

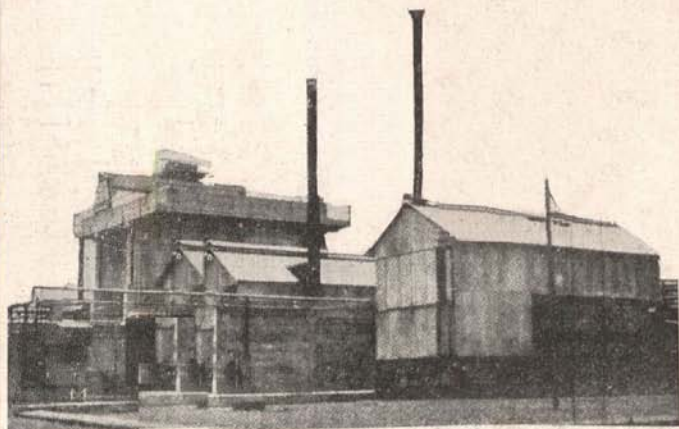
BOLETIN MINERO

SOCIEDAD NACIONAL DE MINERIA

AÑO
XLVII



VOL.
XLIII
N.º 383



Planta experimental de hidrogenización que la Standard Oil Company de Louisiana posee en Baton Rouge.

SANTIAGO
DE
CHILE

Marzo 1931

DIRECCION
MONEDA 759
CASILLA 1807

BOLETIN MINERO

DE LA

Sociedad Nacional de Minería

SUMARIO

	Pág.
Don Juan Blanquier	257
La Cotización del Cobre	258
Los últimos progresos norteamericanos en concentración de menas, por Edmundo Roca	259
La flotación y sus fundamentos físico-químicos, por Gustavo Reyes B., Sub-Jefe del Laboratorio Químico de la Caja de Crédito Minero	270
Dictamen sobre la posibilidad de empleo de las materias primas chilenas en el alto horno a coke o en el alto horno eléctrico para la Compañía Electro-Siderúrgica e Industrial de Valdivia, por el Profesor Dr. Phil Fritz Wüst	290
La hidrogenización adaptada a las refinerías de petróleo, por M. W. Boyer	312
COTIZACION SEMANAL	321
ESTADISTICA DE METALES	324
ESTADISTICA DE LA INDUSTRIA COBRERA	327
MERCADO DE MINERALES Y METALES	333
PRODUCCION MINERA	335
BOLETIN DEL DEPARTAMENTO DE MINAS Y PETROLEO.— SECCION ADMINISTRATIVA.—	
Sobre el pago de patente doble de pertenencias mineras morosas	341
Decretos Supremos que se refieren a asuntos Mineros:	
Se prorroga el plazo a la Sociedad Minera Elisa de Bordos, para que suscriba su capital	342
Devolución de las cantidades pagadas indebidamente por concepto de patentes de pertenencias petrolíferas	342
Se autoriza el gasto que demanda durante el segundo trimestre de 1931, las exploraciones geofísicas	342
SECCION TECNICA.—Resultados de las pruebas de hidrogenización, transformación y combustión de carbones chilenos, por el Ingeniero Civil, señor Walter Müller	343
Memoria del Departamento de Minas y Petróleo, elevada por el Director al señor Ministro de Fomento	352
SECCION ESTADISTICA MINERA.—	
Industria Carbonera.—Producción de Marzo de 1931	371
Producción de cobre fino durante Marzo de 1931	371
Producción de Minerales de cobre durante el mes de Febrero de 1931	372
Producción de minerales auríferos durante el mes de Febrero de 1931	372
Producción de minerales varios durante el mes de Febrero de 1931	373

BOLETIN MINERO

DE LA

Sociedad Nacional de Minería

SANTIAGO DE CHILE

Director: Oscar Peña i Lillo

DON JUAN BLANQUIER

El Consejo de la Sociedad Nacional de Minería ha tomado nota con gran sentimiento de la muerte del distinguido ingeniero de minas don Juan Blanquier. Una enfermedad incurable lo

Hijo de don Juan Blanquier y de doña María Luisa Feilelt de Blanquier, nació en Santiago el año 1887.

Después de cursar sus humanidades en el Instituto Nacional, ingresó a la Universidad de Chile, donde obtuvo, después de estudios sobresalientes, su título de ingeniero de minas en 1910. En reconocimiento a sus méritos, el Supremo Gobierno lo envió en 1912 a perfeccionar sus estudios a Estados Unidos y Europa, donde permaneció tres años acumulando conocimientos y experiencia que debían ser de gran utilidad en los puestos que desempeñó a continuación.

A su vuelta al país, fué llamado a hacerse cargo del puesto de ingeniero jefe de la Compañía de Consumidores de Gas de Santiago. Su actuación en este puesto fué tan brillante, que permitió demostrar que el acuerdo de esa Compañía de reemplazar los técnicos extranjeros por nacionales estaba perfectamente justificado. Su gran espíritu de trabajo, su afán de profundizar bien todos los problemas en que le tocaba actuar, hicieron de él en poco tiempo un especialista completo en destilación de carbones y



alejó, para desgracia de nuestras actividades a temprana edad, del ejercicio de su profesión, campo en el cual había desarrollado ya una gran labor y donde su excepcional preparación le brindaba las mejores oportunidades.

aprovechamiento de los sub-productos. Fué el iniciador de todos los programas de modernización de los sistemas de explotación de esa Compañía. Antes de su ingreso a esa empresa, ella consumía exclusivamente carbón importado para sus necesidades. El señor Blanquier probó que el carbón nacional era perfectamente adecuado para este objeto, y ayudó a resolver la crítica situación que se presentaba a la Compañía con la falta de carbón extranjero, que no podía llegar debido a las condiciones especiales que imperaron durante la guerra europea. Dedicó gran entusiasmo al estudio de la posibilidad de fabricar coque metalúrgico con carbón nacional y alcanzó a elaborar interesantes proyectos relacionados con esta industria. El principio de la enfermedad incurable, que resistió a todos los esfuerzos de la ciencia, y que lo llevó, hace

poco prematuramente a la tumba, lo hizo retirarse de los servicios de esa Empresa en 1919.

El señor Blanquier fué consultor del Departamento de Salitre y Minas y del Cuerpo de Ingenieros de Minas, donde tuvo oportunidad de colaborar con sus conocimientos y excelentes cualidades de organizador.

A la Sociedad Nacional de Minería, que deplora grandemente su pérdida, prestó entusiasmados servicios como Consejero. Esta pérdida es tanto más sensible, cuanto debe reconocerse que el señor Blanquier era uno de los ingenieros de minas mejor preparados. Su especial versación en petróleo, tema sobre el cual escribió en diferentes oportunidades en nuestro Boletín, habría sido de gran valor en la actualidad, dada la importancia que este problema está adquiriendo para nuestro país.

LA COTIZACION DEL COBRE

Damos a continuación las cotizaciones medias anuales del cobre en centavos oro americano por libra desde 1860 para adelante. El cobre electrolítico se empezó a cotizar en el mercado solamente desde fines de la octava década del siglo pasado y su importancia como producto comercial se vino incrementando desde los comienzos de la novena década. Desde 1890 a 1899 el cobre electrolítico se vendía con un descuento de un cuarto a medio centavo sobre el precio del cobre del Lago Superior. Las cotizaciones dadas para los años 1860 a 1899 se refieren a este último y desde 1900 para adelante se refieren al cobre electrolítico en New York.

1860	22 1/4
1861	19 1/8
1862	25 3/4
1863	32 7/8
1864	46 1/4
1865	36 1/4
1866	31 3/4
1867	25 1/8

1868	23 5/8
1869	23 3/8
1870	20 5/8

1871	22 5/8
1872	33
1873	29
1874	23 1/4
1875	22 1/2
1876	21
1877	18 5/8
1878	16 1/2
1879	17 1/8
1880	20 1/8

1881	18 1/8
1882	18 1/2
1883	15 7/8
1884	13 7/8
1885	11 1/8
1886	11
1887	11 1/4
1888	16 2/3

1889	13 $\frac{3}{4}$	1909	12.982
1890	15 $\frac{3}{4}$	1910	12.738
		1911	12.376
1891	12 $\frac{5}{8}$	1912	16.341
1892	11.55	1913	15.269
1893	10.75	1914	13.602
1894	9.56	1915	17.275
1895	10.76	1916	27.202
1896	10.88	1917	27.180
1897	11.29	1918	24.628
1898	12.03	1919	18.691
1899	16.67	1920	17.456
1900	16.19		
		1921	12.502
1901	16.11	1922	13.382
1902	11.626	1923	14.421
1903	13.235	1924	13.024
1904	12.823	1925	14.042
1905	15.590	1926	13.795
1906	19.278	1927	12.920
1907	20.004	1928	14.570
1908	13.208	1929	18.107
		1930	12.982



LOS ULTIMOS PROGRESOS NORTEAMERICANOS EN CONCENTRACION DE MENAS

POR

EDMUNDO ROGA (1)

Para dar idea de la enorme importancia que en los Estados Unidos ha adquirido últimamente la concentración, empezaremos por mencionar que en estos últimos años, el 87 por 100 de la cantidad total de menas de cobre, plomo, zinc, oro y plata extraídas en aquel país va a talleres de concentración y menos del 5 por 100 se dirige directamente a las fundiciones, correspondiendo la diferencia entre estos dos porcentajes a los procedimientos de amalgamación, cianuración y lixiviación, más una fracción insignificante llenada por el procedimiento de volatilización del plomo.

Por concentración entenderemos, con preferencia a preparación mecánica, la separación de diferentes minerales entre sí y de las

rocas que constituyen la ganga, así como el objeto de la metalurgia es separar los metales unos de otros y también de elementos no metálicos. Procuraremos dar en estas notas una impresión completamente imparcial de cuantas cosas se están haciendo en la actualidad sobre concentración en aquel país.

Uno de los métodos de concentración que ha adquirido una importancia extraordinaria y que ha alcanzado un desarrollo inusitado en Norteamérica es la flotación. Por medio de este procedimiento se obtiene en los Estados Unidos el 90 por 100 de su producción de cobre y se llega a obtener de menas pobres la totalidad del molibdeno producido. Se estima que en la actualidad se vienen a flotar allí unos 60 millones de toneladas al año entre toda clase de materiales, cifra ésta que indica bien a las claras la importancia con que este método se

(1) Ingeniero de Minas ex-pensionado por la Escuela de Minas de Madrid.—Rev. Ingeniería y Construcción N.º 95.—1930.

ha desarrollado gracias principalmente al espíritu progresivo que reina en aquella nación.

La flotación ha permitido una reducción grande de los gastos de tratamiento al sustituir las mesas, «vanners» y los demás procedimientos que utilizaban la gravedad, por instalaciones que se distinguen por su sencillez. También con la flotación diferencial o selectiva se ha conseguido concentrar menas que anteriormente no había medio de separar.

Esta reducción de los gastos de tratamiento, unida a la que produce el incesante y progresivo aumento en la capacidad de tratamiento de la mayoría de los lavaderos de los Estados Unidos, ha traído consigo varios efectos, como son el hacer posible el tratamiento económico de menas de ley tan baja, que hasta hace poco se consideraban imposibles de concentrar económicamente. Esto último, a su vez, ha producido un aumento de las reservas conocidas de mena y una prolongación de la vida de las minas en que se han introducido estas mejoras.

El rendimiento en la recuperación del metal contenido en la mena, también ha aumentado grandemente, a consecuencia de la rápida introducción de los métodos modernos, y se ha llegado hasta el punto de no llamar buenos los resultados si el rendimiento se acerca al 80 por 100 y muchísimo menos si pasa por bajo de este límite, cosa que ocurre en muy pocos casos.

Para tomar un ejemplo concreto que haga más visibles los efectos de que estamos hablando, haremos notar que en el año 1905 las reservas de mineral de cobre del 2 por 100 de ley de la Utah Copper Co. eran 34 millones de toneladas; en aquella época, su única plan-

ta sólo trataba 700 toneladas diarias, siendo el 1,2 por 100 de cobre el límite más bajo de la mena que se podía beneficiar con provecho. En cambio, últimamente hay reconocidos 600 millones de toneladas, con el 1,1 por 100 de contenido medio en cobre, incluyendo solamente las menas que tienen más del 0,7 por 100, pues se ha estimado que la ley a partir de la cual las operaciones no serían ya económicas es menor del 0,4 por 100 de cobre, estando la cotización de este metal a 13 centavos de dólar la libra. El tonelaje tratado por una sola de las dos plantas, de capacidad semejante, que dicha Compañía posee ahora, ha llegado a ser de 34.000 toneladas al día en la época de la subida de cotización del cobre.

A la flotación se debe que el rendimiento en la recuperación del cobre en esta Compañía haya subido del 65 al 90 por 100 y que la vida de la mina haya sido aumentada lo menos quince años a consecuencia de la posibilidad de tratar económicamente menas más pobres.

La introducción de la flotación ha influido notablemente en la metalurgia. En muchas grandes Compañías ya no se usan hornos altos para utilizar en ellos los concentrados, a causa de su finura. Los efectos de la eliminación de gran parte de la pirita por medio de la flotación diferencial y la obtención de un concentrado con un porcentaje en cobre mayor son tales, que en algunos sitios, como la fundición «International», de Miami, se ha prescindido por completo de los hornos de tostación, y los concentrados se dirigen directamente a los hornos de reverbero; de este modo, los gastos de tostación quedan reducidos a cero y se permite la recuperación total del calor latente de los gases, mientras que antiguamente había que resignarse a perder

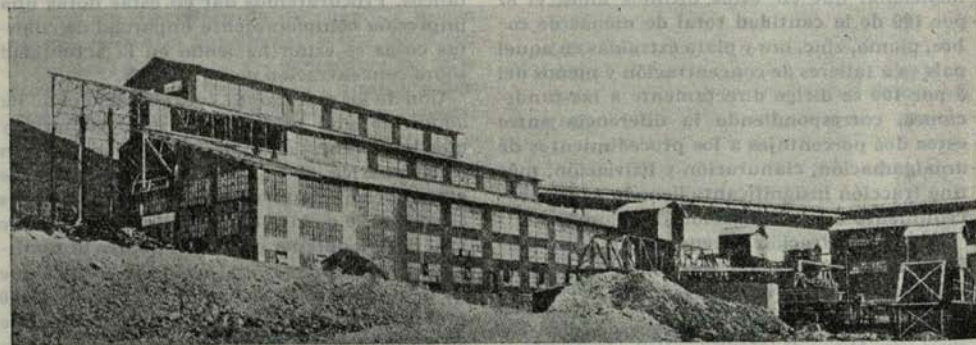


Fig. 1.—Planta de la United Verde Copper Co., en Clarkdale, estado de Arizona.

las calorías contenidas en los gases procedentes de la tostación.

Otro efecto de la eliminación de la pirita en los concentrados es que, al fundirlos, no hay que añadir tanto material silíceo para que actúe de fundente y elimine al hierro con la escoria; también se consigue disminuir la cantidad de humos sulfurosos perniciosos que se esparcen en la atmósfera en aquellos sitios donde no se puede fabricar ácido sulfúrico por falta de mercado.

QUEBRANTADO

Una de las tendencias que se pueden observar en la mayoría de los lavaderos de los Estados Unidos es la sustitución de las quebrantadoras de distintos tipos por la Symons cónica. Este tipo de quebrantadora, cuya primera aplicación fué la de machacar grava, es muy poco conocido en Europa, y se ha extendido tanto en América del Norte, debido a que su gran grado de reducción, de 6 y de 8 a 1 como término medio, permite que sustituya por lo menos a dos reducciones de tamaño sucesivas en la antigua molienda intermedia. Un gran número de estos aparatos ha reemplazado otros de tipos anteriores en plantas existentes, y su adopción es casi universal en las nuevas plantas que se construyen.

La característica de esta quebrantadora consiste en que el espacio más pequeño por que ha de pasar la mena es el que regula el tamaño del producto que sale de ella, mientras que en todas las demás quebrantadoras es el espacio más ancho que dejan abierto las partes móviles en su carrera; esto se ha conseguido mediante la introducción de una zona paralela en la parte inferior de la trayectoria de la mena, que se hace de una longitud suficiente para asegurar que el cono efectúa una revolución completa antes de que el material tenga tiempo para atravesar esta zona. Otra ventaja que se obtiene con el uso de estas quebrantadoras es que, al obtenerse con ellas un producto de un centímetro de tamaño o menor, se disminuye el gasto de bolas y de los revestimientos interiores en los molinos que haya a continuación.

Los cilindros trituradores han llegado a adquirir tamaños enormes, que alcanzan en Ajo nada menos que $1,98 \times 0,61$ metros.

El gran uso que se hace ahora de las rejillas en las instalaciones de quebrantado no sólo depende de que se aumenta la capacidad de los distintos aparatos al efectuar la conveniente segregación por tamaños, sino también de

que, al poner rejillas en circuito cerrado, con el último aparato de quebrantado se asegura que todo el material con que se va a alimentar la planta sea de la finura deseada.

Desde luego, con substancia tan abrasiva como es toda mena, el uso de norias con canchales está contraindicado, a causa del gran desgaste que sufren y de los grandes gastos de reparación necesarios; sin embargo, cuando se quiera elevar el mineral por medio de una cinta transportadora, no se debe instalar con una inclinación mayor del 25 por 100. Económicamente es preferible tener cintas transportadoras rápidas y estrechas en vez de otras que sean lentas y anchas; el límite de velocidad del que no se debe pasar es 150 metros por minuto. Cuando el material que se deja caer sobre las cintas es muy grueso, se coloca antes, generalmente, una rejilla de barrotes inclinados, para que los menudos caigan primero en la cinta y formen una capa protectora que evite el que los trozos grandes la corten. También promete desarrollarse el sistema Duplex de cintas transportadoras, en el que hay dos superpuestas, y una de ellas solamente sufre el efecto del desgaste, mientras que la otra ejerce el esfuerzo de tracción y no necesita reemplazarse.

Otro de los adelantos que se considera ya como patrón a seguir en todas las instalaciones es el conectar eléctricamente todos los motores que mueven una serie de aparatos y cintas transportadoras en sucesión continua; así, en caso de pararse uno solo por avería, se evita que ocurran derrames y se paran automáticamente todos cuantos motores están colocados con anterioridad al que se ha parado.

En todas partes se encuentran pesadoras automáticas, pero se prefiere usar básculas que pesen los vagones de concentrados, por tener más importancia en éstos la exactitud y poder conseguir las pesadas con un error menor de 10 kilos sobre 60 toneladas.

Las transmisiones Texrope han sido adoptadas en muchas partes, a causa de su indiscutible superioridad, pues aunque caiga agua; en ellas, no resbalan como las antiguas correas, además, por estar las poleas construídas con una serie de canales en forma de V, el rendimiento es grandísimo, pues las varias gomas se acuñan tanto más cuanto mayor es el esfuerzo, con lo que se eliminan los deslizamientos. Entre otras ventajas adicionales que poseen estas transmisiones están la posibilidad de usar motores más rápidos, la corta distancia que entre los centros se emplea, su aplicación a grandes motores, etc.

MOLIENDA FINA Y CLASIFICACION

La introducción de la flotación ha impuesto nuevas condiciones a cumplir en la manera de efectuar la molienda. El concepto de lo que hace pocos años se denominaba lamas no es el mismo que se tiene hoy en día. Ahora, sobre todo con la flotación diferencial, hay que moler y remoler la mena hasta que la liberación de los distintos minerales sea completa o casi completa, y de ahí el gran desarrollo que ha tomado el uso del microscopio de luz reflejada, estudiando en él los distintos productos de la concentración en briquetas de bakelita; esta técnica ha sido extendida en su empleo por la United Verde Copper Co. para el examen de los chorizos de sondeo, que, después de triturados, dan muestras más ajustadas a la realidad y se consigue por añadidura un enorme ahorro de tiempo.

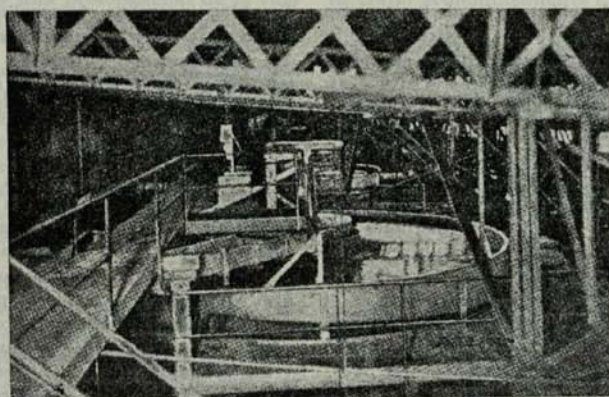


Fig. 2.—Clasificadores Dorr del tipo palangana (bowl), en la planta Magna de la Utah Copper Co., Estado de Utah.

En algunos casos, como el de parte de la mena de la United Verde, no se pueden seguir al pie de la letra las indicaciones que da el microscopio, y hay que resignarse a obtener concentrados impuros, puesto que para que la liberación fuese sólo del 90 por 100, habría que moler toda la mena de tal modo, que pasase por un tamiz de 800 mallas por pulgada lineal, lo que hasta ahora es imposible, económicamente hablando.

