \$ 4.—N.º 1 a \$ 3.—; N.º 2, \$ 2.50 a \$ 2.75; N.º 3 a \$ 1.30; N.º 4 a \$ 0.80; N.º 5 a \$ 0.45. Las clases se refieren al tamaño de las hojas.

Monacita.—Mínimo 6% ThO_2 a \$ 130 por tonelada.

Potasa.—Cloruro de potasa de 80 a 85% sobre la base de 80% en sacos, \$ 36.40; a granel \$ 34.80. Sulfato de potasa de 90 a 95% sobre la base de 90%, en sacos \$ 47.30; a granel \$ 45.70. Sulfato de potasa y magnesia, 48 a 53%, sobre la base de 48%, en sacos \$ 27.25; a granel \$ 25.65. Para abono de 30% \$ 21.75 y de 20% \$ 15.40 en sacos.

Piritas.—Españolas de Tharsis de 48% de azufre, por tonelada de 2,240 libras c. i. f. en los puertos de los Estados Unidos, tamaño para los hornos, ($2\frac{1}{2}$ " de diámetro) a 14 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 SiO_2 ; Arena para fabricar vidrios, \$ 0.75 a \$ 5, por tonelada; para ladrillo y moldear, \$ 0.65 a \$ 3.50.

Talco.—Por tonelada, de 99% en lotes sobre carro, molido a 200 mallas, extra blanco, \$ 10.— De 96% a 200 mallas, medio blanco, de \$ 9.— Includo 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 \$ 2.17 a \$ 2.20 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 £ 17 por tonelada de 2,250 libras de 99%.

Oxido de Zinc.—Precio por libra, ensacados y en lotes sobre carro y libre de plomo; 0.06 $\frac{1}{2}$. Francés, sello rojo, a \$ 0.09 $\frac{2}{3}$.

Sulfato de Cobre.—Ya sea en grandes o pequeños cristales de 5,30 a 5,40 centavos por libra.

Sulfato de Sodio.—Por tonelada a granel f. o. b. Nueva York, de 87% \$ 15 a \$ 17. De 94 a 96%, \$ 19 a \$ 20.

Ladrillos refractarios

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

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

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

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

PRODUCCION MINERA

CUADRO I

Producción de carbón.—Octubre de 1928

ZONAS	Departamentos	Compañías Carboneras	Minas	PRODUCCIÓN EN TONELADAS		Personal ocupado Obreros y Empleados
				Bruta	Neta	
1.º Departamento de Concepción.....	Concepción	Lirquén	Lirquén	6.915	6.242	521
	Concepción	Cosmito	Cosmito	1.520	1.295	188
				8.435	7.537	709
2.º Bahía de Arauco.	Coronel	Lota	Chiflón Grande, Pique Grande y Pique Alberto	68.046	64.211	5.651
	Coronel	Schwager	Coronel	42.148	38.119	3.913
				110.194	102.330	9.564
3.º Resto provincia de Concepción...	Coronel	Lebu	Fortuna y Constancia	1.118	728	209
	Arauco	Curanilahue	Curanilahue y Plegarias	12.041	10.118	1.328
				13.159	10.846	1.537
4.º Provincia de Valdivia.....	Valdivia	Máfil	Máfil	860	833	49
	Valdivia	Sucesión Arrau	Arrau	1.533	1.416	98
				2.393	2.249	147
5.º Territorio de Magallanes.....	Magallanes	Menéndez Behety	Loreto	1.858	1.764	90
			Elena	1.407	1.292	27
				3.265	3.056	117
Total				137.446	126.018	12.074