Uno de los asuntos al que se le concede atención creciente es al del remolido selectivo. Cuando en seco se utilizan cilindros trituradores para reducir el material, se tritura la ganga tal vez más de lo necesario; en cambio,

al usar molinos de bolas en circuito cerrado, con clasificadores mecánicos, se concentra el sulfuro en las arenas que producen éstos, hasta dar en algunos casos cinco y seis veces el análisis del mineral de entrada; ello es debido a que la mayor densidad de los sulfuros hace que se sedimenten con más rapidez que la ganga, y, al ser devueltos al molino, sufren un remolido adicional; el resultado es que para obtener el mismo grado de finura de los sulfuros, la molienda total es más basta, y así se reducen los gastos que ella origina, pues el clasificador rebosa ganga, sobre la que, si se ejerciera más trabajo, sería inútil. Esta molienda selectiva puede tener el inconveniente de que, llevada a un extremo, exista gran facilidad para la producción de sulfuros molidos formando lamas tan excesivamente finas, que constituyan una desventaja para el tratamiento por flotación.

Al hacer el remolido existe ahora la tendencia de no liberar por completo los minerales antes de la flotación si se puede producir de primera intención un estéril cuyo contenido en metal sea bien bajo. Al primer concentrado producido se le hace sufrir un remolido hasta conseguir que la liberación de los minerales sea casi completa, y después se efectúa la separación por medio de un tratamiento subsiguiente en otras celdas. El objeto es, como siempre, conseguir disminuir los gastos de molienda, por ser ésta la operación más costosa y en la que se trata de realizar economías por todos los medios. Como ejemplo de donde esto se efectúa se halla Miami, taller de con-

centración del que nos ocuparemos con más detalle.

Los circuitos abiertos para la molienda han sido desechados por completo, pues ha quedado establecido que proporcionan un mayor gasto de energía, ya que hay que alimentar más lentamente, el molino no se puede llenar por completo y las bolas se desgastan unas contra otras, sin ejercer todo el trabajo útil que deberían hacer en la roca; también resulta que el material de finura ya suficiente rellena los huecos como un almohadillado, mientras que en un circuito cerrado se puede decir que se elimina la mena tan pronto como ha llegado a tener la finura deseada y se evita la producción de una excesiva cantidad de lamas muy finas.

Se presta verdadera atención al aprovechamiento de las ventajas que produce la segregación por tamaños y a no moler demasiado fino. Esto se debe en gran parte a los trabajos del U. S. Bureau of Mines, que, al confirmar la ley de Rittinger, mediante las investigaciones que para ello han llevado a cabo, han hecho ver que el trabajo empleado para reducir una mena desde un tamaño cualquiera de la escala de Tyler al inmediato inferior, es mayor que la suma de todos los trabajos gastados en todas las reducciones de tamaño anteriores.

Aplicando estas enseñanzas, se ponen ahora clasificadores mecánicos que hacen de desentodadores antes de efectuar molienda alguna del material quebrantado, y así se reduce la posibilidad de efectuar una molienda excesiva de parte de la mena, y si, como en algunos casos ocurre, las lamas primarias poseen propiedades diferentes de las producidas por el remolido, se pueden de este modo separar y tratar independientemente, si así se desea.

Un ejemplo que puede mostrar una indicación del grado con que otras industrias adoptan métodos y máquinas que al principio fueron creados exclusivamente para la industria minero-metalúrgica es la introducción de la molienda fina húmeda en circuito cerrado en la fabricación del cemento Portland. Los resultados obtenidos desde las primeras pruebas que se hicieron sobre esta aplicación del circuito cerrado dieron un consumo menor de kilovatios hora por barril de cemento producido, un aumento grande de la capacidad de los molinos y una disminución del número de granos no molidos tan finamente como la mayoría, cosa esta última que es importante, pues a ella es proporcional la cantidad de cal libre que queda en el clinker y que se debe disminuir cuanto se pueda. Este no es más

que un nuevo caso de la penetración en otras industrias de la adelantada técnica minero-metalúrgica que ya se ha implantado, en general, para los problemas de quebrantado, agitación y decantación.

En la construcción de molinos de bolas cilíndricos se tiende a disminuir su longitud y a aumentar su diámetro; con lo primero se acorta el tiempo de paso de la mena, y con lo segundo se intensifica el efecto triturador de las bolas; también se evita el moler con excesiva finura una parte de la mena, pues al pasar ésta rápidamente por el molino, la reducción de tamaño es pequeña en cada pasada; pero, eso sí, las cargas circulantes están sufriendo al 400 y hasta al 500 por 100 del tonelaje inicial, y en pruebas recientes se ha demostrado que el rendimiento aún sube todavía para valores del 1.000 por 100. Teniendo esto presente, se puede ver que es una buena indicación hallar la relación entre el tonelaje tratado en el taller y el ancho total a que se llega sumando el de todos los rastrillos de los clasificadores, pues, en general, son éstos los que limitan la capacidad de molienda de una sección.

En la molienda fina húmeda se ha establecido que el molino de bolas debe ser el aparato en que se acabe la reducción de tamaño; en los escalones anteriores existen, sin embargo, casos en que se usan molinos de barras, como por ejemplo, ocurre en Copper Queen, sin que esta disposición sea general. Cuando se quiere hacer que el remolido sea tan fino que todo pase a través de la rejilla de 200 mallas por pulgada lineal, es imprescindible efectuar la molienda en dos etapas.

El empleo de revestimientos interiores formados por trozos de carriles viejos encajados en hormigón, como usan en la Utah Copper Co., parece ser realmente más económico.

Los molinos de barras se usan para una molienda intermedia, o sea para producir un material que deje un residuo del 50 por 100 en la rejilla de 200 mallas, siendo el tamaño máximo del orden de la rejilla de 48 ó 65 mallas. Para capacidades iguales, suponiendo que el mineral de entrada tiene 1 ó 1½ centímetros, el coste inicial y la potencia gastada por los molinos de barras es menor que los correspondientes a molinos de bolas, puesto que la velocidad periférica es menor y las barras no sufren el efecto de cascada; además, esta clase de molinos tiene la ventaja de dar un producto más uniforme, conteniendo menos lamas de las que producen los molinos de bolas; pero no pueden usar altas cargas circulantes.

Los molinos de bolas Marcy, que están pro-

vistos de una parrilla en el extremo de descarga y se encuentran en Old Dominion y Copper Queen, entre otros sitios, tienen la particularidad de ser muy aptos para el uso en una sola etapa, puesto que, a causa de la presencia de la rejilla, el agua ejerce una acción de lavado que elimina prontamente los menudos y las lamas. También es importante que, como las bolas no efectúan el impacto sumergidas en la pulpa, no existe el efecto de almohadillado y el peso relativo de ellas es mayor.

En clasificación se han impuesto los clasificadores mecánicos, por necesitar un consumo de agua menor que los hidráulicos y proporcionar un rebose menos diluido que el de éstos. Los clasificadores Dorr del tipo palangana (bowl) se extienden cada vez más, pues debido a su gran superficie y a los largos perímetros de rebose, permiten efectuar separaciones muy finas, rebosando toneladas grandes, y de ahí que sean insustituibles cuando se trata de separaciones del orden de la malla 100 o aun más delicadas. En este aparato se efectúa un lavado y una separación muy completa de los granos de arena y las lamas, por realizarse en dos etapas, y así resulta que las arenas que produce esta máquina salen más limpias que las que otras obtienen; esto hace que cuando se emplea un circuito cerrado con un molino de bolas, el rendimiento global sube, puesto que se devuelve menos material ya acabado de moler y así es mayor la capacidad del molino. Por lo que se dijo anteriormente respecto al remolido selectivo se puede ver que esta máquina concentra a la vez que clasifica.

Como para la flotación se quiere que, dentro de ciertos límites, la pulpa sea lo más densa posible (un 28 por 100 de sólidos), para tratar más toneladas por celda, y como los demás clasificadores de rastrillo necesitan que el porcentaje de sólidos sea pequeño (un 20 por 100), para obtener una buena clasificación, de ahí que ahora se emplee a menudo un clasificador Dorr del tipo palangana para acabar de clasificar el rebose de otro clasificador de rastrillo que ha salido con un exceso de densidad.

FLOTACION

El prodigioso desarrollo de este método de concentración empezó en América del Norte hace ya tiempo, cuando se desecharon los aceites y empezaron a emplearse reactivos químicos. Se ha llegado hasta el punto de producir en una planta cuatro concentrados diferentes por este orden: grafito, cobre,

plomo y zinc. La pirita, que se hace que se pierda con el estéril, se podría recuperar también como un quinto concentrado, si las condiciones locales de transporte la dieran un valor suficiente.

La flotación, además, tiene la gran ventaja de que se pueden efectuar ensayos de laboratorio fácilmente y son la única clase de ensayos que se pueden repetir en gran escala manteniendo condiciones muy semejantes. En el terreno se obtienen resultados concordantes a los del laboratorio; y se puede uno fiar por completo de lo que se halle en pequeña escala; con práctica suficiente y empleando máquinas de agitación mecánica de «spitzkasten», separado, no se obtienen resultados desalentadores en el taller de ensayos. En lixiviación no se puede obtener en gran escala tan buenos resultados como en el laboratorio, a causa de las dificultades mecánicas que acarrea manejar grandes toneladas, y en las operaciones que se efectúan a alta temperatura, como fusiones y tostaciones, es casi imposible reproducir en el laboratorio las condiciones que se obtienen en un horno de tamaño industrial, con lo que queda la flotación como el procedimiento que se puede ensayar en pequeña escala con más rapidez y baratura; requiriendo a la par menos cantidad de mena para los ensayos que cualquiera otra clase de tratamiento.

La cantidad de agua que se necesita para la flotación es menor que la que exige cualquier otro método de concentración por vía húmeda; en general, se puede decir que hace falta un peso de agua cuatro veces mayor que el tonelaje de mena lavada diariamente, lo que viene a ser unos tres litros de agua por minuto y por tonelada de mena tratada en veinticuatro horas; pero, sin embargo, cuando el agua es escasa, se puede recuperar fácilmente hasta las tres cuartas partes.

El estudio teórico del mecanismo por medio del cual los distintos reactivos químicos ejercen sus efectos ha avanzado lo suficiente para que se pueda pronosticar el comportamiento que tendrá un nuevo compuesto químico conociendo su fórmula y su solubilidad, puesto que, en general, los efectos espumantes de un reactivo son inversos a su solubilidad y esta última es proporcional en los compuestos orgánicos comúnmente empleados a la longitud de la cadena de carbonos.

En las generalidades que a continuación se encuentran, vienen dadas las características químicas que han de tener y los efectos que en flotación ejercen diversas clases de sustancias pudiendo decirse que los reactivos espumantes

se absorben con preferencia a la superficie gas-líquido, mientras que los colectores se absorben a la superficie de contacto sólido-líquido.

Los reactivos colectores deben ser sustancias orgánicas que contengan azufre divalente, nitrógeno trivalente u otro elemento polivalente electronegativo con su valencia

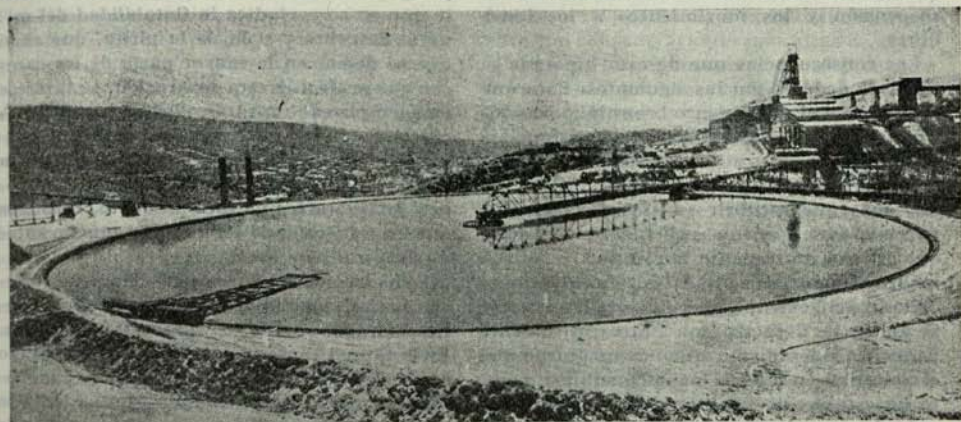


Fig. 3.—Espesador Dorr del tipo tracción de 100 metros de diámetro, recuperando agua del estéril en la Miami Copper Co., Miami, Estado de Arizona.

Los reactivos espumantes tienen que contener un radical ávido del agua y portador de oxígeno, con preferencia uno solo de los siguientes: OH, COOH ó CO; unida a este radical debe haber una cadena de no menos de seis átomos de carbono; la solubilidad del compuesto tiene que ser pequeña, alrededor de un gramo por litro o poco más. Todo ello es porque, para que un reactivo sea espumante, sus moléculas tienen que pasar con facilidad a la superficie de contacto entre el aire y el agua, y para ello tienen que rechazar el agua y ser ávidas de ella a la vez; lo primero, para que exista en ellas una tendencia a separarse del agua, o, dicho de otro modo, una oposición a volver al seno del líquido si por una causa o por otra han llegado a una superficie libre; también tienen que ser, por otra parte, ávidas del agua las moléculas del reactivo, para evitar que, al llegar a la superficie, se agreguen, no se esparzan y el efecto sea local. Estas dos propiedades, que son antagónicas, para no neutralizarse en una misma molécula tienen que residir en distintas partes y no ser función de la molécula en su totalidad, con lo que luego ocurre que las moléculas asimétricas se orientan, poniéndose el radical hidrocarburo en sentido opuesto al del agua y que la concentración del espumante en la superficie es mayor que en el seno del líquido.

más pequeña: en el resto de la molienda tendrá que haber carbonos e hidrógenos, siendo de más de ocho el número de los primeros, y la solubilidad no deberá exceder de 200 ó 300 miligramos por litro para que estos reactivos sustituyan a los aceites. Estos reactivos funcionan reaccionando químicamente con la superficie de la partícula que se trata de recoger, formando un producto de reacción que es insoluble en agua a esa concentración. Prácticamente, la superficie de la partícula queda cambiada y hecha orgánica, pudiendo flotar con facilidad a consecuencia de la tendencia adquirida a rechazar el agua.

Los reactivos que a la vez funcionan como espumantes y como colectores han de combinar las características de los dos grupos, y los que parecen ser mejores son aminas unidas a una cadena de más de seis carbonos. En toda clase de reactivos empleados en flotación se debe evitar la presencia del grupo SO_2H y de halógenos que no se ionicen; también se ha de procurar que no adquieran fácilmente el estado coloide, pues en estos casos la colecta no es buena.

Recientemente, al ver que el comportamiento de diferentes partículas minerales está en estrecha correspondencia con sus movimientos brownianos, se ha llegado hasta proponer una nueva explicación iónica de estos

movimientos. Esta última hipótesis consiste en suponer que las partículas en estado coloidal están ionizadas en la superficie, teniendo anclado a ésta uno de los iones, mientras que el otro circula libremente, debiéndose la suspensión y los movimientos a los iones libres.

Las consecuencias que de esta hipótesis se trata de deducir son las siguientes: Para que se produzca el movimiento browniano hay dos condiciones necesarias: ionización y anclaje de uno de los iones a la superficie de la partícula, con lo cual, para hacerla que flote, no hay más que recubrir su superficie total o parcialmente con una película no ionizada, que evite el movimiento browniano.

Ultimamente, al ver que las concentraciones de los reactivos empleados en los talleres donde se aplica la flotación son tan excesivamente pequeñas y del mismo orden de magnitud que el contenido en sales de las aguas subterráneas, se ha establecido un interesante paralelismo entre las reacciones químicas a que dan lugar los distintos minerales (reacciones que desde el punto de vista geológico ya fueron estudiadas) y las que deben ocurrir durante el transcurso de la flotación.

Desde hace poco tiempo se está prestando más atención al tiempo que se emplea en el tratamiento por flotación, especialmente cuando ésta es diferencial; ello se debe a que las reacciones químicas superficiales que tienen lugar, requieren un cierto tiempo y a veces obligan a una agitación previa de la pulpa, especialmente cuando se emplean máquinas del tipo neumático. Al agitar se produce un comienzo de oxidación, y, en el caso particular, de los minerales complejos de cobre y hie-

rrero se facilita la separación, puesto que, según la serie de Weed, en que los distintos minerales están colocados por su orden de alteración, la pirita se oxida más fácilmente que la calcopirita y mucho más aún que la calcosina, con lo que no se perjudica la flotabilidad del mineral de cobre y sí la de la pirita, que es lo que se desea; en la mayor parte de los casos con que se efectúa esta separación, se favorece en el empleo de xantatos, pues su velocidad de reacción con las sales de cobre es mucho mayor que con las de hierro; y para que la pirita llegase a flotar se necesitarían concentraciones considerables de este producto, mientras que los minerales de cobre flotan mucho antes de alcanzar este límite.

Es bien conocida la gran influencia que ejercen las variaciones de la concentración de iones hidrógeno sobre los resultados obtenidos. En la United Verde Copper Co. han demostrado experimentalmente la ventaja de acondicionar con cal la pulpa cuando ésta se halla lo menos diluída posible, o sea en los molinos de bola, pues así aumenta la cantidad de pirita rechazada, sin gastar un exceso de cal, ya que se consigue una alcalinidad libre grande, y al rebajarse luego el Ph en los clasificadores, ya no se afecta el comportamiento de la pirita. Con esto se puede ver también la importancia que adquiere el sitio donde se añaden los reactivos.

Es importante mantener la densidad de la pulpa al grado que por ensayos se ha demostrado ser el más conveniente, pues si todo se halla regulado para una densidad dada, los resultados empeoran en cuanto ésta varía. En general, es mejor que la pulpa sea la más espesa posible, para tratar más toneladas de



Fig. 4.—Vista aérea de la instalación para el tratamiento de las lamelas en la Inspiration Cooper Co.

mena con la misma máquina o usar una menor para el mismo tonelaje; para economizar reactivos conviene usar la menor cantidad de agua posible, puesto que las cantidades empleadas varían directamente con la cantidad de agua. También se ha encontrado que una densidad demasiado grande produce un concentrado que lleva consigo una gran cantidad de lamas procedentes de la ganga y el rendimiento es más bajo; por esta razón, es conveniente relavar el concentrado primario en una pulpa que contenga un pequeño porcentaje de sólidos, o sea en otras celdas separadas de las desvadoras, con objeto de obtener esta diferencia de densidades. La influencia de la densidad se traduce en el tiempo que la mena molida se halla sufriendo el tratamiento en las celdas; este tiempo de contacto viene a ser como término medio de unos diez minutos.

Una de las tendencias más recientes consiste en separar y dar un tratamiento diferente, no sólo a las lamas primarias, sino también a las que produce una primera molienda. Esto se ha efectuado en la planta Copper Queen, de la Phelps Dogge Corporation donde la mena contiene gran cantidad de lamas arcillosas que no se destacan del resto de la mena de por sí, pero que son de fácil desintegración.

El esquema antiguo de cada sección de esta planta consistía en dos molinos de barras Marcy seguidos en circuito abierto por dos clasificadores Dorr del tipo palangana, que separaban como reboso el 50 por 100 del tonelaje inicial; las arenas se venían enviando a dos molinos de bolas en circuito cerrado con dos clasificadores Dorr duplex de seis pies de ancho, reuniéndose y flotándose juntos los reboses de los cuatro clasificadores. La modificación propuesta consiste en poner en circuito cerrado con dos clasificadores de rastrillo, los molinos de barras primarios y en separar el reboso de los clasificadores tipo palangana colocados entre las dos etapas de la molienda, y llevar este reboso a unas celdas donde se flote separadamente, usando una gran cantidad de cal para contrarrestar la naturaleza refractaria de esta parte de la mena, en la que irán reunidas todas las lamas. Incidentalmente mencionaré también que los clasificadores mecánicos finales se van a sustituir por unos cuádruples de 16 pies de ancho, para obtener un remolido más fino, que se traducirá en una mayor recuperación de metal.

También se está trabajando en la actualidad en el tratamiento hidrometalúrgico de los concentrados de cobre de alta ley producidos por la flotación. En este sistema, que parece

presentar un porvenir brillante, se tuestan los concentrados a una temperatura de 600° C., que, según los ensayos ya efectuados, es la óptima, pues el 94 por 100 del cobre se convierte en una forma soluble en ácido sulfúrico al 1½ ó 2 por 100, pudiéndose extraer el cobre restante con concentraciones más altas de ácido.

Para este procedimiento, que se preconiza ahora, no será necesario ningún gasto de ácido sulfúrico para lixiviar, ya que en la electrolisis de las soluciones de sulfato de cobre se regenera, y hasta con exceso, por lo que la manera de regular la concentración en ácido del electrolito es separando parte de la solución después de la lixiviación y precipitando el cobre contenido en esta fracción por cementación. Como el estéril viene a enriquecerse en metales preciosos, a causa de la gran disminución de volumen que experimentan los concentrados durante el tratamiento, se proponen, después de haberlo lavado por completo, extraer por cianuración la plata y el oro si están presentes en cantidades suficientes. Se asegura que se consigue precipitar 0,62 kilos de cobre por kilovatio-hora; pero, como es consiguiente, este método propuesto será aplicable preferentemente allí donde se pueda disponer de energía hidroeléctrica barata.

Entre las máquinas de flotación existe la constante controversia entre las de agitación mecánica y las puramente neumáticas, sin que se pueda negar que las alteraciones de la presión del aire en estas últimas influyen grandemente la agitación de la pulpa, que en las primeras es constante. Merece mencionarse entre las del primer tipo la Fahrenwald, puesto que con ella se consigue flotar menas molidas más bastamente que lo corriente, llegando a emplear con arenas de la malla 14 en los cobre nativos del Lago Superior; la circulación de la pulpa en esta máquina está favorecida por la gravedad. Entre las máquinas de agitación neumática, la Forrester tiene hasta 150 toneladas de capacidad de tratamiento por metro de longitud y día, a causa de ser en ella la circulación más rápida.

En Miami estuvieron modificando todas las celdas del tipo local durante mi permanencia allí; las alteraciones implicaban volver de nuevo a los chorros de aire, pues con la variante usada antes, se encontraban dificultades, debido a depositarse grandes masas de arenas con facilidad; también al introducir una correa angular perforada que se desplaza longitudinalmente a lo largo del eje de la celda se puede en la actualidad regular la cantidad de aire que se envía a cada tercio de cada celda,

cosa que antes no era posible y que es deseable a causa de su gran tamaño (30 metros de longitud).

las instalaciones y un aumento del tonelaje de mineral recuperado que se traduce en mayores ingresos.

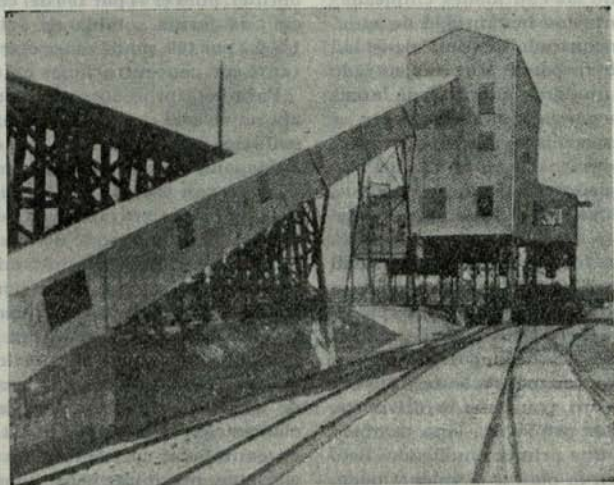


Fig. 5.—Planta para el tratamiento de minerales de hierro Mesabi Chief, en Keewatin, estado de Minnesota.

Entre los filtros, el Dorrco ha llegado a establecer el récord de filtrar 10 toneladas por pie cuadrado de superficie filtrante y día; este tipo de filtro se diferencia de todos los demás en que la pulpa que se quiere filtrar se halla en el interior del tambor giratorio, con lo que la gravedad ayuda a la filtración en vez de contrariarla y también a la descarga, que se favorece con pulsaciones de aire comprimido. Una gran ventaja que tiene es la de poder utilizarse con partículas gruesas, pues éstas, al segregarse, se sedimentan de por sí y crean una capa filtrante adicional para las partículas finas, impidiéndolas que entren en los poros de la tela; así se aumenta la duración de la lona y se evita que la pasta de concentrados se adhiera fuertemente y sea difícil de desprender.

EJEMPLOS DE PLANTAS DE CONCENTRACION

Durante mi estancia en la cuenca del Mesabi, región del Lago Superior y Estado de Minnesota, pude apreciar los nuevos métodos empleados para la concentración de mineral de hierro, con los que se persigue una simplificación en

La planta llamada Mesabi Chief, de la M. A. Hanna Co., puede considerarse como modelo de la práctica más adelantada del distrito. En ella se tratan hasta 380 toneladas por hora en un solo lavador Dorr, seguido por un clasificador especial del tipo palangana, para recuperar el mineral finamente dividido.

En esta planta se encuentran primero unas rejillas de barrotes fijos inclinados a 40°, que dejan espacios de 11,4 centímetros entre ellos y que tienen una superficie total de 20 metros cuadrados; el residuo cae en unas rejillas de barrotes móviles, que forman dos series separadas verticalmente 75 centímetros y que tienen la misma separación entre barrotes e igual área total que las anteriores, pero una inclinación de sólo 19°; lo que no pasa a través de estas últimas rejillas de barrotes se considera estéril y se vierte en la escombrera.

Todo lo que pasa a través de las rejillas mencionadas se reúne en unas tolvas de 200 toneladas de capacidad total, y por medio de tres alimentadores se vierte en una cinta transportadora inclinada, que lo conduce a un trómel tronco-cónico de 1,32 por 2,21 por 4,42 metros de longitud, que lleva perforaciones de 3,2 centímetros de diámetro; el residuo del cribado efectuado en el trómel pasa por una cinta

de escogido a una quebrantadora cónica Symons, de 1,21 metros, que no se intercala si no es necesario.

El lavador Dorr tiene 4,87 metros de ancho por 9,13 de largo y es una máquina que da tres productos, pues consta de un clasificador mecánico cuádruple, que descarga las arenas directamente en las tolvas de embarque, y al que hay añadido un tambor tronco-cónico que gira sumergido a unas 20 revoluciones por minuto. Las ventajas que este aparato lleva consigo al ser instalado son varias; entre ellas está el que se economiza unos cinco metros de altura en la construcción del edificio, pues realiza en un solo aparato operaciones que antes requerían una serie de ellos; otra es que la humedad con que el mineral lavado sale es menor que la que se obtiene en otra clase de instalaciones, y, así, resulta que la ley en hierro, sin prescindir del agua absorbida, aumenta en un 3 por 100; también la gran velocidad de giro del tambor y las vigas que lo refuerzan longitudinalmente contribuyen a evitar que la tela perforada de éste se ciegue, pues la depresión y la superelevación creadas en los lugares en que el tambor entra y sale en el agua, originan una corriente continua de agua en sentido contrario a aquel en que la mena ha de atravesar los orificios.

El clasificador Dorr del tipo palangana, en que se recuperan las finas partículas de mineral de hierro que rebosan del lavador, tiene 6,60 metros de diámetro, y su único rastrillo es de 1,21 metros de ancho; también se caracteriza porque en él giran los brazos a seis o siete revoluciones por minuto, con lo que se produce una concentración centripeta de las pesadas partículas ferruginosas.

El taller de concentración de la Miami Copper Co. se caracteriza por tener cuatro clases de aparatos, que son los mayores del mundo. Son los molinos de bolas Williamson de 3 metros de diámetro, los clasificadores Dorr séxtuples del tipo palangana, de 8,5 metros de diámetro, las celdas para la flotación del tipo local, de 30 metros de longitud, y el tanque Dorr, del tipo tracción, para recuperar el agua del estéril, que tiene una menor que 100 metros de diámetro.

La capacidad de tratamiento de esta planta es de 18.000 toneladas diarias; el costo de la concentración ha pasado ya por bajo de 29,5 centavos de dólar por tonelada; pero ello se debe no sólo a los tipos de maquinaria que acabamos de mencionar, sino también a que recientemente han ampliado su central eléctrica y han instalado calderas de alta presión,

en las que queman aceite pesado, con lo que han conseguido reducir el costo del kilovatio-hora a 0,6 centavos y afectar así de un modo importante los gastos de tratamiento. La energía eléctrica gastada es de lo más baja que se conoce: 11,9 kilovatios-hora por tonelada en total y 6,2 en la molienda; esto último se debe a la cuidadosa segregación por tamaños que efectúan como consecuencia de haber tres etapas de remolido de la mena y a que éste no se efectúa hasta obtener la liberación completa de los sulfuros de una vez; en cambio, lo que se hace es volver a moler los concentrados primarios producidos y después los concentrados ya relavados.

La mena que tratan es de una ley tan baja, que hasta hace poco se consideraba imposible trabajarla con provecho económico. Su contenido en cobre al estado de sulfuro es poco más de seis décimas por ciento (0,6 por 100), viniendo el resto, hasta un 0,8 por 100, como término medio, al estado de óxido. La relación de concentración que efectúan frecuentemente es de 60 a 1, y a menudo producen concentrados que tienen el 40 por 100 de ley en cobre. Las toneladas producidas en este taller por hombre-relevo son 65 y ascienden a 88 si sólo se cuentan los operarios.

A principios de este año vi instalar allí un molino de bolas adicional en circuito cerrado, con un clasificador Dorr del tipo palangana, al que llevan los concentrados producidos en las dos últimas secciones de las celdas de 30 metros antes de devolverlos a la entrada de ellas; con esta disposición se consigue liberar los granos mixtos que antes, o iban con el estéril y elevaban las pérdidas, o reducían el grado del concentrado; esto, además, es una aplicación en la que se ha visto palpablemente la certeza del axioma que indica que no se debe de concentrar sin remoler antes.

También merece que se dedique especial atención a la United Verde Copper Co., entre otras muchas razones, por el extenso programa de investigaciones que allí llevan a cabo bajo la acertada dirección de mister Ralston.

La mena que tienen que tratar es de lo más compleja que se conoce, y, como ya quedó mencionado anteriormente, para que la liberación fuese sólo del 90 por 100, habría que molerla con tal finura, que toda ella fuese menor que los espacios del tamiz de 800 mallas por pulgada lineal, y como esto es hoy día impracticable, económicamente hablando, se tienen que resignar a que haya una considerable proporción de mixtos. A pesar de todas estas dificultades, están ampliando su planta para tratar

diferencialmente el zinc que viene presente al estado de marmatita, mineral cuya composición es aproximadamente 10 por 100 de sulfuro de hierro y 60 por 100 de zinc.

En este sitio, así como en Warren, vi usar conjuntamente los dos xantatos amfílico y etílico; la razón es que con esta mena en particular se produce con suma facilidad un exceso de espuma, y añadiendo xantato amfílico y disminuyendo la cantidad del etílico se obtiene, debido al primero, una mayor producción de grumos y una disminución del efecto espumante.

No he querido hasta ahora dar precios de costo detallados, por haberme referido a lavaderos de tamaño gigantesco; pero inserto a continuación los referentes a este último, puesto que sólo trata unas 1.200 toneladas al día.

GASTOS DE CONCENTRACION DE LA UNIDAD VERDE COPPER CO. EN CENTAVOS DE DOLAR POR TONELADA

Quebrantado hasta 6 milímetros	20,3
Transporte y alimentación.....	2,3

Flotación.....	17,6
Molienda fina.....	16,4
Espesado.....	1,8
Filtrado.....	1,6
Manipulación de concentrados.....	0,5
Transporte del estéril.....	0,5
Agua.....	2,7
Ensayos y desmuestra.....	3,3
Diversos.....	6,7

TOTAL..... 73,7

Es de alabar la práctica, tan extendida en aquel país, de hacer públicos cuantos detalles se refieren a la marcha de las operaciones en las empresas mineras. Ha quedado demostrado sin género de dudas lo conveniente que es seguir esta línea de conducta y lo pernicioso que resulta para la empresa misma que lo practica el encastillarse y mantener secretos muchísimos datos sin necesidad alguna.

LA FLOTACION Y SUS FUNDAMENTOS FISICO-QUIMICOS

POR

GUSTAVO REYES B.

Sub-Jefe del Laboratorio Metalúrgico de la Caja de Crédito Minero

Conclusión (1)

Vamos a referirnos especialmente a la teoría propiamente química acerca de la acción que los reactivos señalados en nuestra publicación inmediatamente anterior ejercen sobre determinadas especies mineralógicas. Las cuestiones relativas a las características mismas, a la naturaleza y al mecanismo de la adsorción interfacial han sido anteriormente ampliamente expuestas y analizadas desde diversos puntos de vista.

Ocasionalmente nos referíamos a la acción que el desprendimiento de un exceso de iones (O H-) pudiera tener sobre la posibilidad de adsorber determinada partícula sobre una

superficie interfacial agua-aire. A este respecto y para aclarar muchos conceptos con los cuales tendremos que ver más adelante queremos establecer que el auto desprendimiento de iones (O H-) de parte de determinado mineral en relación con la naturaleza de la carga eléctrica que suponemos concentrada en la superficie interfacial agua-aire de una burbuja puede ser tan nociva como el desprendimiento de iones (H+). Y esto es debido, a nuestro entender, a que es más fácil modificar el signo del potencial que representa la superficie interfacial agua-aire de una burbuja que modificar el signo que representa el campo originado superficialmente por determinada partícula sobre o en la cual han adsorbido o condensado un exceso de iones positivos o

(1) Consúltense los N.º 361, 366, 367, 369 y 376 del Boletín Minero.

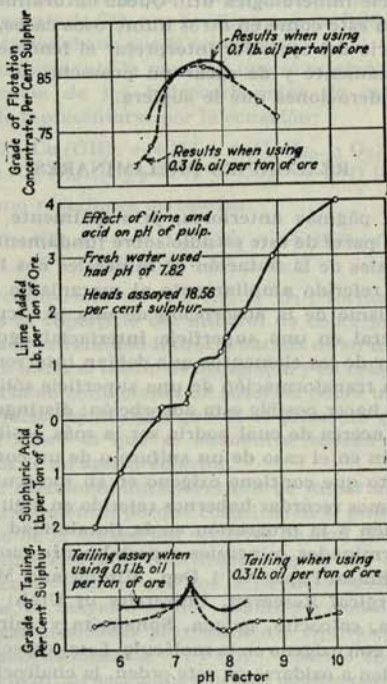
negativos; o en otros términos el signo de la interfase agua-aire está más estrechamente ligado al carácter ácido o básico de la solución o medio de dispersión que el signo de la superficie interfacial sólido-líquido de una partícula mineral. El carácter o signo de la interfase agua-aire puede ser grandemente modificada por el agregado de compuestos que alteren el carácter básico o ácido de la solución o medio de dispersión. Una modificación del signo de la superficie interfacial sólido líquido de una partícula mineral sólo podría ser conseguida en muchos casos a expensas de grandes concentraciones o mediante la adición de compuestos químicamente muy activos en concentraciones también considerables en la mayoría de los casos.

En el número correspondiente a Junio de 1930 de "Engineering and Mining World", H. L. Hazen publicó unas cortas observaciones destinadas a exponer ciertas relaciones por él encontradas y referentes a la relación que al menos tratándose de sulfuros metálicos tiene la concentración del ion hidrógeno en los factores recuperación y grado de concentración. Por considerarlas de interés para los lectores del Boletín Minero y por ser cortas en extensión vamos a exponerlas conjuntamente con los gráficos de que son acompañadas. Dice H. L. Hazen: "Los técnicos saben que el factor p H de un circuito de flotación es tan importante como algunas otras variables; que el aprovechamiento máximo de un mineral concentrado mediante flotación puede ser obtenido solamente determinando previamente el p H más apropiado y luego manteniendo dicho valor en el circuito".

"Recientemente el suscrito tuvo oportunidad de determinar el p H crítico requerido por cierto mineral de azufre nativo. Por razón de las condiciones del mercado el concentrado obtenido debía contener más de 85% de azufre. Cuando hemos discutido la cuestión con el señor B. L. Trost quien dirige la sección experimental en la fábrica de máquinas de flotación Kraut, él tuvo a bien manifestarme que se obtendrían las más altas leyes de concentrados y los relaves de leyes más bajas "en un punto tal en que exista un retroceso en la curva de los valores del p H", obteniéndose este gráfico mediante un gran número de pruebas, cada una variando según un determinado incremento en el porcentaje de cal, determinándose cuidadosamente para cada una el p H de la solución; se obtiene una curva en que figuran el porcentaje de cal y el p H como coordenadas. En uno o más puntos esta línea segura-

mente se invertirá y se obtendrán los mejores resultados cuando el p H sea el mismo que aquel en que la curva invertida comienza. El señor Trost basaba su predicción en el conocimiento de muchos minerales de cobre y zinc.

"El trabajo efectuado por el suscrito para localizar el p H crítico está representado en los diagramas adjuntos. Cada prueba fué realizada sobre diferentes porciones de la misma muestra de mineral de azufre nativo de ley 18.56% en azufre. La cal fué agregada sólida a la molienda húmeda en molino de bolas. Cada carga fué molida durante cinco minutos, flotada durante cuatro minutos y vuelta a tratar una vez. No se hizo ningún esfuerzo especial para obtener un concentrado de alta ley. La determinación de la concentración del hidrógeno en la solución se efectuó siempre mediante un potenciómetro manufacturado por Leeds and Northrup, tratando de efectuar cada prueba en lo posible en idéntica forma. Tres pruebas se efectuaron empleando ácido sulfúrico en lugar de cal. Los resultados coincidieron con los obtenidos en una planta de 200 toneladas".



El factor p H comparado con el grado de concentración, colas, y cantidad de cal o ácido agregada.

"Las más altas leyes de concentrados y los relaves de leyes más bajas se obtuvieron cercanamente a la curva invertida entre p H 7.6-8.0. Después de considerar todos los posibles errores experimentales, creemos que los resultados confirman la idea fundamental".

"Otro fenómeno que se ha observado en estas pruebas es que la pérdida en los relaves es máxima en aquellos puntos en los cuales un aumento en la proporción de cal origina un aumento relativamente pequeño del p H de la solución.

El autor de las líneas anteriores declara no tener una explicación satisfactoria acerca del fenómeno; pero es indudable, como ya hemos anteriormente expresado, que tanto en lo referente a recuperación de determinada especie el carácter de la solución es fundamental, a nuestro parecer, en cuanto al signo que ella comunica a una interfaz líquido-gas. La cuestión puede ser complicada fundamentalmente cuando un desprendimiento inusitado de iones positivos o negativos pudiere llegar a producirse originado por una posible disociación ocurrida en la superficie de determinada especie mineralógica útil. Queda naturalmente, en este como en otros numerosos casos, al criterio del operador interpretar el fenómeno propiamente y de sacar un provecho de las consideraciones que le sugiera.

REACCIONES PRELIMINARES

En páginas anteriores, principalmente en la IV parte de este estudio sobre fundamentos actuales de la flotación de minerales nos hemos referido ampliamente al mecanismo en sí mismo de la adsorción de una partícula mineral en una superficie interfacial acuosa y de los elementos que debían intervenir en la transformación de una superficie sólida para hacer posible esta adsorción; distinguimos acerca de cual podría ser la más posible acción en el caso de un sulfuro o de un compuesto que contiene oxígeno en su molécula. Creemos recordar habernos referido en alguna ocasión a la progresión en la flotabilidad de determinados minerales especialmente puros (Technical Paper N.º 1 Dep. Mining and Metallurgical Research, University of Utah) es pirita, calcocita, galena, Sphalerita y minerales con oxígeno en la molécula. Estas especies tienden a oxidarse en este orden, la chalcocita estando más cercana a la pirita y la galena a la blenda. La acción de una molécula heteropolar como los xanthatos alcalinos debería estar

precedida según esto de una oxidación superficial antes de la reacción propiamente química. La posibilidad de una oxidación del xanthato con precipitación de azufre no-polar sobre la superficie lo consideramos, como hemos dicho anteriormente, improbable. Hemos querido recordar esta cuestión una vez más porque está ligada a ciertas determinaciones efectuadas hace ya mucho tiempo en orden a establecer la afinidad de los metales hacia el azufre; la progresión relativa señalada por Schürman es: mercurio, plata, cobre, bismuto, cadmio, plomo, zinc, níquel, cobalto, fierro y manganeso; este orden de afinidad hacia el azufre indica también en forma aproximada el orden de flotabilidad relativa de los sulfuros respectivos en condiciones estandarizadas. Otra observación debida a Weigel fué la de establecer qué progresión de solubilidad en agua seguían los sulfuros de los metales mencionados y se ha podido constatar que esta serie es la inversa de la que hemos señalado. Naturalmente éstas son aproximaciones porque pueden existir algunos factores físico-químicos que pueden hacer variar la situación de un metal en la serie; pero lo interesante en cuanto a la flotación diferencial se refiere es que mientras más soluble es un sulfuro metálico comparado con otro en iguales condiciones, más accequible a una depresión de carácter químico en la flotación es el sulfuro; así el sulfuro de fierro se puede deprimir ventajosamente respecto de los sulfuros de cobre a que se encuentra comúnmente asociado como también la blenda respecto de la galena; pero no debemos tomar estas consideraciones en una forma absoluta porque también es posible al menos en parte y en ciertas condiciones principalmente de alcalinidad operar el fenómeno en sentido inverso. A esto queremos referirnos cuando hablemos de la flotación diferencial y por el momento deseamos volver a la acción ejercida por los diversos agentes promotores sobre los carbonatos de cobre.

CASO DE LOS ACIDOS GRASOS

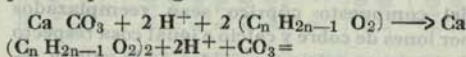
La acción de los ácidos grasos sobre los carbonatos de cobre ha sido detenidamente estudiada por Gaudin en el Technical Paper N.º 5 de la Universidad de Utah. La producción de un recubrimiento no polar sobre la partícula se explicaría por un principio de saponificación. La acción es perfectamente aplicable pues en el grupo funcional $-CO_2H$ común a ellos el hidrógeno es sustituible por metales.

En la serie de ácidos monobásicos saturados $C_n H_{2n} O_2$, los primeros representantes se encuentran líquidos a la temperatura ordinaria, de olor picante, SOLUBLES EN AGUA, alcohol y éter y hierven sin descomponerse (Molinari).—A medida que se alarga la cadena de hidrocarburos la consistencia va haciéndose más y más oleaginosa y menos solubles en agua hasta que a partir del $C_{10} H_{20} O_2$ (ácido caprílico) son sólidos e insolubles en agua, solubles en alcohol y éter, destilándose sin alteración sólo en el vacío. Los primeros términos hasta $C_9 H_{18} O$ (ácido nonílico o pelargónico) o hasta el caprílico son volátiles con vapor de agua (Molinari). Una observación digna de considerarse es de que los puntos de ebullición crecen continuamente a medida que la cadena de hidrocarburos es más larga; pero los puntos de fusión no guardan la misma regla y esta condición de temperatura de fusión es como hemos dicho muy importante; la temperatura de fusión es en líneas generales mayor a medida que aumenta el número de átomos de carbono en la molécula; pero no aumenta uniformemente: así para los términos inferiores $C_2 H_4 O_2$ y $C_3 H_6 O_2$ (ácidos fórmico y acético) el punto de fusión es $+ 8.^\circ 3$ y $+ 16.^\circ 5$. En seguida el $C_4 H_8 O_2$ (propiónico) es $- 22^\circ$; sólo pasan a ser definitivamente positivas en el C_8 (caprílico) $+ 16.^\circ$ y siguen aumentando discontinuamente hasta el C_{30} (melísico) en tal forma que el término de un número par de átomos de carbono tiene un punto de fusión más alto que el de número impar que le sigue en la serie.