CUADRO II

Producción de cobre en barras.—Octubre de 1928

COMPAÑÍAS	Establecimientos	MINERALES BENEFICIADOS		COBRE FINO (Barras)		PERSONAL			
		Toneladas	Ley	Toneladas	Ley	Obreros		Empleados	
						Chilenos	Extranjeros	Chilenos	Extranjeros
Chile Exploration C.º.....	Chuquicamata	981,536	1,59%	11,829	99,95%	5,151	471	719	309
Andes Copper Mining C.º.	Potrerillos	472,428	1,53%	4,021	99,38%	4,566	96	487	271
Cía. Minas y Fundición de Chagres.....	Chagres	2,640	9,8%	1,497	100,00%	623	..	76	1
Société des Mines de Cuivre de Naltagua.....	Naltagua	5,084	10,6%	508	99,32%	645	7	26	16
Braden Copper C.º.....	El Teniente	460,470	2,27%	8,272	99,72%	5,817	31	751	121
Cía. Minas de Gatico....	Gatico	5,144	12,36%	554	99,50%	1,022	17	72	11
Total		1.927,302		26,899		17,824	595	2,131	729

CUADRO III

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

COMPAÑÍAS	Producto	Uni- dad	Total 1926	Total 1927	Año 1928			
					Julio	Agost.	Sept.	Octub.
Beneficiadora de Taltal, Cía. Minas.....	Plata fina.....	Kgs.	—	—	576	613	470	590
Condoriaco, Soc. Benef. de plata de.....	Plata.....	»	2,047	2,142	156	139	170	232
	Oro.....	»	26	40	4,3	3,6	3,4	3,13
Disputada de las Condes, Cía. Minera.....	Concent. 23% cobre	Tons.	8,523	16,336	1,168	1,817	2,265	2,254
Gatico, Cía. Minas de....	Cobre fino.....	»	1,594	1,956	181	241	421	567
Guanaco, Cía. Minera del Nacional de Plomo, Soc. Fundición.....	Minerales 21% cobr.	»	202	298	15,8	15,7	31,3	35,3
Poderosa, Mining Com- pany.....	Concent. 65% plomo	»	1,576	2,396	—	—	210	257
	Concent. cobre.....	»	7,125	9,380	1,078	1,078	964	1,039
	Minerales 15% co- bre.....	»	—	—	2,150	2,010	1,800	2,233
Tocopilla, Cía. Minera de.	Concent. 28% co- bre.....	»	—	—	620	570	460	550
Minera e Industrial de Chile, Cía.....	Carbón.....	»	807,570	840,085	70,196	62,366	62,644	79,975
Schwager, Cía. Carboní- fera y de Fundición...	Carbón.....	»	420,156	434,938	42,355	40,778	34,699	42,149

(*) Concentrados de 65% de plomo.

CUADRO IV

Producción de las principales compañías estañíferas de Bolivia

COMPAÑÍAS	Producto	Uni- dad	Total 1926	Total 1927	Año 1928			
					Julio	Agost.	Sept.	Octub.
Araca, Emp. de Estaño de Cerro Grande, Cía. Esta- ñífera de.....	Barrilla estaño.....	Tons.	2,438	2,306	244	196	213	214
Colquirí, Cía. Minas de..	» »	Q. esp.	17,053	18,506	1,006	1,019	956	950
Morococala, Cía. Estañí- fera.....	» »	»	9,159	9,856	1,060	1,205	1,160	1,155
Oploca, Cía. Minera y Agrícola.....	» »	»	37,300	30,646	3,200	3,337	3,815	4,000
Ocuri, Cía. Estañífera de.	» »	»	75,680	85,800	8,800	8,690	9,020	9,130
	» »	»	9,110	11,543	920	770	780	780
Oruro, Cía. Minera de...	Barrilla estaño.....	Tons.	1,320	1,375	130	130	140	135
	Plata.....	Kgs.	13,553	12,553	1,160	957	1,413	1,295
Patiño, Mines & Enter- prises Cons.....	1.ª Quinc. Sn. fino.	Tons.	10,260	12,301	739	822	880	715
	2.ª Quinc. Sn. fino.	»	—	—	877	886	748	856
	Barrilla estaño...	Q. esp.	22,921	24,046	2,092	1,853	1,486	1,468
	Media barrilla...	»	5,133	8,899	543	414	1,059	1,062
Porvenir de Huanuni, Cía. Minera.....	Plata.....	Onzas	847,470	756,259	—	—	—	—
	Cobre.....	Kgs.	100,829	47,100	—	—	—	—
	Plata, zinc Concentrados.....	Tons.	4,894	8,385	1,080	750	815	921