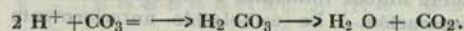
En lo que se refiere a la formación de un recubrimiento no-polar sobre la superficie de un carbonato, químicamente hablando, éste sería obtenido por un principio de saponificación. Cabe decir que la misma explicación y reacciones químicas tendrían lugar para los ácidos grasos de otros grupos como los monobásicos no saturados de la serie $C_n H_{2n-2} O_2$ (olefincarbónicos), de la serie $C_n H_{2n-2} O_2$ y $C_n H_{2n-4} O_2$; también para el grupo de los ácidos grasos polibásicos como los de la serie $C_n H_{2n} (CO_2 H)_2$ (saturados), $C_n H_{2n-4} O_4$ (no saturados u olefindicarbónicos). Los representantes tribásicos y tetrabásicos del grupo polibásico no se consideran por corresponder a compuestos inestables.

El principio de saponificación operado sobre los carbonatos metálicos es efectuado con toda seguridad, como toda acción de origen polar, sobre la base de la débil actividad química del ácido carbónico. Si el compuesto superficialmente originado (jabón) presenta caracteres de solubilidad inmediata o a corto plazo, no

habrá posibilidad de que el compuesto metálico sea colectado en una espuma en condiciones prácticas, a menos y esto en algunos casos, de que cantidades considerables de ácido sean empleadas restringiendo al mínimo el tiempo de operación, debido a que como lo hemos expresado al exponer los principios generales al ser removido el recubrimiento no-polar por el medio de dispersión, es necesario proceder a reemplazarlo mediante una inmediata acción polar de nuevas cantidades de reactivo. Refiriéndonos a la flotabilidad de la calcita, estudiada por M. S. Hansen (University of Utah, Technical Paper N.º 1), la acción polar de un ácido graso monobásico saturado queda explicada por la siguiente reacción:

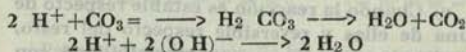
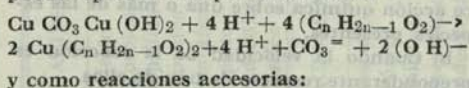


La reacción de equilibrio que determina el sentido de la transformación es:



Las condiciones de equilibrio o las condiciones en que la reacción se efectúa en un sentido o en otro quedan determinadas por el porcentaje de CO_2 que se elimina o recíprocamente por el que queda remanente.

Similarmente la reacción que se origina en presencia de los hidrocarbonatos de cobre puede representarse por la ecuación:



El compuesto $Cu (C_n H_{2n-1} O_2)_2$ formado sobre la superficie del mineral de cobre presenta la extremidad hidrocarbonada de su molécula hacia el medio de dispersión y en consecuencia en condiciones de adsorber sobre una interfaz líquido-gas que es el principio general sobre el que se encuentra basada la acción de un agente colector.

Las reacciones anteriores son de importancia fundamental porque constituyen el punto básico de la separación selectiva de esta clase de minerales que contienen oxígeno en su molécula. Puesto que los diferentes ácidos grasos, en mayor o menor grado, parecen demostrar afinidades próximamente equivalentes hacia los iones Ca^{++} , y Cu^{++} cuando ellos se encuentran asociados a ácidos débiles como el carbónico, en el caso de encontrarse en un medio común de dispersión carbonato de calcio e hidrocarbonatos de cobre, una flotación selectiva de ambos no podrá prácticamente

efectuarse a menos de que por algún medio se pueda impedir la acción del ácido sobre uno de ellos; en caso contrario puesto que ambos cationes tienen valencias iguales, cada molécula que contiene el calcio o el cobre, transformada por la acción del ácido grasoso presenta hacia la solución la misma cadena de hidrocarburos y luego las atracciones sobre ellas son equivalentes; en consecuencia una separación será casi imposible como ha quedado demostrado también por la experimentación. La cuestión puede aún complicarse a medida que los compuestos orgánicos del calcio y del cobre originados van siendo más solubles pues entonces el equilibrio de la solución determinaría que los iones de cobre removidos del compuesto cúprico sean reemplazados por iones de cobre y calcio e igual cosa respecto de los iones calcio removidos de la calcita resultando entonces un recubrimiento análogo sobre ambos minerales e imposibilitando su separación. Lo establecido anteriormente queda demostrado por el hecho de que es posible la separación de los carbonatos de cobre del cuarzo sobre el cual los ácidos grasos no tienen acción.

De acuerdo con las conclusiones anteriores existe la posibilidad de efectuar la separación en los siguientes casos:

- a) Cuando el compuesto orgánico no ejerce acción química sobre una o más de las especies presentes.
- b) Cuando la velocidad de la reacción es preponderante respecto de una de ellas.
- c) Cuando la reacción es estable respecto de una de ellas y reversible respecto del resto, pudiéndose acentuar esta reversibilidad con una mayor dilución.
- d) Cuando los cationes metálicos aunque saturados, presentan valencias absolutas marcadamente diferentes.
- e) Cuando uno o más de los cationes metálicos presentan valencias no saturadas respecto del resto.

OTROS REACTIVOS

Según los estudios de Gaudin y Martin, la separación malaquita—calcita y azurita—calcita empleando los xanthatos alcalinos de los alcoholes superiores, originándose en la reacción un xanthato cuproso $Cu(R O C S_2)_2$ y dixanthógeno insoluble $R O C S_2$, R representando el alcohol correspondiente; las propiedades de los xanthatos normales y de los iso-xanthatos las hemos expuesto en otras publicaciones. Podemos agregar que respecto de esta materia los principios anotados en el

capítulo anterior se encuentran confirmados por el hecho de que a mayor actividad química persistente del compuesto orgánico corresponde una mayor perfección en la separación. Una flotación selectiva se ha podido efectuar entre malaquita y ganga constituida por nematita, feldespato, fluorita, mediante los xanthatos alcalinos superiores, normales e isómeros. Trithiocarbonatos, mercaptanos e hidrosulfuros aromáticos han sido también experimentados con resultados que guardan concordancia con las normas establecidas, pero cuyo detalle no puede exponerse en un trabajo de la naturaleza del presente: su comportamiento en la flotación debe ser relacionado con los principios y fenómenos ya estudiados.

En lo referente a los compuestos orgánicos nitrogenados que han sido estudiados principalmente esperando de ellos la formación de compuestos insolubles del cobre, no han respondido prácticamente ni las aminas superiores ni las hidrazinas. Dice Gaudin y Martín: "Un gran número de compuestos orgánicos que contienen en estado reducido el nitrógeno y el azufre han demostrado excelentes propiedades en la flotación de los sulfuros de cobre. Siguiendo este principio para la investigación de un reactivo similar para los minerales oxidados se preparó di-isoamil-amonio-di-iso-amil-dithiocarbonato, $(C_5 H_{11})_2 N H_2 C S_2 N (C_5 H_{11})$, tratando iso-amil-amina secundaria con sulfuro de carbono, en solución alcohólica. El empleo de este derivado sulfurado de la di-iso-amil-amina favoreció la flotación de malaquita y azurita, separándolas de la calcita, necesitándose 8 lb. p. Ton. del reactivo para suministrar una recuperación completa. Dimethyl-amonio-dimethyl-dithiocarbato, también flota la malaquita en presencia de calcita, pero se requieren grandes cantidades".

"Entre otros compuestos nitro-sulfurados que ofrecen expectativas como colectores de los carbonatos de cobre, pueden mencionarse thioacetanilido, $C_6 H_5 N H$. CS. $C H_3$ y fenilthio-uretano, $C_6 H_5 N H$. CS. $O C_2 H_5$.

En general se deduce que la acción de los hidro-sulfuros (mercaptanos) se reduce a la formación de un mercapturo metálico insoluble por reemplazo del hidrógeno del hidrosulfuro por el cobre. Los compuestos sulfonitrogenados orgánicos como los thiocarbamatos son mejores colectores de los hidrocarbonatos de cobre que los compuestos simplemente nitrogenados (aminas e hidrazinas) de los cuales se requieren grandes cantidades para alcanzar un resultado.

EFFECTO DE LOS DIFERENTES ANIONES Y CATIONES

El efecto que sobre la flotabilidad de un mineral ejercen las sales solubles depende de su disociabilidad y tendencia a la hidrólisis del carácter ácido o básico que comunican a la solución, de la naturaleza oxidante o reductora del compuesto, de la afinidad química del extremo polar de su molécula con referencia al o los cationes o aniones del mineral, del grado de solubilidad e hidrólisis de las nuevas sales originadas (con relación a su adsorción sobre el mineral), a la afinidad química de estas nuevas sales con relación a los compuestos orgánicos hidrocarburos y a su grado de solubilidad, de la acción que ejercen tanto la sal primitiva como las secundarias sobre la tensión superficial del medio de dispersión y finalmente de la naturaleza y solubilidad del compuesto que pudiera originarse por la acción de los compuestos hidrocarburos y el catión de la sal primitiva.

Como puede observarse el número de circunstancias que intervienen en la acción de los diversos aniones y cationes es considerable; pero omitiremos detallar cada uno de los puntos porque el lector está preparado para analizarlos y además porque en el capítulo relativo a la flotación diferencial, que viene a continuación, se analizan los casos más importantes. Por regla general las sales que se hidrolizan con más facilidad corresponden a los metales de valencias superiores y de mayor peso molecular; de ellos el cromo Cr^{+++} , no forma xanthatos y los del aluminio Al^{+++} posiblemente son solubles, en relación con el alto poder depresor ejercido sobre algunas especies por sales de ambos metales. Posiblemente por la hidrólisis de sus sales se origina la adsorción sobre las pentículas del mineral de iones mixtos del metal y del OH ; tanto en el caso de falta de afinidad hacia los reactivos como en el caso de formar con ellos compuestos solubles, el mineral se encontrará inhibido de flotar: no se originará en ninguno de los casos anotados un recubrimiento no-polar. Estas observaciones son válidas para toda clase de minerales.

FLOTABILIDAD-DE OTROS CARBONATOS, OXIDOS Y SILICATOS

El cuadro siguiente debido a M. S. Hansen (Universidad de Utah) contiene las cifras, en libras por tonelada de mineral, de los diferentes ácidos grasos que son necesarias para obtener una completa extracción de los carbonatos minerales, que se indican: (a menos de indicarse otra se entenderá a la temperatura de 25°).

	P b C O ₃	Fe C O ₃	Mn CO ₃	Ca CO ₃	Mg CO ₃
ACIDOS SATURADOS					
Valérico	7.00	—	—	42.00	51.00
Capríco	1.20	—	—	16.00	18.50
Heptílico	1.00	8.50	12.00	7.50	12.00
Caprílico	1.00	5.60	8.20	2.70	3.90
Pelargónico	0.80	4.00	4.60	1.50	3.00
Capríco	1.00	3.70	3.80	1.50	2.00
Undecílico.....	1.20	3.50	2.70	1.00	2.00
Láurico	0.80(60°)	2.60(78°)	2.50 (70°)	0.70(60°)	1.40(65°)
ACIDOS NO SATURADOS					
Oleico	1.20	2.30	2.00	0.60	2.30
Erúctico	2.50(65°)	3.20(65°)	3.60(65°)	1.00(65°)	5.20(65°)
Eláídico	—	—	—	5.00(70°)	6.50(65°)
Estearóico.....	3.00(65°)	3.00(65°)	3.80(65°)	2.20(70°)	3.00(65°)
Undecilénico	1.00	2.50	2.80	2.70	4.10

Para la consideración de las cifras anteriores se debe tener presente que ellas se refieren al empleo del ácido como colector en ausencia de un agente espumante; de modo que en los casos en que el compuesto metálico originado es extremadamente insoluble, una porción adicional del reactivo se requiere para los fines de la espumación; la relación del compuesto metálico originado está relacionada con la solubilidad del ácido primitivo.

Las investigaciones de Hansen fueron efectuadas sobre minerales especialmente puros y sin mezcla con gangas especiales.

El efecto de las sales metálicas solubles es de lo más variado debido a la gran diferencia de afinidad entre los diferentes cationes por los diversos ácidos grasos y a la mayor o menor solubilidad de los compuestos originados. Así, según Hansen, el nitrato de cobre que activa la flotación de calcita en presencia de ácido heptílico, la deprime en presencia de ácido oleico; lo cual no se debería a la no formación de un recubrimiento no polar sobre el carbo-

nato sino a la destrucción del agente espumificador por el nitrato de cobre el cual reaccionaría con los iones oleicos originando oleato de cobre insoluble y luego no-espumificante; igual cosa sucede con el sulfato de cobre, siendo sus cualidades como espumante inferiores a las suministradas por el nitrato debido a la afinidad del ion sulfúrico hacia el catión calcio.

Se deduce de lo anterior que tratándose de la flotación de los carbonatos metálicos, la elección de un reactivo, para lo cual se indican los ácidos grasos, queda sujeta a un detenido análisis del mineral y a un estudio concienzudo de las afinidades químicas de los ácidos grasos y los cationes en solución. La flotación selectiva de estos carbonatos queda sujeta a los principios que hemos sentado anteriormente, siendo posiblemente los ácidos grasos saturados o no saturados los reactivos más indicados, dada la normalidad de las reacciones a que su presencia da lugar.

El cuarzo ha sido también colectado por flotación en escala experimental empleando los derivados grasos ácidos como colectores en presencia de terpineol como agente espumificador (ácido oleico, oleato de sodio, ácidos heptílico y undecílico). La acción de estos compuestos sobre el cuarzo en orden a formar una superficie no-mojable es explicada por H. Glover en la forma siguiente: "A primera vista no habría razón para que la sílice adsorbiera un radical o ion de un ácido graso. No obstante hay que tener presente que la sílice deshidratada adsorbe humedad muy rápidamente. Esta adsorción es principalmente observada en sílice gelatinosa por la razón de la gran superficie que presentan sus poros. Esto mismo sucede con el cuarzo; pero debido a la menor superficie relativa el fenómeno es más difícil de medir. Esta adsorción puede asimilarse a una hidratación del óxido silícico anhidro superficial; la reacción no se comunica al interior debido a la poca solubilidad del hidrato originado. En vista de lo anterior es racional considerar al cuarzo suspendido en el agua recubierto superficialmente por el hidróxido. Si $(OH)_4$. Se sabe que este hidrato es anfotérico, eliminando iones H u OH , según la concentración de los iones en el medio circulante. En agua pura, que es prácticamente neutra, la sílice está cargada negativamente, es decir, los iones hidrógenos se han desprendido en mayor proporción que los OH . En una solución ácida, como la obtenida al agregar un ácido graso, la sílice es débilmente negativa o neutra. Se origina entonces la

adsorción de los iones grasos que origina la flotación del cuarzo por el reemplazo de los iones hidróxidos. Estas adsorciones están, por otra parte, controladas por el equilibrio dinámico, de modo que son más o menos reversibles".

La flotabilidad del cuarzo es muy sensible a la acidez: en presencia de oleato de sodio y terpineol (0,10 lb. p. Ton. y 0,50 lb. p. Ton. respectivamente) 0,10 lb. p. Ton. de HNO_3 ocasiona su total depresión. Las sales solubles de plomo y cobre (cloruro y sulfato) incrementan su flotabilidad desde muy pequeñas proporciones, menos de 0,10 lb. p. Ton. Los cloruros de aluminio y férrico disminuyen su flotabilidad en proporciones inferiores a 0,05 lb. p. Ton.; la aumentan a continuación rápidamente hasta cercanamente 0,20 a 0,25 lb. p. Ton. para disminuirla bruscamente a continuación; los nitratos de cromo y zirconio producen un efecto análogo. El cloruro de níquel y el sulfato de zinc producen resultados parecidos; pero las curvas son más suaves. El sulfato ferroso la disminuye al comienzo hasta 0,12 lb. p. Ton. para aumentarla rápidamente y permanecer constante en la cifra 0,25 lb. p. Ton. (comportamiento parecido al cloruro de níquel).

Una completa depresión del cuarzo se obtiene mediante el silicato de sodio, 0,15 lb. p. Ton. El permanganato de potasio lo deprime en presencia de oleato de sodio, como en el caso del silicato de sodio, hasta prácticamente cero, con la proporción de 1,00 lb. p. Ton.

Oleato de sodio y ácidos heptílico y nonílico, así como nitrosfenil hidroxilamina ($C_6H_5NO_2NH_2$), cupferron, han sido probados para la concentración de casiterita. Según Glover, los ácidos grasos mencionados dan mejor resultado que cupferron para la separación casiterita-cuarzo, flotando la casiterita, principalmente aumentando la proporción de ácido, lo que ocasionaría una floculación más perfecta de la casiterita en glóbulos libres de cuarzo.

Sobre una base análoga se ha estudiado también y resuelto parcialmente la flotación de hemalita, feldespatos y apatitas. Sobre estas últimas existe ya cierta práctica.

(Patente de Broadbridge y Edser).

CLASIFICACION DE LOS REACTIVOS

De acuerdo con su polaridad, los reactivos espumantes, colectores, modificadores y depresores pueden describirse según A. M. Gaudin, en la forma que se indica. Agrega además

Gaudin a la enumeración clásica, otros dos grupos, tóxicos y antitóxicos, cuya denominación se explica después de conocer en líneas generales el comportamiento de las sales solubles.

Los agentes espumantes y colectores son, según Gaudin, compuestos heteropolares; el resto constituyen compuestos polares.

ESPUMANTES.—Compuestos solubles en agua, débilmente la mayoría de las veces; no-electrolitos y adsorben principalmente en la interfase gas-líquido.

COLECTORES.—Adsorben en la interfase sólido-líquido; generalmente electrolitos; solubles en mayor o menor grado.

MODIFICADORES.—Reaccionan con algunos de los iones en la superficie del mineral; superficie de adsorción.

DEPRESORES.—Recubren el mineral con una película polar insoluble sobre la cual no puede adherir el agente colector, sea por reacción con un ion en solución o con alguno de los del mineral (adsorción catalítica).

TOXICOS.—Adsorben en la interfase sólido-líquido, como un hidróxido polar debido a la hidrólisis, o adsorben también en la interfase gas-líquido, dando igual signo a ésta y a la anterior de modo que la coalescencia es imposible. Generalmente no selectivos.

ANTITOXICOS.—Neutralizan el efecto de los anteriores que se encuentran por regla general en el mineral o en el agua. (A. M. Gaudin A. I. M. E-1928).

Se podrá notar que en la clasificación anterior se omiten los agentes dispersivos como el silicato de sodio, goma arábiga, almidón, etc. Fuera de su acción física en el medio líquido, que ha sido estudiado en publicaciones anteriores presentan ciertos caracteres de polaridad y solubilidad, además de la acción ejercida en la coalescencia de los sulfuros metálicos; se ha expuesto la acción del silicato de sodio en presencia del cuarzo a cuyo ejemplo podríamos agregar el del almidón como descoagulante del grafito, en consecuencia, como depresor de este mineral. (Eagle Lead Co. Ltd.-Carnarvonshire, North Wales. Mining Magazine June 1930).

FUNDAMENTOS DE LA FLOTACION DIFERENCIAL

Se ha señalado en el curso del presente estudio y en números anteriores del Boletín Minero, que la saturación de una superficie interfacial líquido-gas (agua-aire) por compuestos metálicos sulfurados o semejantes a

estas especies que se encuentren en fina suspensión en un medio agitado cumple determinada progresión relacionada en rasgos generales con la afinidad de los metales respectivos hacia el azufre. (Serie de Schürmann); pero con referencia a las especies mineralógicas mismas el orden de la serie anotada puede encontrarse invertido como en el caso de pirita y chalcocita especialmente puras.

Refiriéndonos a una partícula sólida toda modificación en su superficie tiene por consecuencia una variación en su energía superficial y con referencia a la interfase líquido-gas de una burbuja la concentración del ion hidrógeno en la fase líquida y la propia energía molecular de la fase gaseosa que resulta de la ecuación de Van der Waals y de la teoría cinética de los fluidos, determinan a nuestro entender el signo del campo de fuerzas originadas alrededor de la burbuja. A menos que por uno u otro motivo se produzcan ciertos compuestos gaseosos en el medio de dispersión, el gas que interviene en forma exclusiva en los procesos de flotación es el aire, si es que por medios extraños no se inyecta en la pulpa otro de naturaleza diferente. El aire mismo puede introducir variaciones, según el volumen que se inyecte, en la concentración del ion hidrógeno en la solución; pero salvo casos extraordinarios, la concentración del hidrógeno en la fase líquida de la burbuja será prácticamente igual a la concentración de este elemento en la solución; pueden presentarse discordancias, que no tienen importancia para los fines de la práctica. Las variables que determinan la adsorción quedan reducidas a dos: el carácter de la solución representado por su p H y las propiedades positivas o negativas de la superficie sólida de la partícula en cuanto a la cualidad de adsorción; pero como sucede que en la práctica de la flotación se recurre por regla general a métodos que permitan cambiar las superficies sólidas dentro de la pulpa misma (pre-tratamiento) mediante agentes o compuestos que actúan químicamente resulta que las dos variables son interdependientes; pero más propiamente se puede decir que el p H es la condición resultante del acondicionamiento y modificación de las especies mineralógicas mediante la incorporación de compuestos químicos a la solución, ya sea que ellos se encuentren constituidos por sales solubles provenientes del mismo mineral o agregados independientemente; la concentración del ion hidrógeno en la solución puede considerarse como una variable dependiente a cuyo valor hay que atender dentro de ciertos

límites de alcalinidad o acidez. Los agentes que modifican ciertas superficies sólidas por una acción química o por precipitación de sus soluciones influyen en el valor del p H hasta el punto en que saturan la solución; dada la forma algebraica como se ha definido el p H de las soluciones, un compuesto químico que al disolverse altera la concentración del ion hidrógeno produce una variación más ostensible del p H desde el valor cero en la concentración de este compuesto en la solución hasta una cifra determinada, variable según los casos, de esta misma concentración, más allá de la cual el incremento (positivo o negativo) del p H decae considerablemente. En muchos casos se ha podido también observar que la extracción, con referencia a determinado compuesto útil experimenta una disminución cuando al agregarse a la carga un agente determinado que modifica el p H, se alcanza un punto cercano a la saturación de la solución o como decíamos en el párrafo anterior, cuando el p H experimenta ya variaciones muy pequeñas.

La acción de los compuestos químicos poco ionizables y que determinan una acción "buffer" en cuanto a la variación de la concentración del ion hidrógeno en una solución, no es de carácter preponderante en la flotación diferencial; pero es de importancia cuando se quiere en la práctica quedar a cubierto de variaciones en el p H por diluciones anormales o en la experimentación cuando se desea mantener dentro de estrechos límites este factor.

En la modificación de una superficie sólida por una acción química o por precipitación sobre ella de determinados compuestos en solución o en suspensión, como en todos los procesos que envuelven transformaciones químicas o alteraciones de un sistema físico en equilibrio, principalmente en los que intervienen iones dispersos en cierto medio y de diferente origen, hay que contar en un comienzo de la acción con cierta inercia ya sea de parte del sólido o del elemento modificador; esta alteración de las superficies no solamente debe considerarse en cuanto a su importancia en los casos de flotación de minerales complejos sino también tratándose de minerales simples sobre cuya pasta útil hay que actuar químicamente o por adsorción con determinado reactivo que en resumen modifique el sentido o la magnitud de las acciones moleculares desarrolladas en torno a la partícula. La inercia inicial en esta acción puede ser contrarrestada en muchos casos mediante la formación de una nueva superficie; pero la

cuestión es mucho más compleja y su término no se encuentra aquí; y probablemente una condición que no debe despreciarse en los casos en que no se obtiene un éxito decisivo, siempre que se compruebe la formación de nuevas superficies aptas para los fines de la adsorción es la de constatar si una variación del p H de la solución, tiene influencia o no.

La tendencia en una superficie antigua es a disminuir su potencial superficial ya se trate de un sólido o de un líquido. En un sólido pongamos por caso, insensible a la acción del oxígeno, por ejemplo, el oro y el cual exteriormente sólo puede ser afectado por deposiciones mecánicas de partículas extrañas, elementos que son removidos en el razonamiento originado en una mollienda fina, encontramos ordinariamente que por muy extremada que la mollienda sea y todo lo adecuada que se diseñe la clasificación o el lavado encontraremos ordinariamente en la flotación directa de oro libre que la pérdida en este metal es por regla general muy superior a lo que uno podría imaginar dadas las anteriores circunstancias; cabe hacer mención de la diferencia en comportamiento que presentan al respecto algunos minerales de oro provenientes de lavaderos cuya recuperación por flotación es relativamente fácil de efectuar; algo análogo sucede con criaderos a base de cuarzitas en muchos casos; pero las menas de consistencia exclusivamente arcillosa y ferruginosa presentan dificultades que distan grandemente de ser materia de simple interferencia pues el grado de concentración del proceso es elevado pero la eficiencia total metalúrgica del mismo es pequeña porque la recuperación es pequeña. (El término "eficiencia" expresa la función de la cual la recuperación y el grado de concentración son las variables; esta "eficiencia" se refiere al aspecto metalúrgico del procedimiento y una expresión de carácter absolutamente general no ha sido aún establecida, si bien algunas formas como la que sugiere Hancock se acercan más a la práctica en esta materia. Consúltase al respecto Boletín Minero N.º 371: "Eficiencia Relativa de los Procesos de Concentración" por R. T. Hancock). En lo que al sólido útil se refiere una nueva superficie provocada por una disolución de la superficie alterada antigua puede traer como consecuencia un mejoramiento en la recuperación y un aumento en la eficiencia metalúrgica; no obstante este principio que es uno de los más antiguos en esta materia falla también lamentablemente en no pocas circunstancias. Las causas pueden resumirse aproximadamente

te como sigue: El agente activo (disolvente) debe ser empleado en concentraciones tales que ocasionen una modificación fundamental en la concentración del ion hidrógeno originándose en consecuencia un nuevo problema respecto de la adsorción de la nueva superficie por la interfaz líquido-aire de una burbuja desde el momento en que dicha adsorción está cuantitativamente ligada íntimamente con el p H de la solución, como es la opinión predominante hoy día; hay que emplear un agente disolvente que acentúe el carácter del electrolito aunque sin pasar cierto límite que por regla general, como ha sido expresado, se encuentra aproximadamente en el punto en que a una nueva adición del reactivo no corresponde sensible variación en el p. H. Por otra parte una acción muy intensa de carácter químico del disolvente que correspondería a mayores concentraciones del mismo en el medio de dispersión puede acarrear la pérdida por disolución sucesiva de las nuevas superficies del sólido útil ocasionando su pérdida; aun sucede que aunque removida la capa superficial alterada por disolución no mejora en forma apreciable la recuperación; una partícula observada en estas condiciones puede demostrar brillo bien visible y aun ser fácilmente colectada en la espuma; pero sucede a veces que la sal soluble formada persiste sólo breve tiempo en solución por la razón o de provenir de un ácido débil o porque ciertos iones metálicos que integran moléculas polares o heteropolares aunque no disociadas tienden a precipitar sobre las superficies nuevas del mismo metal posiblemente sin que la cohesión de la molécula sea destruída; si en este último caso la porción polar de la molécula en cuestión fuera removida por el electrolito es lo más probable que se alcanzaría un buen resultado porque los iones metálicos así precipitados presentarían también el carácter de superficies nuevas cuyo potencial superficial es más intenso aún que el poseído por la nueva cara de la partícula metálica sobre la cual adsorben.

Se deduce de lo anterior que la elección de un agente disolvente o modificador (se entiende respecto de determinado metal) deberá establecerse en tal forma que quede bien en claro acerca de qué compuesto están las ventajas: si de uno a base de un ácido o de un álcali fuerte cuyo empleo resultará en una franca alteración del p H cuyas consecuencias deberán previamente determinarse por la franca polaridad de las moléculas primitivas y originadas; o de un compuesto que presente

condiciones de disolvente especialmente apto para el metal de que se trata, como el caso del cianuro de potasio o sodio para el oro, del amoníaco para el cobre, del hiposulfito para la plata, etc., etc., tanto más eficaz, a nuestro entender, cuanto más heteropolar resulte la molécula del compuesto respectivo, no precisándose tampoco concentraciones considerables del compuesto en referencia; la molécula de estructura heteropolar presenta combinadamente la solubilidad de un extremo y la insolubilidad del otro permitiendo así con toda seguridad la mutua adsorción de partículas y iones de composición semejantes; en buenas cuentas la experiencia parece demostrar que la porción polar de una molécula heteropolar de una sal soluble, la cual puede contener carbono en la molécula, pero que posea características de solubilidad y comportamiento químico que la acerquen a las sales propiamente denominadas minerales, difiere ligeramente según las condiciones generales del mineral de que se trata y del medio de dispersión, de la acción que ejerce en casos determinados la porción polar de ciertas sales orgánicas alcalinas sobre compuestos minerales químicamente atacables y sin afinidad física hacia el extremo inactivo (químicamente) o no polar. Como ejemplo que sirva para ilustrar las ideas anteriores podemos citar la diferencia final que existe entre la acción de un xanthato alcalino proveniente de un alcohol superior sobre una sal de cobre como los carbonatos minerales y la acción de un cianuro alcalino, sal orgánica en principio también, sobre oro libre contenido en ciertas menas o de ciertas bases como amoníaco sobre cobre metálico o sobre algunas especies refractarias a la flotación directa pero solubles en este último. En el caso del xanthato alcalino en presencia de malaquita, por ejemplo el extremo polar de la molécula xántica adsorbe sobre el hidrocianato $\text{Cu C O}_3 (\text{O H})_2$, reacciona a continuación químicamente originando, además del desprendimiento de anhídrido carbónico, (propiamente del radical C O_3 y oxhidrido) un xanthato térreo y el correspondiente dixantógeno cuyas características de ionizabilidad hemos analizado en estudios anteriores y el cual en vista de ellas puede clasificarse como no-polar; el xanthato térreo formado es tanto más insoluble cuanto más larga es la cadena de grupos C H en el compuesto (o el anillo en el término correspondiente de la serie arflica); pero constituye finalmente un compuesto que es arrastrado en solución con bastante rapidez. Ahora bien, el xanthato térreo

disuelto no posee ni las características de ionizabilidad del xanthato alcalino lo que indica que la extremidad polar de sus moléculas ha decrecido en actividad y por lo mismo no vuelve a efectuarse el proceso inverso de readsorción por las partículas primitivas y tampoco existe la atracción física sobre los iones de cobre metálico que pudiera conducir a una precipitación sobre las partículas minerales por el extremo inactivo o no-polar de la molécula porque también el hidrocarbonato de cobre se presenta no ionizado. En el caso de ser removido el xanthato férreo de la superficie de la partícula mineral se ha perdido toda la eficiencia del proceso y todo el sistema se encuentra nuevamente en equilibrio y para alterarlo se necesita agregar nuevas cantidades de solución xánthica.

Examinemos la acción modificadora que una solución de cianuro de potasio puede tener sobre el oro libre en el circuito de molienda fina. El consumo de esta sal se acostumbra a establecer como para casi todos los reactivos de flotación en libras o kilogramos por tonelada métrica de mineral tratado; la concentración en la solución dependerá de la proporción de agua a sólidos; en el laboratorio se emplea para la molienda intermitente una pulpa en la cual el agua representa 44,50% del peso, proporción que se ha adoptado también en la investigación efectuada para establecer la acción del cianuro y de los precipitantes; en la práctica en circuitos continuos la proporción de agua en la pulpa durante la molienda no sube de 30,00% por razones de buen rendimiento, de conservación del material y de economía en el consumo de ciertos reactivos.

La mayor o menor actividad de la solución de cianuro obtenida dependerá de la proporción de agua en el molino. Considerando la cifra 44,50% de agua y una proporción de K C N de 0,50 Kk./Ton. por cada tonelada de mineral se encuentran 800 litros de agua que llevan en solución 0,50 Kg. de K C N equivalente a una concentración de 0,626 gr. lt. como la solubilidad del oro en las soluciones de K C N es manifiesta en concentraciones de 0,10 gr.-lt. donde es diez veces superior a la que corresponde a 0,05 gr.-lt. se comprende que tratándose de una concentración superior a 0,50 gr.-lt. es absolutamente efectiva y su acción dependerá de las condiciones de tiempo y molienda además de las características que hay que comunicar a la solución para el mejor efecto del cianuro de acuerdo con la práctica establecida y con la naturaleza de su acción; sin aumentar el consumo de K C N se pueden

obtener soluciones más activas simplemente disminuyendo la proporción de agua. Aunque el consumo de cianuro por el oro mismo es insignificante la presencia de cianicidas como piritas de hierro, piritas cupríferas, carbonatos de cobre y de algunos compuestos oxidados de zinc generados en el mismo proceso, puede ser decisiva en cuanto al éxito de la operación; hay ocasiones en que basta un acondicionamiento apropiado de la pulpa para mejorar notablemente los resultados.

En resumen se ha perseguido que en definitiva cierta porción del oro pase a la solución sin adsorción del compuesto originado de parte de una partícula mineral. Ahora bien sea que se encuentren presentes algunos metales de carácter electropositivo más marcado que el oro en la solución en el carácter de suspensiones o en forma de sales solubles, fierro, aluminio y sulfato ferroso o por adsorción de la molécula $KAu(CN)_2$ por su extremidad no-polar debido a su ionización el hecho es que parece existir cierta tendencia a la precipitación del metal sobre determinados núcleos metálicos de adsorción; hasta aquí la diferencia que podemos establecer entre la acción de las dos sales orgánicas según la definición clásica de compuestos químicos orgánicos en lo referente a las características de adsorción de los compuestos originados por los ácidos respectivos.

El ataque superficial de la solución de cianuro puede ser más profundo sobre una partícula aurífera de lo que se pretendiera; en este caso a pesar de los fenómenos que se han señalado anteriormente es inevitable la pérdida del metal por disolución; siguiendo el principio de la sucesión o superposición de las reacciones, buenos resultados se han obtenido indudablemente introduciendo a continuación de la disolución parcial del metal un precipitante; fuera de los mencionados anteriormente y guiándonos en parte por la práctica establecida en la extracción de la plata por vía húmeda, hemos ensayado, por la facilidad de su aplicación, el sulfuro de sodio; una de las dificultades de su aplicación se encuentra en el hecho de ser soluble a la larga la mezcla de sulfuros de oro originados, motivo por el cual el tiempo requerido para la correspondiente reacción así como la alcalinidad más conveniente, debe ser discretamente estudiado en cada caso. Esta materia ha sido objeto de un estudio separado y puede consultarse en el Boletín del Instituto de Ingenieros de Minas, Publicación N.º 2, "El Oro refractario en el Proceso de Flotación". Una idea general sobre

el efecto, de la mayor o menor concentración del ion hidrógeno, además de las publicadas en el presente estudio, se ha dado también en página 441 y 442 del Boletín Minero N.º 376 y en otros anteriores.

Cuando se comprueba por ejemplo que la extracción de determinada especie mineral crece a medida que se incrementa en determinado sentido el p H de la solución hasta el punto en que la sensibilidad de la variación del p H por el agregado de nuevas cantidades de cierto compuesto químico tiende a cero, se podrá también comprobar casi con entera seguridad, que al seguir incrementando el p H mediante la adición de un agente químico más disociable se podrán obtener aún mayores ventajas que si se persiste en el empleo de un compuesto menos soluble; esto se debe, por una parte, a la mayor solubilidad del segundo compuesto y luego a la influencia de los iones metálicos a partir de cierto valor de su concentración; la experiencia misma demuestra que los iones metálicos alcalinos como el sodio y potasio ofrecen innegables ventajas sobre el ion calcio cuando se trata de modificar el p H de la solución con una alteración mínima de las superficies sólidas, empleados en forma de sales, provenientes de ácidos débiles como el carbónico, fosfórico, etc. El reemplazo de sales de cationes metálicos por sales de cationes no-metálicos en estos procesos de acondicionamiento no cabe duda que redundará en positivos beneficios; el amonio, los alcoholos y otros radicales de la química orgánica, pero principalmente el amonio debe ser muy tomado en cuenta como un factor de éxito en esta materia; fosfatos amónicos ya han sido experimentados con buenos resultados en condiciones difíciles de acondicionamiento como es el caso de la flotación de minerales oxidados; se pretende que el radical ácido contribuye también en esta circunstancia al éxito de la operación.

La influencia que sobre la flotabilidad de un mineral monometálico parecen ejercer los iones del mismo metal provenientes de un compuesto soluble, es digna de considerarse. Los cianuros alcalinos, por ejemplo, se emplean en la flotación diferencial galena-sphalerita con el objeto de deprimir el sulfuro de zinc; pero la práctica ha demostrado en muchos casos que la modificación superficial de la sphalerita no ha sido suficiente para impedir que un gran porcentaje de zinc se encuentre en el concentrado de plomo; se ha empleado en combinación con el cianuro, el sulfato de zinc ($Zn\ S\ O_4$), sea agregado independiente

pero simultáneamente con el cianuro o bien originando previamente la lechada (precipitado) de cianuro de zinc y agregando este producto a la pulpa. El resultado se traduce en una más alta depresión del mineral de zinc y en un concentrado de plomo más limpio; pero la blenda presenta en muchos casos dificultades para ser flotada nuevamente; en algunas circunstancias que son difíciles de precisar el solo sulfato de zinc ha resultado un depresor más efectivo que el cianuro o la combinación cianuro-sulfato de zinc para la blenda. (R. W. Diamond. Ore concentration Practice of the Consolidated Mining and Smelting Co.—Canada, B. C.).

Por otra parte R. A. Pallanch, Mill Superintendent Q. S. Smelting, Refining and Mining Co. (Midvale, Utah) ha podido precisar el efecto depresor que sobre la blenda ejerce el sulfito de sodio, tratándose de algunos minerales; también en este caso fué necesario el empleo de sulfato de zinc en combinación con el sulfito alcalino; pero ya en menor proporción: la proporción de sulfito puede estimarse en 1,50 lb. p. Ton. y de la sulfato de zinc en 0,50 lb. p. Ton.

La serie de la flotabilidad relativa de los minerales que hemos publicado en otra oportunidad, es particularmente aplicable a los casos en que se emplea agua libre de sales solubles de metales térreos, (de aluminio, zinc, fierro, cobre) introducidas en ella por el mineral o por otros medios, pudiéndose observar en estas circunstancias que partiendo de una molienda adecuada que separe totalmente las especies, casi siempre se puede alcanzar una conveniente separación de éstas en los concentrados y muchas veces en forma muy sencilla recurriendo únicamente al empleo de proporciones reducidas de reactivos. En la flotación diferencial galena-blenda la presencia de sales solubles de cobre especialmente, complica enormemente la separación de estas especies. Según Pallanch, el empleo de sulfito de sodio no es de gran opción en estos casos debido a la afinidad de las sales de cobre y de los xanthatos hacia el zinc y el sulfito de cobre originado tiene sobre el zinc un efecto activante tan enérgico como el sulfato de cobre; la presencia de sulfato de zinc deberá manifestarse seguramente como disolvente del xanthato alcalino adsorbido por la blenda o bien disolviendo el xanthato doble de cobre y zinc originado en la superficie de ella por la presencia de sulfito o sulfato de cobre. De acuerdo con el mismo autor el sulfito de zinc originado por la introducción conjunta en la pulpa de sulfito

de sodio y sulfato de zinc, tendría sobre la blenda en las condiciones señaladas, el mismo efecto de inhibición, teniendo la ventaja de ser este sulfato de zinc más fácilmente removido por el sulfato o sulfito de cobre cuando se trata de recuperar la blenda; el sulfato de cobre se origina en el circuito de flotación por la acción del sulfato de cobre sobre un sulfato alcalino empleado como depresor del zinc pudiéndose también formar y agregar independientemente.

Cuando tres metales se encuentran presentes, plomo, zinc, hierro por ejemplo, en forma de galena, blenda y pirita, existiendo en el mineral, cierto exceso de sulfato de zinc la depresión del hierro puede presentar dificultades y en todo caso el concentrado de zinc contendrá un porcentaje anormal de pirita al mismo tiempo que la blenda extraordinariamente deprimida pasará en gran proporción a los relaves; el sulfato de cobre como reactivante para el zinc sólo viene a actuar cuando se ha agregado en gran cantidad, es decir, cuando ya prácticamente ha originado una envoltura posiblemente más que monomolecular sobre la blenda, después de remover la película de sulfato de zinc originada sobre ella. Pallanch sugiere el empleo de sulfato de sodio como un agente modificador en estas circunstancias: agregado en la molienda húmeda tendría como consecuencia la transformación rápida del sulfato de zinc en sulfato de zinc, un compuesto que actúa como depresor de la blenda, pero que es fácilmente removido por el sulfato de cobre en el circuito del zinc; además el sulfato de sodio tendría cierto efecto deprimente sobre la pirita que la inhibiría de aparecer en porcentajes desproporcionados en el concentrado de zinc principalmente.

Resulta interesante exponer lo que al respecto ha insinuado F. G. Bacon en su artículo "Possibilities of Ammonia in Complex—Ore Flotation" (Engineering and Mining World—May 1930): "La acción del cianuro como depresor de la pirita es indudable. Cuando se le emplea para deprimir la pirita en minerales mixtos de plomo y zinc que contienen algo de cobre se puede observar cierta tendencia de la blenda a flotar juntamente con la galena. Puesto que los cianuros alcalinos disuelven el cobre rápidamente y que el cobre en solución es un agente activante para el zinc, se puede inferir que dicha activación ocurre en circunstancias en que se desea la depresión del zinc. El hecho de que el cianuro aún en tan extremada dilución como se le emplea para los propósitos de la flotación, actuando durante

tan breve espacio de tiempo, pueda disolver parte del cobre contenido en el mineral, puede fácilmente probarse. Filtrando una muestra húmeda del circuito de flotación y agregando al filtrado unas pocas gotas de una solución diluida (10%) de xantato (alcalino), y algunas gotas de ácido clorhídrico o sulfúrico, la solución comúnmente tomará color amarillo debido a la presencia de xantato de cobre. Puesto que el xantato de cobre es soluble en cianuro, el empleo de ácido es con el objeto de descomponer el cianuro. A menudo después de un rato decantará un precipitado amarillo el cual podrá, químicamente, identificarse como un compuesto del cobre. Esta sencilla determinación suministra la clave del significado del cobre en solución en circunstancias en que su presencia es perjudicial".

"Queda aún por establecer si el cobre disuelto por la acción del cianuro proveniente de un mineral complejo tiene acción en cuanto a activar la sphalerita. Los cianuros han sido empleados en la flotación de zinc en combinación con sulfato de cobre, el objeto del cianuro siendo el de deprimir la pirita. El efecto perjudicial del cobre disuelto por el cianuro puede ser demostrado empleando cianuro de cobre sintéticamente preparado y agregándolo antes de la flotación de la galena". Después de esto no quedará lugar a dudas de que la blenda flota juntamente con la galena en este caso.

Parece advertirse en las sales solubles dotadas de carácter químico determinado y cuya base corresponde al catión del mismo metal que constituye el mineral que se persigue deprimir, cierta tendencia a adsorber de preferencia sobre la superficie de este mineral provocando su inhibición de flotar como es el caso del cianuro de zinc originado por la acción del N_3CN sobre SO_4Zn , del sulfato y sulfato de zinc sobre la blenda, y del cianuro de hierro sobre la pirita que en algunos casos hemos notado ha mejorado regularmente el resultado obtenido en la depresión de pirita mediante el empleo de cianuro de sodio; no hemos podido establecer aún claramente qué rol corresponde en la flotabilidad de la pirita al sulfato ferroso; generalmente los metalurgistas atribuyen a este compuesto un efecto perjudicial en la separación selectiva de galena, blenda y pirita, provocando la flotación de la pirita junto con la galena o la blenda; pero como en estos casos se encuentran también presentes por regla general los sulfatos de zinc y aluminio, no resulta completamente satisfactoria una explicación. El verdadero papel del sulfato ferroso en la flotación de la pirita así como el del cianuro

nuro de fierro originado cuando se le emplea en combinación con un cianuro alcalino es una materia que aun queda por investigar.

Por otra parte parece de interés prestar atención al efecto que en la reactivación del zinc (blenda) tienen el sulfato y sulfito de cobre; posiblemente si nos dejáramos conducir por el razonamiento anterior podríamos llegar a inferir que un ion metálico diferente del ion que integra la especie deprimida tendría el efecto contrario que el ion de la sal que causó la depresión y posiblemente trataríamos de encontrar la explicación de esta propiedad en la ubicación relativa que ellos tienen en la serie electroquímica de los elementos o cuerpos simples; pero creemos con más fundamento que la acción del compuesto reactivador se explica por su acción disolvente sobre el elemento depresor adsorbido por el mineral, la blenda en este caso. Así, la acción del sulfato o sulfito de cobre agregado u originado por las condiciones de la pulpa y que pasa al circuito del zinc, consistiría en remover el recubrimiento de cianuro, sulfato o sulfito de zinc sobre la sphalerita; pero no es solamente esta acción la que debe producirse sino al mismo tiempo una adsorción de sulfato o sulfito de cobre sobre la nueva superficie de la blenda facilitando la acción química de la extremidad polar de las moléculas de los reactivos colectores y quedando la partícula de blenda en condiciones de ser flotada. Desde este punto de vista, no tendría un efecto análogo al del sulfato o sulfito de cobre un simple disolvente del recubrimiento que ha ocasionado la depresión de la especie mineral porque, según lo expresado, no sólo se trataría de presentar una superficie limpia de la blenda o del mineral de que se trate, sino de propender al mismo tiempo a originar una superficie aun más sensible a la acción del extremo polar de las moléculas heteropolares; en el caso del sulfato o sulfito de cobre, la nueva superficie formada por la adsorción de estos compuestos sobre la blenda parece ser más sensible a la acción de los xanthatos alcalinos, por ejemplo, que la simple superficie de la blenda obtenida por la remoción del cianuro de zinc, sulfato o sulfito de zinc que la recubrían, originando el xanthato de cobre correspondiente y cuya flotabilidad quedaría sometida a las propiedades que hemos estudiado para estos compuestos; y mientras más débil químicamente hablando, sea el recubrimiento más eficiente deberá ser la acción de un reactivo como un xanthato alcalino para los fines de la flotación; de aquí que el empleo del sulfito de sodio como depresor del

zinc (blenda) recomendado por Pallanch con la consiguiente formación de sulfito de cobre como agente reactivante del mismo mineral, presente ventajas que realmente parecen tener una base científica.

Por otra parte el empleo de $S O_4 Fe$ (solución) en lugar de $S O_4 Cu$ en la reactivación del zinc que hemos probado en algunas ocasiones ha demostrado más bien ser perjudicial en esta operación; y a este respecto parece lógico preguntarse en qué causa descansa esta diferencia de comportamiento; en párrafos anteriores nos referíamos a la acción de una sal sobre un mineral (especie) con el mismo catión que la sal en cuestión, haciendo notar la depresión originada en este caso. Tratándose de las propiedades electroquímicas que a la superficie del mineral (especie) comunica la sal adsorbida parece tener importancia la situación que en la serie electroquímica de los elementos ocupa el catión, base de la sal; posiblemente recubrimientos de sales del mismo ácido y de igual estructura molecular, pero de bases diferentes, comunicarán a una partícula mineral propiedades de esta especie tanto más análogas cuanto más cercanas se encuentren sus cationes en la serie electroquímica; de aquí que estando muy cercanos el zinc y el fierro (bivalente) en esta serie los efectos de una sal como el sulfato sobre una determinada especie mineral sean semejantes en cuanto a su flotabilidad. El aluminio que en forma de sulfato también origina dificultades en la reactivación de la blenda se encuentra también en una situación cercana al zinc en dicha serie. También y en lo que se refiere a las cualidades de disolvente de las sales precipitadas sobre las partículas de blenda, el sulfato o sulfito de cobre, seguramente presentan caracteres más positivos debido a su carácter marcadamente más electronegativo que el zinc del cual lo separan diez elementos encontrándose el cobre adyacente al hidrógeno y participando más en consecuencia de sus características electroquímicas; recordaremos al respecto que las propiedades propiamente químicas de los elementos se encuentran regidas por la ley periódica que establece que "las propiedades de un elemento son funciones periódicas de los pesos atómicos". Para esto se han dividido los elementos en ocho grupos: los grupos I y II contienen los elementos electropositivos cuyos óxidos forman fuertes bases; los grupos VI y VII los elementos electronegativos cuyos óxidos forman fuertes ácidos; los grupos III IV y V ocupan una posición intermedia; finalmente los elementos del grupo VIII no

originan ni fuertes bases ni fuertes ácidos (metales preciosos y metales térreos, etc.).

Por habernos referido a ella damos a continuación la serie electroquímica de los elementos:

Cs+Rb, K, Na, Li, Ba, Sr, Ca, Mg, Al, Cr, Mn, Zn, Ga, Fe, Co, Ni, Tl, In, Pb, Cd, Sn, Bi, Cu, H, Hg, Ag, Sb, Te, Pd, Au, Ir, Rh, Pt, Os, Si, C, B, N, As, Se, P, S, I, Br, Cl, O, F.

En uno de los grupos I al VIII mencionados, los elementos semejantes en cuanto a comportamiento químico están situados por orden de peso atómico y se observa que sus propiedades características decrecen desde los grupos extremos hacia los centrales de la serie.

El amoníaco en solución que es como el cianuro de sodio o potasio un disolvente energético de algunos minerales y que manifiesta caracteres de fuerte alcalinidad ha sido estudiado por F. G. Bacon como un depresor de la sphalerita y de la pirita en el circuito del zinc. Dice Bacon al respecto: "Las experiencias efectuadas empleando hidróxido de amonio en la sección del plomo de una planta de flotación presentan características similares con las efectuadas a base de cianuro alcalino. Asimilando el comportamiento del amoníaco al del cianuro y empleándolo conjuntamente con $S O_4 Zn$ se origina un sulfato doble de zinc y amonio, obteniéndose una fuerte depresión de la blenda y en general un excelente resultado sobre muchos minerales complejos sobre los cuales se ha experimentado, eliminándose la tendencia de la pirita a flotar con el zinc".

"La blenda deprimida mediante el sulfato de zinc y amonio es fácilmente reactivada por las sales de cobre".

"Para la depresión de la pirita en la flotación del zinc el hidróxido de amonio ha demostrado excelentes cualidades. Naturalmente en este campo se presenta como competidor comercial la cal la cual tiene la ventaja de su menor precio; pero una buena recuperación de concentrados de alta ley en zinc se ha obtenido de minerales que contienen menos de 1% de cobre, empleando hidróxido de amonio y sin usar sulfato de cobre, dependiendo la activación de la sphalerita solamente de la cantidad de cobre proveniente del mineral mismo que haya sido disuelta, la economía en sulfato de cobre puede hacer viable en casos semejantes, económicamente, el empleo del amoníaco. No obstante, éste presenta dos ventajas considerables sobre la cal: a) esta última, en mayores cantidades, deprime igualmente la pirita y la blenda, posiblemente por la for-

mación de un recubrimiento calcáreo y b) la pirita deprimida por el hidróxido de amonio puede ser fácilmente reactivada y flotada a continuación si así se quiere, empleando una pequeña proporción de sulfuro de sodio".

"La manipulación del amoníaco se encuentra resuelta de modo que hoy por hoy se puede recibir un carro estanque de amoníaco anhidro y convertirlo en hidróxido de amonio de determinada fuerza sin dificultad".

En cuanto a la ley de sucesión que siguen los metales que constituyen las especies mineralógicas en lo referente a lo que pudiéramos denominar su sensibilidad a la depresión en presencia de los agentes ya mencionados y de las condiciones físico-químicas del medio de dispersión, no es cosa muy sencilla de señalar puesto que la presencia de diferentes gangas crea en muchos casos circunstancias y problemas que sólo un estudio detenido puede llegar a resolver; no obstante la ley de periodicidad y la ubicación del elemento en la serie electroquímica es muy probable que puedan dar una luz sobre la materia. Para aclarar el concepto vamos a basarnos en algunos ejemplos que puede suministrar la actual práctica del circuito alcalino, entendiéndose que si se adoptan concentraciones del ion hidrógeno que comuniquen a la solución reacción marcadamente ácida, los resultados pueden invertirse. En la separación diferencial galena-blenda se deprime la blenda en las condiciones señaladas; en la flotación sulfuros de cobre-pirita, se deprime la pirita (en este caso los sulfuros de mayor ley en cobre ofrecen algunas dificultades); en la flotación pentlandita (sulfuro de hierro y níquel)—chalcopirita, se deprime el sulfuro de níquel (Copper Cliff Concentrator of The International Nickel Co. Canada); en la separación chalcopirita-blenda, se deprime la blenda. Atendiendo a los ejemplos anteriores y al considerar en los compuestos bimetálicos como la chalcopirita sólo el comportamiento del metal útil se puede observar que en todos los casos considerados es deprimido el compuesto que corresponde al metal más electro-positivo; no obstante si recordamos la práctica establecida en la flotación diferencial galena-chalcopirita en la planta de la Utah—Apex Mining Co. Utah, la regla cuyo regular número de observaciones parecían justificarla, tiene una excepción porque el concentrado global obtenido cobre-plomo es en esta planta so metido a una segunda flotación en celdas Mc-Intosh cuyos relaves constituyen el concentrado de cobre y cuya espuma es el concentrado de plomo.

Esta separación se efectúa siempre que el mercado del cobre y la ley del mineral la justifiquen. Otra planta que concentra minerales de plomo y cobre es la Hudson Bay Mining and Smelting Co; pero no tenemos a la mano los datos precisos sobre la práctica establecida en ella.

Por otra parte compuestos oxidantes como cromatos y bicromatos se han empleado como agentes depresores para el plomo. En consecuencia, una estimación acerca de las condiciones de flotabilidad que a una especie mineral corresponden en determinado medio, no podría plantearse sólo desde el punto de vista de la ubicación de sus metales respectivos en la serie electroquímica, criterio que se encontraría complicado además por la presencia de especies polimetálicas; si se considera la afinidad de los diferentes metales hacia el azufre, se puede observar que la ubicación de los metales respectivos correspondientes a los cuatro primeros ejemplos en la serie de Schürman concuerda en su comportamiento en la flotación con la intensidad de sus afinidades hacia el azufre e inversamente con sus solubilidades relativas (serie de Weigel inversa de la de Schürman) en orden a que el compuesto deprimido corresponde al del metal que menos afinidad tiene por el azufre. Nuevamente el caso chalcopirita-galena y el comportamiento de la galena en presencia de soluciones oxidantes constituyen una excepción.

Los hechos anotados tengan posiblemente cierta relación con la ubicación de los elementos en el sistema periódico, es decir, estén relacionados con la actividad química de los elementos. Si consideramos, por ejemplo, la ubicación del plomo y zinc en dicho sistema, encontraremos que por su situación en el grupo II el zinc tiene una mayor tendencia que el plomo a originar compuestos básicos más definidos y en consecuencia a reaccionar de preferencia con radicales o grupos ácidos; igual observación podemos efectuar si comparamos el comportamiento del sulfuro de fierro y la blenda: el fierro figura en el octavo grupo entre los elementos que no manifiestan una fuerte tendencia a originar óxidos químicamente enérgicos, básicos o ácidos; en los casos de los sulfuros de cobre en relación con los de níckel y fierro, podemos también observar, que los elementos níckel y fierro quedan hacia el centro de la cuarta serie en relación al cobre, es decir, presentan afinidades de acidez más marcadas que el cobre y agentes alcalinos como los cianuros de sodio o potasio y la cal manifestaran marcada tendencia a reaccionar con sus óxidos originados por contacto con el agua.

En las especies bi o polimetálicas deberemos asumir un comportamiento intermediario. Algunas experiencias efectuadas en la separación de compuestos sulfurados de cobre y zinc parecen también comprobar la certeza de la observación, dada la ubicación de ambos elementos en los grupos del sistema. El comportamiento de los sulfuros de plomo y cobre presenta nuevamente cierta anomalía; pero si se considera que al cobre como elemento corresponden a veces propiedades peculiares al primer grupo de elementos del sistema en cuestión, se comprende que en ciertas circunstancias puedan ocurrir los hechos como se ha señalado; las condiciones del mineral y del medio de dispersión pueden variar el comportamiento de los sulfuros de cobre y plomo. Por otra parte hay que agregar que la práctica existente se refiere casi exclusivamente a la separación de chalcopirita y galena; el plomo en sí mismo no constituye tampoco un elemento que presente fuertes caracteres químicos y el fierro que también entra en apreciable proporción y que tiende al campo ácido, constituyen factores que podrían explicar el mutuo comportamiento de la galena y la chalcopirita. La situación un tanto indefinida del plomo y del cobre mismo en cuanto a su actividad química colocan al observador en un plano un tanto indeciso.

Por tratarse de un caso que no es común damos un breve resumen de la práctica en la Utah-Apex Mining Co. para la separación sulfuros de cobre-galena:

Se obtiene primeramente un concentrado global de plomo y zinc en circuito alcalino, con los siguientes reactivos:

	lb. p. Ton.
Carbonato de sodio.	2,00
Cianuro de sodio.	0,20
Xanthato et. de potasio.	0,10
Thiocarbamilida.	0,08
Acido fosforesfílico.	0,15
Acite de pino.	0,08

El concentrado es bombeado a un estanque acondicionador donde toma contacto durante 30 a 40 minutos con cianuro de sodio y ceniza de soda. Desde este estanque pasa a máquinas Mc-Intost; los relaves constituyen los concentrados de cobre y la espuma el de plomo que es repasado. Se puede conseguir así de un común que contiene 3,00% de plomo, 1,68% de cobre y 1,80% de zinc un concentrado de plomo que contiene menos de 5,00% de cobre y un concentrado de cobre con más o menos 1,00% de plomo. Los relaves de las máquinas limpiadoras de los concentrados de plomo se

SISTEMA PERIODICO

Grupo	I		II		III		IV		V		VI		VII		VIII			
Series															Composición de los compuestos hidrogenados.			
1	H 1						R H ₄		R H ₅		R H ₂		R H					
2	Li 7		Be 9.1		B 11		C 12		N 14		O 16		F 19					
3		Na 23		Mg 24.4		Al 27		Si 28		P 31		S 32		Cl 35.5				
4	K 39.1		Ca 40		Sc 44		Ti 48.1		V 51.2		Cr 52.3		Mn 55		Fe 56	Co 59.1	Ni 58.5	Cu 63.3
5		(Cu) 63.3		Zn 65.4		Ga 69.9		Ge 72.5		As 75		Se 79		Br 80				
6	Rb 85.4		Sr 87.5		Y 89		Zr 90.7		Nb 93.5		Mo 95.9				Ru 101.7	Rh 102.9	Pd 106.7	Ag 107.9
7		(Ag) 107.9		Cd 112.4		In 114.8		Sn 119		Se 120.2		Te 125.2		I 126.9				
8	Cs 132.8		Ba 137		La 138.5		Ce 141.5		Di 145									
9					Yb 173.2				Ta 182.8		W 184				Os 190.9	Ir 192.1	Pt 195.2	Au 297.2
10		(Au) 197.2		Hg 200		Tl 204		Pb 207.1		Bi 208								
11							Th 232.4				U 238.5							
12																		
	R ₂ O		R ₂ O ₂		R ₂ O ₂		R ₂ O ₄ R O ₂		R ₂ O ₅		R ₂ O ₆ R O ₃		R ₂ O ₇		Composición de los más altos óxidos salinos R O ₄			

consideran como mixtos y se vuelven al estancue acondicionador. La reacción de la pulpa de flotación se mantiene alcalina p H 8,2-8,5.

La depresión de la blenda en la flotación cobre-zinc se efectúa también en circuito alcalino y a base de los reactivos que hemos mencionado.

EFFECTO DE LOS DIVERSOS AGENTES SOBRE ALGUNOS MINERALES

Por estimarlo de interés y aun cuando existen otros estudios relacionados con la materia damos a continuación el resultado de las investigaciones efectuadas por E. L. Tucker y R. E. Head sobre el Efecto de los Compuestos del Cianógeno en la Flotabilidad de Minerales Sulfurados Puros. Transactions A. I. M. E. (1926).

Se emplean en los casos en cuestión 1,00 lb. p. Ton. de cianuro de sodio y 2,00 de sulfato de zinc con proporciones variables de ceniza de soda o cal, a menos de que se indique otra cosa.

GALENA

1.—En las condiciones de experimentación, la flotabilidad de la galena en agua destilada sola es 92,00%.

2. EFFECTO DE LA CAL.—La flotabilidad disminuye a 76,00% empleando 1,00 lb. de cal p. Ton. y a 6,00% y 8,00% empleando 2 y 3 libras respectivamente.

3. EFFECTO DE LA CENIZA DE SODA.—La flotabilidad de la galena no manifiesta alteración por proporciones superiores a 3 lb. p. Ton.

4. EFFECTO DEL CIANURO SOLO.—La flotabilidad es aumentada a 96,00% con 1,00 lb. EFFECTO DE CIANURO Y CENIZA DE SODA.—Igual que para el cianuro.

EFFECTO DE CIANURO Y CAL.—Con 1 lb. de cal, lo mismo que para agua destilada; rápido decrecimiento de la flotabilidad con más cal, esto es a 43,00% con 2 lb. y a 32,00% con 3 lb.

5. EFFECTO DEL SULFATO DE ZINC.—La flotabilidad de la galena es débilmente disminuida por 2 lb. p. Ton. de mineral.

EFFECTO DEL SULFATO DE ZINC Y CENIZA DE SODA.—Con 2 lb. de sulfato de zinc la flotación de la galena es disminuida a 77% con 1 lb. de ceniza de soda; a 75% con 2 lb. y a 73% con 3 lb.

EFFECTO DEL SULFATO DE ZINC Y CAL.—Rápida disminución 30-7-5% con 1, 2 y 3 lb. de cal.

6. EFFECTO DE CIANURO Y SULFATO DE ZINC.—Lo mismo que en el caso del agua destilada.

EFFECTO DEL CIANURO, SULFATO DE ZINC Y CENIZA DE SODA.—Posible pequeño aumento sobre 3 lb. de soda.

EFFECTO DE CIANURO, SULFATO DE ZINC Y CAL.—Poco efecto con 1 lb. de cal; pero rápido decrecimiento con 2 y 3 lb.

7. EFFECTO DE ALTAS CONCENTRACIONES EN CIANURO DE ZINC.—Pequeño incremento en la depresión a concentraciones más elevadas.

8. EFFECTO DEL TIEMPO DE CONTACTO.—Moderada depresión con largos períodos de contacto.

SPHALERITA

1. La flotabilidad de la sphalerita empleada varió desde 62 a 87%, dependiendo de la proporción de lamas en el producto de menos 200 mallas.

2. EFFECTO DE LA CAL.—Esta en general provoca una disminución de la flotabilidad a altas concentraciones; 1 lb. da un aumento de 62% a 74%; pero 2 y 3 lb. la hacen decrecer a 56% y 36% respectivamente.

3. EFFECTO DE LA CENIZA DE SODA.—Ninguno.

4. EFFECTO DE CIANURO SOLO.—Muy pequeña disminución a 82% si se considera la flotabilidad en agua destilada 87%.

EFFECTO DE CIANURO Y SODA.—No hay cambio.

EFFECTO DE CIANURO Y CAL.—Igual que para cianuro solo; la cal no disminuyó la flotabilidad en presencia del cianuro.

5. EFFECTO DEL SULFATO DE ZINC.—Disminuye la flotabilidad desde 62% a 20%.

EFFECTO DEL SULFATO DE ZINC Y CENIZA DE SODA.—Disminuye a 23% con 1 lb. y a 24% y 26% con 2 y 3 lb. respectivamente.

EFFECTO DEL SULFATO DE ZINC Y CAL.—Gradual decrecimiento con el aumento de la concentración desde 62% a 21-19-16%.

6. EFFECTO DEL CIANURO Y SULFATO DE ZINC SOLO.—Reducción de la flotabilidad desde 62% a 5%.

EFFECTO DEL CIANURO, SULFATO DE ZINC Y CENIZA DE SODA.—Disminución desde 62% a 7-5-2% con el aumento de la concentración en ceniza de soda.

EFFECTO DEL CIANURO, SULFATO DE ZINC Y CAL.—Disminución a cerca de 4% producida a cual quiera concentración de la cal.

7. EFECTO DE ALTAS CONCENTRACIONES EN CIANURO DE ZINC.—Flotabilidad análoga a la de las concentraciones inferiores.

8. EFECTO DEL TIEMPO DE CONTACTO.—Largo contacto con mezclas de cianuro de zinc aumentan la depresión.

PIRITA

1. La flotabilidad de piritita en agua destilada alcanzó a 32%.

2. EFECTO DE LA CAL.—La flotabilidad decrece rápidamente con el aumento de la concentración en cal, correspondiendo 30, 18 y 7% con 1, 2 y 3 lb. respectivamente.

3. EFECTO DE LA CENIZA DE SODA.—Esta aumenta la flotabilidad con su concentración, 24-48-55% con 1, 2 y 3 lb.

4. EFECTO DEL CIANURO SOLO.—La flotabilidad decrece a 21% con 1 lb. de cianuro.

EFECTO DEL CIANURO Y CENIZA DE SODA.—La flotabilidad varía desde 32% a 34-21-12% con 1, y 2 y 3 lb. respectivamente, de ceniza de soda.

EFECTO DEL CIANURO Y CAL.—Disminución a 8-15-18% con 1, 2 y 3 lb. de cal.

5. EFECTO DEL SULFATO DE ZINC SOLO.—Incremento a 45% con 2 lb. de sulfato de zinc.

EFECTO DEL SULFATO DE ZINC Y CENIZA DE SODA.—Aumento de flotabilidad sobre la cifra que corresponde al agua destilada; pero disminución con un aumento de la concentración, 49-39-38% con 1, 2 y 3 lb. de soda respectivamente.

EFECTO DE SULFATO DE ZINC Y CAL.—Disminución con un aumento de la concentración en cal (33-19-13%) pero no tanto como con cal sola.

6. EFECTO DEL CIANURO Y SULFATO DE ZINC SOLOS.—Pequeña disminución de la flotabilidad.

EFECTO DEL CIANURO, SULFATO DE ZINC y CENIZA DE SODA.—Disminución de flotabilidad con mayores concentraciones en soda, 34-31-12% respectivamente.

EFECTO DEL CIANURO, SULFATO DE ZINC Y CAL.—Rápido decrecimiento a 25-15-8% con 1, 2 y 3 lb. de cal.

7. EFECTO DE UNA ALTA CONCENTRACION EN CIANURO DE ZINC.—Rápido decrecimiento de la flotabilidad con el aumento de concentración.

8. EFECTO DEL TIEMPO DE CONTACTO.—Ninguno.

La piritita puede ser casi enteramente inhibida mediante el control de la alcalinidad; no

obstante cualquiera que sea la alcalinidad de la solución se puede obtener una reducción de su flotabilidad de 50% mediante el cianuro de sodio en una proporción no superior a 0,50 lb. p. Ton. de mineral, aumentando la proporción a 1,00 lb. p. Ton. no se aumenta la depresión. La cantidad mínima de cianuro necesaria no se determinó. (Según Tucker, Gates y Head. Transactions A I M E-1926).

La depresión con cal y cianuro es más efectiva; en ambos casos se presentan sobre la piritita superficies de adsorción en que se evidencia el fierro trivalente cuando se emplea cianuro.

CHALCOPIRITA.—La flotabilidad de esta especie casi no es influenciada por la alcalinidad; en consecuencia es muy fácilmente separable de la piritita.

CHALCOCITA.—Aunque menos que la piritita, es sensible a la alcalinidad. El empleo del cianuro está indicado para su separación de la piritita; la flotabilidad de la chalcocita es mejorada por una proporción de cianuro de sodio de 0,5 lb. a 1,0 lb. p. Ton. en presencia de cal (Ca O) en la solución equivalente a 0,003%. Para menores porcentajes de Ca O, el cianuro disminuye su flotabilidad.

BORNITA.—Según los investigadores mencionados, esta especie puede asimilarse a la chalcopiritita en su comportamiento respecto de la piritita. No obstante que las muestras de bornita sometidas a experimentación contenían un 40% de chalcocita, las pruebas efectuadas sobre especies provenientes de diferentes localidades, comprobaron las conclusiones.

Stevens ha sugerido el empleo de cianuros dobles de cobre, zinc y plomo en aquellos casos en que se encuentran dificultades para la separación de dos sulfuros metálicos como chalcopiritita y blenda; el mismo autor indica que ha tenido oportunidad de efectuar comercialmente la separación de chalcopiritita y molibdenita en Nogales, Arizona; se empleaba una solución de cianuro de más o menos 0,10%, deprimiéndose la chalcopiritita que era a continuación activada mediante ácido sulfúrico.

Según Stevens, la acción química de los cianuros es preponderante sobre la alcalinidad en los procesos de inhibición; cita el caso de la pyrargirita flotable en agua; pero deprimida por la presencia de cierta proporción de cianuro; mientras que la flotación de tetrahedrita y otros minerales casi insolubles en soluciones de cianuro pueden ser flotados operando sobre dichas soluciones. (Premir Mine.—Northern B. C.).

Las investigaciones de Tucker, Gates y Head

cuyos resultados prácticos hemos expuesto se efectuaron sobre minerales excepcionalmente puros, empleando una proporción standard de xanthato de potasio y espumificador GNS N.º 5, siendo evidente que las cifras y otras circunstancias anotadas en la práctica pueden sufrir alteraciones considerables de acuerdo con la naturaleza de la ganga y la presencia de ciertas sales solubles, compuestos coloidales, etc. Gaudin y Orr han efectuado también prolijas investigaciones sobre la materia. (University of Utah, Technical Paper N.º 1).

Con relación al rol de la cal en la flotación de algunos sulfuros metálicos, que ha sido en parte objetado, se publicaron en *Engineering and Mining Journal* (17 de Agosto de 1929) los resultados de algunos estudios efectuados en la United Verde Copper Co. que transcribimos a continuación por estar también relacionados con la formación de nuevas superficies, precediendo a la flotación:

"La cal en la pulpa asegura la presencia de $\text{Ca}(\text{OH})_2$ la cual ataca la superficie de la pirita aun en ausencia de oxígeno. Al parecer se origina sulfuro, polisulfuro o thiosulfato de calcio y que el fierro toma la forma $\text{Fe}(\text{OH})_2$. La sphalerita no es particularmente afectada por la cal. La reacción mencionada tiene como consecuencia una reducción gradual de la causticidad de la pulpa de un mineral alcalino incrementándose el contenido de sulfuro de calcio de la solución mientras quede $\text{Ca}(\text{OH})_2$ libre; a continuación el sulfuro de calcio se oxida por contacto con el oxígeno disuelto. La producción de estos agentes reductores no parece ser conveniente de ordinario; tal vez podría serlo en el caso de algunos minerales oxidados. El más importante efecto del acondicionamiento con cal y aire en estas pruebas parece ser la formación de una película de material sólido como $\text{Fe}(\text{OH})_2$. Hay que considerar varios factores en cuanto al consumo de cal entre ellos la reacción de la cal con los sulfatos metálicos o algunos ácidos originados antes o durante la flotación y otros constituyentes del agua, anhídrido carbónico, adsorción, etc."

Como consecuencia de las investigaciones anteriores se deducen las siguientes conclusiones:

Todo mineral consume una determinada cantidad de cal contenida en la solución, en proporción a la concentración de ésta. El oxígeno libre presente en la pulpa favorece la depresión de ciertas especies en presencia de cal, como la pirita; pero parece activar la flotabilidad de la chalcopirita y la marmatita; de

aquí que su acción no se encuentre aun bien establecida. Las investigaciones efectuadas en la United Verde Copper Co. demuestran también la conveniencia de operar sobre altas concentraciones en los procesos químicos de acondicionamiento (formación de nuevas superficies).

En resumen podemos decir que la cal y posiblemente todo compuesto cuya presencia altere las condiciones de alcalinidad de la solución producirá sobre determinadas especies minerales determinadas superficies de adsorción cuya formación y composición dependerán de las reacciones a que su presencia dé lugar con los componentes del mineral y de la solución; queda siempre por resolverse la cuestión: si efectivamente la nueva superficie es una consecuencia de la variación en la concentración absoluta del ion hidrógeno en la solución no será necesaria la presencia de un ion metálico como Ca^{++} en la solución y una modificación superficial concordante con el fin perseguido debería obtenerse cuando el p H alcance cierto valor en relación con la energía química y la concentración del compuesto modificador como queda demostrado por el hecho de que la pirita y la galena puedan ser totalmente deprimidas mediante el empleo de NaOH en proporción adecuada (tratándose de mezclas sintéticas puras, 1,00 lb. p. Ton.). El comportamiento de las sales solubles oxidantes como cromatos y bicromatos alcalinos envuelve, sin duda, dada la actividad del oxígeno naciente, una modificación química de la superficie del mineral previa a la formación de una superficie de adsorción, por naturaleza, más lenta en originarse.

En cuanto a los compuestos oxidados metálicos y no metálicos, su separación selectiva está especialmente relacionada con las afinidades químicas de las moléculas heteropares de los compuestos hidrocarburos alifáticos o arílicos y en la velocidad de las reacciones originadas.

La flotabilidad de hematita especular, feldespatos, casiterita, calcita, cuarzo, cerusita, magnesita, siderita, rhodocrosita, apatita, etc., es afectada por la presencia de sales solubles de plomo, cobre, níquel, aluminio, etc. Esta circunstancia y el hecho de que algunas de las especies sean más sensibles a la acción de algunos elementos de las series orgánicas que a otros (elementos de los ácidos grasos saturados o no saturados especialmente) pueden conducir a su separación en caso de presentarse en un común dos o más de los minerales mencionados. Muy importante es el hecho que un reactivo que individualmente

no afecta a un mineral puede ocasionar su flotación cuando éste se encuentra mezclado con otro mineral que es afectado por el compuesto en cuestión.

Casos de flotación diferencial de compuestos oxidados se han descrito a propósito de la

separación malaquita-azurita y de la aplicación de ciertos reactivos en la flotación de los minerales mencionados. (Véase Caso de los ácidos grasos: carbonato de calcio-hidrocarbonatos de cobre).



DICTAMEN SOBRE LA POSIBILIDAD DE EMPLEO DE LAS MATERIAS PRIMAS CHILENAS

EN EL ALTO HORNO A COKE O EL ALTO HORNO ELECTRICO PARA LA COMPAÑIA ELECTRO-SIDERURGICA E INDUSTRIAL DE VALDIVIA.

POR

Dr. Phil. FRITZ WÜST

Por parte de la Demag Aktiengesellschaft en Duisburg, me fué propuesta la cuestión "¿Cuáles son las ventajas y desventajas del procedimiento de fabricación de hierro bruto al alto horno a coke en comparación con el producido al alto horno eléctrico con carbón vegetal, teniendo en cuenta las materias primas disponibles en Chile".

ALTO HORNO A COKE

Tanto para el éxito técnico como para el económico de la fusión en el alto horno, la calidad de las materias primas existentes es de importancia decisiva. Las materias primas existentes en el caso actual son: el mineral de hierro de "El Tofo", el coke obtenido de carbón de Lebu y caliza de diferentes yacimientos.

MINERAL.—Según el informe que tengo a la vista, el mineral de "El Tofo" tiene la siguiente composición:

	%
Fe ₂ O ₃	84
FeO	13,1
Al ₂ O ₃	1,8
SiO ₂	0,8
Mn ₂ O ₃	0,05
SO ₃	0,05
P ₂ O ₅	0,089

Esto corresponde a un contenido de:

	%
Hierro metálico de	69
Manganeso de	0,04
Azufre de	0,02
Fósforo de	0,039

Del contenido de FeO y Fe₂O₃ se calcula un contenido de Fe₂O₄ de 42,2% y un contenido de Fe₂O₃ de 54,9%. Gran parte del hierro se presenta pues, como magnetita.

La composición arriba reproducida representa, en lo tocante al contenido de hierro, un mineral muy excelente. Dícese en el referido informe, que la composición arriba expresada no puede corresponder a un promedio de todo el yacimiento de mineral, lo que parece muy verosímil. Por tanto, en el citado informe hay admitido el siguiente análisis que por cierto se aproxima más al promedio general:

	%
Fe	67,7
SiO ₂ , Al ₂ O ₃	3,7
Mn ₂ O ₃	0,07
Mn	0,05
SO ₃	0,07
S	0,028
P	0,056

También este análisis es muy favorable por lo que concierne al contenido de hierro. Por el contrario, ambas composiciones denotan una falta de manganeso, la que en la fusión al alto horno a coke debe ser cubierta por adiciones manganíferas.

El contenido de azufre es favorable. El contenido de fósforo es algo demasiado elevado. Si se trata metalúrgicamente el mineral solo sin otros minerales, se obtiene un hierro bruto con un 0,08% de fósforo. En el alto horno a coke, la cantidad de fósforo que lleva consigo el coke, importa 0,03% aproximadamente. Pues bien, la fundición producida del mineral presentará un contenido de fósforo de algo más de 0,1% aproximadamente.

Tengo a la vista otro análisis de mineral que es menos favorable; ha sido ejecutado por la Bethlehem Steel Corp. (Sparrows-Point), y conforme a lo que me fué dicho, constituye el promedio de medio año. Es, pues, de suponer que aquí se trata de la composición media efectiva del mineral.

En el análisis resultaron las siguientes cifras:

	%
Hierro.....	64,2
Manganeso.....	0,11
Fósforo.....	0,068
Azufre.....	0,018
Silice.....	4,66
Humedad.....	1,29

Tal composición será tomada como base para las siguientes consideraciones. Teniendo en cuenta el porcentaje de fósforo contenido en el coke empleado, el hierro bruto tendrá un contenido de fósforo de 0,13%. Tal contenido de fósforo del hierro bruto es demasiado alto para la aplicación del procedimiento Bessemer o del procedimiento ácido Siemens-Martin y, con mucho, demasiado bajo para la aplicación del procedimiento Thomas.

No hay, pues, otra posibilidad que la de tratar la fundición en el horno básico Siemens-Martin transformándola en acero. Sin embargo, el bajo contenido de manganeso no es favorable, pero éste se puede remediar con facilidad.

COKE.—Por lo menos la misma importancia que la calidad del mineral tiene la del coke. Antes se puede decir que al hacer marchar el alto horno a coke, las PROPIEDADES DEL COKE SON MUCHO MAS IMPORTANTES QUE LAS DEL MINERAL.

La avaluación de la utilidad de las diferentes

especies de coke disponibles en Alemania ha sido dejada por largos años al solo alto horno. Las cifras de explotación tenían que demostrar, con cuál de tales especies de coke se podían alcanzar los mejores resultados. La relación que existía entre la calidad del coke y la marcha del alto horno, fué reconocida sólo cuando se había hallado métodos apropiados para examinar las propiedades químicas y físicas del coke y cuando hasta cierto grado se había logrado hacerse cuenta de los fenómenos que pasan en el alto horno. Sólo después de crear tales bases se podía juzgar, cuáles calidades del combustible son de apeteer para conseguir una fusión favorable; en cuanto posible era necesario adaptar la calidad del combustible a la marcha del alto horno.

Aunque la investigación científica de la marcha de coquificación y en particular el perfeccionamiento de los hornos de coke hayan llevado consigo una mejora apreciable del coke también con carbón poco apropiado al efecto, sin embargo las notas siguientes demuestran la superioridad incontestable de la calidad del coke westfaliano para altos hornos.

La composición química de las distintas clases de cokes alemanes difiere poco. El contenido de cenizas del coke procedente de la cuenca del Ruhr es siempre superior al 8%, por lo general oscila entre 8 y 10%; rara vez pasa del 12%. El contenido de cenizas del coke procedente de la cuenca del Sarre oscila entre 9 y 13%, mientras que el del coke de la Alta Silesia es por término medio algo superior variando entre 11 y 13% aproximadamente.

Diferencias tan pequeñas como en las cenizas presenta también el contenido de azufre. El coke del Ruhr contiene las más de las veces 0,8 a 1,5% de azufre, el del Sarre de 0,8 a 1,3%, y el silésiano de 0,8 a 1,5% de azufre.

El elemento principal del coke lo forma el carbono elemental, cuya cantidad por lo general en todas las clases de carbones alemanes varía entre 86 y 89%. A esto se añaden cantidades variables de hidrógeno, aprox. 0,3 a 0,6% y además 1% de oxígeno y nitrógeno.

De lo arriba expresado se deduce que la diferencia en la composición química de las clases de coke de las principales cuencas de carbones alemanes es muy insignificante y por consiguiente la superioridad del coke procedente de la cuenca del Ruhr no estriba en la composición química.

Si además se consideran los resultados prácticos que se obtienen en dichos tres distritos carboníferos con estas clases de coke químico

camente casi idénticas, se notan diferencias muy considerables en el modo de portarse en el alto horno.

En el distrito del Ruhr hay varios altos hornos, de los que cada uno produce hasta 1.000 toneladas de fundición y más por día de trabajo. Los modernos altos hornos no fueron construídos todos para producción mayor, esto se debe a razones de orden técnico de explotación, pues con el número de los altos hornos las variaciones en la composición y cantidad del gas de exceso se reducen y por lo tanto su empleo en la fábrica de acero y en el laminador resulta más ventajoso.

Si al contrario se contempla la cantidad de producción de un alto horno de la cuenca del Sarre y en la Alta Silesia, se halla que ella apenas pasa de 200 toneladas y más. Es verdad que tal gran diferencia en las cantidades de producción de las tres cuencas carboníferas alemanas estriba parcialmente en el diferente contenido de hierro de la carga, o sea en la mezcla de mineral y caliza. En el distrito del Ruhr el contenido de hierro de la carga importa un 42 a 45% aproximadamente mientras que en los otros dos distritos es en aprox. 10% más bajo. En cambio el consumo de coke por tonelada de fundición en el distrito del Ruhr es notablemente más reducido, o sea un 20% aproximadamente. Hay, pues, en el consumo mayor de coke del Sarre y en la Alta Silesia una amplia compensación por el menor contenido de hierro de la carga de los altos hornos de estos distritos. La diferencia muy considerable en las condiciones de trabajo de fábricas siderúrgicas alemanas no es motivada por ello. No estriba por consiguiente en la diversidad del contenido de hierro de la carga. Como además la poca diferencia en la composición química del coke no puede explicar tampoco estas grandes ventajas del coke procedente del Ruhr, hay que buscar en otras circunstancias la razón por la utilidad del coke como combustible y agente reductor en el alto horno. Tales circunstancias consisten únicamente en la propiedad física del coke. Es no sólo la resistencia, porosidad y el peso específico, sino también en primer lugar la fragilidad (*zerreiblichkeit*), la cual está en cierta relación con la resistencia, que tiene una influencia importante sobre la marcha del alto horno. La resistencia a la compresión del coke procedente del Ruhr es por lo general el doble de la del coke del Sarre y de la Alta Silesia; varía en grandes límites estando entre las cifras de 100 a 180 Kg./cm². Apisonando el coke antes de la coquificación, se puede aumentar

la resistencia del coke del Sarre y de la Alta Silesia llevándola de unos 60 Kg. a 120 Kg.

Antes se juzgaba el coke principalmente por el grado de la resistencia a la presión, la cual, empero, no por sí sola determina sus cualidades metalúrgicas, pues un sencillo cálculo demuestra que la presión de la carga en un alto horno de 25 metros de altura no es más de unos 3 Kg./cm². La resistencia a la presión del carbón vegetal oscila entre 35 y 50 kilogramos. A pesar de esto el carbón vegetal es muy buen combustible para el alto horno.

La porosidad del coke varía en amplios límites, a saber, de 25 a 60%. En el coke del Ruhr, ella pasa rara vez del 45%, en el coke del Sarre y el de la Alta Silesia está las más de las veces al límite superior.

Sin embargo se ha demostrado que tampoco la porosidad sola admite conclusiones seguras sobre la utilidad del coke para el alto horno.

No es ni la resistencia a la compresión ni la porosidad sino en primer lugar la fragilidad que constituye la regla principal de la idoneidad del coke para la marcha del alto horno.

La fragilidad del coke es función de la calidad de las paredes de los poros. Si tales paredes son muy duras, se llama el coke duro; si por el contrario son blandas y frágiles, se llama el coke blando. En general, el coke denso, es decir poco poroso no es tan frágil como el coke poroso.

En el alto horno, el coke está mezclado al mineral y a la caliza. Durante el descenso de la carga, el frotamiento con el mineral y la caliza hace que cantidades importantes del coke sean reducidas a polvo y material de grano fino. Cuanto más duro el mineral, tanto más se presenta ese fenómeno desagradable. Estas masas de coke fino y pulverulento llenan los intersticios en el mineral y coke y los tapan dificultando el paso de la corriente de gas ascendente. El horno no tira; no admite viento. El polvo coherente de coke no es atacado por el ácido carbónico de los gases ascendentes, es decir que no es absorbido; el polvo de carbón es tan insensible a los gases como al viento caliente procedente de la soplante. Las masas de coke fino se atascan en la parte inferior del horno estando pegadas a las paredes y reduciendo paulatinamente la sección del horno; se forman bóvedas que dejan pasar sólo poco de viento o no lo dejan pasar del todo. Si no se remedia oportunamente la formación de bóvedas o suspensión de las cargas, el horno puede enfriarse despacio. Eventualmente la bóveda cae de improviso arremolinando grandes cantidades de polvo fino de carbón que con el vien-

to soplado se quema en forma de explosiones.

En éste comportamiento descrito de un coque ligero estriba la causa de que con tal coque no se puede hacer marchar altos hornos suficientemente elevados y que por lo tanto no se puede tampoco conseguir una gran producción.

Cuanto más alto el horno, y cuanto más duro y denso, o sea más rico en hierro, es el mineral, tanto mayor es la influencia que ejerce en el alto horno la formación de polvo con empleo de coque blando. **EL TRATAMIENTO METALURGICO DE MINERALES DUROS, COMO MAGNETITA Y HEMATITAS ROJA COMPACTA, CON COKE BLANDO, ES DEL TODO IMPOSIBLE SIN DIFICULTADES E INTERRUPCIONES PERMANENTES.**

En la parte inferior del horno se desprende por la combustión, óxido de carbono que sus trae al mineral el oxígeno y produce ácido carbónico. Los gases ascendentes contienen pues, a cierta altura del alto horno, una cantidad determinada de ácido carbónico. Tal ácido carbónico gasifica el coque blando mucho más fácilmente y en medida mucho más intensa que el coque duro. Por consiguiente, con el coque blando se escapa del horno carbono que no ha prestado ningún trabajo en ello, y por eso se explica también el mayor consumo de coque en la marcha con coque blando en comparación con el trabajo a coque duro.

Durante el transporte del coque, la pérdida por polvo y coque fino no debe ser mayor que un 6%. Por lo tanto, antes de cargarlo en el alto horno, se lo criba con objeto de separar el polvo, pues éste influye desfavorablemente en la marcha del alto horno.

La superioridad del coque precedente del Ruhr se demuestra por las siguientes cifras: en el año 1885, un 5% de la producción alemana de coque correspondió al distrito del Ruhr. En 1925 tal cifra fué del 88%. El coque del Ruhr ha, pues, suplantado en gran medida al del Sarre, y grandes cantidades de coque del Ruhr son transportadas a Luxemburgo y Lorena, aunque se podría obtener el coque del Sarre en el lugar mucho más cómodamente y a precio mucho más bajo. A la Alta Silesia, a causa de la gran distancia, no se expide coque del Ruhr, si bien tal distrito vá ya perdiendo de su importancia cada vez más, porque el distrito del Ruhr produce bajo condiciones más favorables.

De los informes sobre las pruebas de coquificación del carbón chileno deduzco que la Compañía de Carbón chileno en una publicación hecha en Octubre de 1926, pág. 127,

ha expresado el resultado de dichas pruebas afirmando que con el carbón chileno no se puede producir coque metalúrgico de primer orden, pero sí se puede producir con dicho carbón un coque bastante bueno para hacer marchar pequeños altos hornos. A base de tal informe es de suponer que el coque era de calidad muy porosa.

Otro informe que se refiere a ensayos realizados en Chile en los que resultó un 40 a 50% de coque grueso. El coque grueso, mezclado con coque importado del extranjero, fué utilizado para fundir hierro bruto en el cubilote. Desgraciadamente no se halla en el informe ningún dato sobre la relación o proporción en que el coque de carbón Lebu ha sido mezclado al coque importado. Solamente se indica que se trata de un coque poroso impropio para los fines del cubilote.

Es importante también aquí la constatación de que el coque era poroso.

En la usina de gas de Santiago fueron realizados otros ensayos más, en los que se obtuvo un 48,8% de coque grueso, sobre cuya calidad no se facilitan datos algunos.

Mucha mayor atención merecen las grandes pruebas llevadas a cabo en algunas minas de Alemania. En una batería de hornos de regeneración Collin fueron efectuadas tres series de pruebas. Primeramente se coquificaba tan solo carbón de Lebu sin lavar y no se obtenía más de un 10 a 15% de coque grueso, cuyo resultado es muy desconsolador. La mayor parte consistía en menudo de coque triturado. Seguidamente se coquificó carbón lavado de Lebu, obteniéndose un 50% de coque grueso. En la tercera prueba se trató carbón lavado de Lebu, mezclado con carbón de coque westfaliano, y de este modo se aumentó al 60% el contenido de coque grueso. Respecto de la calidad del coque en las dos últimas pruebas, desgraciadamente no hay ninguna indicación.

Además se hicieron pruebas con carbón apisonado. El carbón crudo dió sólo un 30% de coque grueso, pero el coque resultó mucho más resistente que sin apisonado. El carbón lavado y apisonado suministró un 60% de coque grueso, bien fundido y compacto.

Durante estas pruebas en el horno Collin se observó que el carbón de Lebu requiere para la coquificación una destilación rápida y temperatura elevada. Fuera de ello se hicieron ensayos en la fábrica de coque de la mina Konstantin der Grosse. El carbón bruto lavado suministró un coque que, según se dijo, era de calidad de primera clase, con una producción de un 85% de coque grueso.

También se ejecutaron otros ensayos en la fábrica de coke de la Norddeutsche Kohlen- und Kokswerke A. G. de Hamburgo, donde, según dicen, se obtuvo un coke muy hinchado, es decir, poroso. Se atribuye esto a la marcha lenta de los hornos que funcionan en dicha fábrica.

En el informe muy detallado y perito, desgraciadamente no hay cifras que permitan enterarse objetivamente de las propiedades del coke obtenido en la prueba realizada en gran escala.

Los componentes químicos importantes para la marcha del alto horno, tales como el contenido de cenizas y el de azufre, no han sido determinados. Tampoco fueron examinadas las propiedades físicas de las diferentes muestras de coke. **ESPECIALMENTE DESFAVORABLE PARA EL OBTENIMIENTO DE UN JUICIO SOBRE LA CALIDAD DEL COKE ES, EMPERO, EL HECHO DE QUE EL COKE NO FUE EXAMINADO SEGUN NINGUNO DE LOS NUMEROSOS NUEVOS METODOS PARA LA DETERMINACION DE LA FRAGILIDAD.**

Uno de los métodos es el siguiente: 50 Kg. de coke grueso clasificado son sometidos por 4 minutos a la acción de un tambor de 1 metro de diámetro y 50 centímetros de longitud, que hace 25 revoluciones por minuto. El coke pasa entonces a una criba de 40 centímetros luz de las mallas. Si un 90% permanece sobre la criba, la calidad es extraordinariamente dura, con un 85% muy dura, con un 80% dura, y un 75% suficientemente dura, y menos, blanda.

Todo el coke suministrado a cuenta de reparaciones fué examinado según semejante procedimiento en el distrito del Ruhr por medio del tambor llamado "Micum", por lo que tal clase del examen respecto de la fragilidad ha hallado gran divulgación.

Asimismo hay procedimientos prácticos para examinar la resistencia a la caída del coke. Se deja caer el coke sobre una placa de fundición, desde un depósito provisto de puertas de hojas y colocado a una altura de 1,85 metro. El ensayo se repite cuatro veces con el mismo material, y el coke es zarandeado por una criba teniendo 50 centímetros de luz de las mallas, y después se determina la proporción de polvo y coke menudo.

En el informe referente a las pruebas de coquificación con carbón de Lebu se dice que en el horno Collin de destilación rápida y de alta temperatura se obtuvo un coke de primera calidad con un 85% de coke grueso.

Desgraciadamente no se indica como se hace la determinación de la cantidad de coke grueso.

Si tal determinación hubiese sido hecha según uno de los procedimientos de tambor o caída, habría la certeza de obtener del carbón de Lebu un coke utilizable bajo ciertas condiciones a mantenerse con seguridad, o sean contenido de agua del carbón, destilación rápida, alta temperatura del horno, pero tal certeza no se desprende de ninguna manera de los datos facilitados.

Sin embargo, otro dato contenido en el informe dice que de la parte de los peritos no se tuvo gran confianza en la calidad del coke producido del carbón de Lebu.

Se propone para el alto horno a coke a instalarse, la altura extraordinariamente baja de 17 metros. Ni en el territorio del Sarre ni en la Alta Silesia existen altos hornos a coke tan bajos. Por consiguiente, el coke obtenido del carbón de Lebu debe tener una calidad aún inferior al del Sarre y de la Alta Silesia.

Además es del todo imposible que magnetitas y hematitas rojas densas, a las que pertenece también el mineral "EL TOFO", con un 64% de hierro, puedan ser fundidas en un horno tan pequeño, ni siquiera con empleo de un coke muy bueno. Los minerales con un 64% de Fe tienen todos sin excepción una naturaleza muy densa y por lo tanto son muy difíciles de reducir. Si el horno tiene una altura tan extraordinariamente pequeña, el mineral llegará no reducido al crisol y de continuo habrá marcha fría. Existe un mineral difícilmente reducible que para el tratamiento requiere un horno lo más alto posible y un coke lo más bueno posible. **NUNCA ES POSIBLE UNA MARCHA ECONOMICA EN UN ALTO HORNO DE SOLO 17 METROS DE ALTURA, CON UN MINERAL DIFICILMENTE REDUCIBLE.** Según mi experiencia, el horno ha de tener una altura de 25 metros por lo menos. Sin embargo, es más que dudoso que el coke obtenido del carbón de Lebu sea apropiado para un alto horno de tal dimensión. En la América del Norte se emplean para los minerales Mesabi, difícilmente reducibles, hornos hasta 30 metros de altura. Calcinando previamente los minerales con objeto de desagregarlos, se mejora la reducibilidad de los minerales densos. La calcinación puede efectuarse con el gas procedente de la boca de los hornos, y de los cuales se necesita aproximadamente el 10% de la producción.

EN UN PAIS AUN NO MUY DESARROLLADO INDUSTRIALMENTE, NO PUEDEN EMPLEARSE SINO AQUELLOS PROCEDIMIENTOS QUE EN TODAS SUS BASES ESENCIALES SEAN CONOCIDAS TAN SEGURAMENTE

Y FUNCIONEN DE MODO TAN SEGURO QUE SE EVITEN SORPRESAS Y DIFICULTADES DESAGRADABLES EN LA EXPLOTACION.

En el alto horno a coke, según há ya demostrado la comparación de las condiciones de trabajo en los distritos del Ruhr y del Sarre así como de la Alta Silesia, la calidad del coke es de importancia directamente decisiva para la marcha del horno. Respecto de la utilidad del coke Lebu para la marcha de un alto horno de mediana altura, podemos decir con bastante certeza, que el coke no representa un combustible excelente para tal servicio. La conclusión es, pues, la siguiente:

LA INSTALACION DE UN ALTO HORNO A COKE A BASE DEL EMPLEO DE CARBON LEBU ES UN RIESGO EXTRAORDINARIO.

Prescindiendo del hecho de que la calidad del coke no es conocida, la fusión del mineral de "El Tofo" en el alto horno con los fundentes indicados en el informe y otros conocidos, es algo difícil.

Para la marcha ininterrumpida del alto horno es importante la temperatura de fusión de la escoria. El proceso es dificultado considerablemente, si dicha temperatura es demasiado alta. En tal caso la escoria ya no corre de la piquera refrigerada por agua, debiendo ser quitada del horno rascándola, lo que trae dificultades y fatigas. Por otra parte, la escoria no debe ser tampoco demasiado fluida, pues de lo contrario se funde prematuramente escorificando las partes no reducidas del mineral. Entonces, en el crisol hay que reducir el protóxido de hierro contenido en la escoria, por medio de los cuerpos extraños presentes en el hierro bruto, como son: carbono, silicio, etc. De este modo se consumen grandes cantidades de calor, de manera que eventualmente ocurre marcha fría y sobre todo, a causa de la temperatura baja, la eliminación del azufre del hierro bruto no se hace en la medida necesaria.

Para conseguir una buena composición de la escoria, de ordinario se mezclan diversos tipos de minerales, cuyos elementos secundarios dan la calidad requerida de la escoria. En el caso actual, sin embargo, hay una sola especie de mineral de cierta composición poco variable, de suerte que se puede obtener la composición debida de la escoria únicamente por adiciones de composición adecuada.

La marcha con coke exige además una escoria con elevado contenido de cal, para eliminar del hierro bruto el azufre del coke y conducirlo en la escoria. Para la marcha con coke, la escoria no contendrá más de un 50%

de cal, mientras que el contenido de sílice oscilará entre 30 y 34%.

Si el contenido de cal se aproxima a dicho límite o si pasa de éste, el punto de fusión de la escoria sube. El horno tiene pues que marchar muy caliente, a fin de que la escoria corra fluida del horno. Con la alta temperatura del horno, las condiciones para la reducción de silicio son muy favorables, y entonces el hierro bruto resulta con más de uno por ciento de silicio, el cual en el horno Siemens-Martin produce demasiada escoria y disminuye la rapidez de fusión. Con objeto de reducir la cantidad de silicio en el hierro bruto, el contenido de cal de la escoria de alto horno está, pues, limitado hacia arriba.

CALCULO DE LAS CANTIDADES DE MATERIALES

El hierro bruto para el horno Siemens-Martin, empleando el mineral de "El Tofo", tendrá la siguiente composición:

	%
Silicio, no más de	1
Manganeso, por lo menos	1
Carbono	3 a 3,5
Fósforo	0,13

Azufre, lo más reducido posible.

El contenido de hierro de la fundición importa entonces un 94,33%.

El consumo de coke se admite en 1.050 Kg. por tonelada de hierro bruto, cuyo contenido de cenizas es de un 12%.

Los análisis de las materias primas son los siguientes:

Mineral	%
Fe	64,26
Mn	0,11
P	0,068
S	0,018
SiO ₂	4,66
H ₂ O	1,29

Cal	%
CO ₂	43,7
Al ₂ O ₃	0,2
SiO ₂	1,1
CaO	56,0

Cenizas de coke	%
SiO ₂	53,6
Fe ₂ O ₃	18,64
Al ₂ O ₃	14,97

CaO	5,85	SiO ₂	CaO	MgO	Al ₂ O ₃	S
MgO.....	1,52					
SO ₃ (= 2,09% S).....	5,22	34%	54,5%	0,5%	5,8%	4,3%

De las cenizas de coke se obtienen por reducción 16,4 kilogramos de hierro por tonelada de fundición. Hay pues que suministrar del mineral:

943,3 Kg.
— 16,4 Kg.
—————
926,9 Kg. de hierro.

A esto se añade aún 0,5% = 5 Kg. de hierro para escorificación.

Teniendo en cuenta un contenido de hierro de un 64,26%, los 931,9 kilogramos de hierro están contenidos en 1.450 kilogramos de mineral. Si se calcula aún 3% por reducción en polvo, el consumo de mineral se eleva a 1.493,5 kilogramos por tonelada de fundición.

Para obtener un contenido de manganeso de 1% del hierro bruto, hay que tener presente que un tercio del manganeso de la carga pasa en la escoria. Suponiendo el contenido de manganeso de un 52,5% en el mineral de manganeso, el consumo de tal mineral se calcula en 25,5 kilogramos por tonelada de hierro bruto o bien en 17,6 kilogramos por tonelada de mineral. Con esto ha sido tenido en cuenta el contenido de manganeso del mineral "El Tofo".

Para una escoria con un 30% de sílice, el consumo de piedra de cal importa 394 kilogramos por tonelada de hierro bruto, 26,3% sobre el peso del mineral. El rendimiento en hierro del mineral y de la piedra de cal se eleva por consiguiente a un 57%.

La cantidad total de escoria se calcula en 385 kilogramos por tonelada de hierro bruto, con la siguiente composición:

SiO ₂	CaO	MgO	Al ₂ O ₃	S
30,2%	59,7%	0,5%	5,2%	3,8%

La escoria tiene un contenido de cal muy demasiado elevado y por eso es muy difícilmente fundible. Por lo tanto hay que aumentar el contenido de sílice.

Si se añaden solamente 316,5 kilogramos de piedra de cal por tonelada de hierro bruto = 21,2% del mineral, lo que corresponde a un rendimiento en hierro de 58,6%, se obtiene una escoria con la siguiente composición:

Entonces la cantidad de escoria no es más de 340 kilogramos. También esta escoria es muy difícilmente fundible. Se demuestra, pues, que con la piedra de cal y el mineral disponible no se puede conseguir una composición de escoria apropiada para la marcha del horno, porque el punto de fusión de la escoria es demasiado alto. Pues bien, según una vieja experiencia metalurgista, el punto de fusión de la escoria es tanto más bajo, cuanto mayor sea el número de los componentes que ocurran en la escoria. Las escorias calculadas contienen muy poca alúmina y magnesio. Hay que llevar el contenido de alúmina a un 8 hasta 10% aproximadamente y el de magnesio a un 2 hasta 4%, siendo mínimo el 2%, a fin de que se obtenga una escoria suficientemente fluida y que al mismo tiempo sea bastante básica para ligar el azufre.

Para el procedimiento hay que considerar que el coke es rico en azufre. En el informe que tengo a la vista, faltan indicaciones exactas acerca del contenido de azufre del coke; lo supondremos en 1,5%. Como se necesitan 1.050 kilogramos de coke por tonelada de hierro bruto en la carga corresponden 15,75 kilogramos de azufre a la tonelada de hierro bruto. Si todo el azufre fuese absorbido por el hierro bruto, este contendría 1,5% de azufre y sería completamente inutilizable para la transformación en acero. Pues bien, como la cantidad máxima de azufre del hierro bruto Siemens-Martin no debe ser más de 0,10%, para ser éste transformado en acero sin duración demasiado larga de la fusión, la escoria tiene que absorber 14,75 kilogramos de azufre por tonelada de hierro bruto. La capacidad de absorción de la escoria para azufre depende principalmente del contenido de cal y manganeso, y además la escoria tiene que ser muy fusible. Precisa, pues, que el contenido de cal no sea inferior a cierto porcentaje, para conducir el azufre en proporción suficiente en la escoria.

Además, el hierro bruto llega a ser tanto más pobre en azufre cuanto mayor sea la cantidad de escoria. Son muy favorables las proporciones si la cantidad de escoria es tan grande como la de hierro bruto. Cuanto más desfavorable sea bajo este concepto la cantidad de escoria, es decir, cuanto menor sea, tanto más desfavorablemente resulta la eliminación de azufre del hierro bruto.

Dada la calidad excelente del mineral, la cantidad de la escoria es extremadamente pequeña, siendo inferior a los 400 kilogramos. En Alemania no conozco ninguna explotación de altos hornos, en la que la cantidad de escoria sea inferior a los 500 kilogramos. También en Suecia la cantidad de la escoria en los hornos marchando con carbón vegetal, es rara vez inferior a los 500 kilogramos.

Vemos, pues, que la cantidad de escoria tiene que ser aumentada, y que se trata de encontrar una piedra de cal dolomítica que conduzca magnesia en la escoria. Además hay que añadir a la carga un poco de material silíceo, o sea arcilla. Por consiguiente, no puede aún hacerse un cálculo exacto de la escoria.

Si se escoge como adición la piedra de cal silícea indicada a pág. 27 del informe que tengo a la vista, precisa por tonelada de mineral una cantidad de piedra de cal de 400 kilogramos. El rendimiento baja entonces a un 52,7%; por lo que la marcha de los altos hornos llega a ser menos favorable. La escoria se eleva a 520 kilogramos con la siguiente composición:

SiO ₂	CaO	MgO	Al ₂ O ₃	S
32,6%	53,6%	1,3%	7,1%	3,2%

Esta escoria tiene un punto de fusión más bajo que las antes calculadas, pero no es todavía muy favorable. Para llevar a la escoria la proporción necesaria de magnesio, la escoria procedente del horno Martin y que contiene bastante magnesia del revestimiento de dolomita del horno, puede emplearse como adición para el alto horno. Al mismo tiempo, se vuelve de este modo el contenido de manganeso de la escoria Martin en gran parte al hierro bruto.

De todos modos es posible salvar la dificultad respecto de la escoria, y la introducción de un alto horno a coque no puede fracasar por la cuestión de la escoria.

COMO YA DICHO, EL RIESGO EN LA ELECCION DE UNA INSTALACION A BASE DE HIERRO BRUTO A COKE, NO DESCANSA EN LA CUESTION DE LA ESCORIA, SINO PRINCIPALMENTE EN LA CALIDAD EVIDENTEMENTE INSUFICIENTE DEL COKE DE LEBU.

ALTO HORNO ELECTRICO

El país nativo del alto horno eléctrico es Suecia, donde para hacer marchar los altos hornos se emplea casi exclusivamente el carbón vegetal. Sin embargo, en el transcurso del

tiempo se halló un empleo más económico de la madera para la fabricación de la celulosa, de modo que para el alto horno no se disponía más que de los desperdicios de madera, cuya cantidad está limitada.

La tendencia de sustituir el carbón vegetal en parte por el calor producido eléctricamente, mereció rápidamente aprobación, y en 1908 se hicieron en Demnarfvet detenidas pruebas que de pronto dieron buenos resultados. El último tipo de horno estaba en servicio regular en los meses de Mayo, Junio y Julio de 1909. Producía diariamente 4 toneladas de hierro bruto con un consumo de carbón vegetal de 0,35 tonelada por tonelada de hierro bruto. El consumo de electrodos, por el contrario, era muy grande, habiendo sido de 15 kilogramos por tonelada de hierro bruto.

El horno en el cual fueron obtenidos estos resultados, está representado en la figura 1 (anexo 1). Se compone de la cámara de fusión propiamente dicha, del laboratorio y de la cuba dispuesta sobre la bóveda.

El diámetro interior del laboratorio es de 2,25 metros, la altura de 1,50 metro, la altura de la cuba de 5,2 metros, el diámetro máximo de 1,52 metros. En el tragante o boca, la cuba está cerrada por embudo y campana y está provista de un tubo de escape de gas. La cuba está sostenida, de modo que la bóveda del laboratorio se halla aliviada. La unión entre la cuba y el laboratorio está construida de manera que la carga descendente forma un declive. El hueco anular que de este modo se forma por debajo de la bóveda, garantiza una buena durabilidad de esta última.

La construcción permite una renovación completa de la solera sin que la cuba sea atacada.

En el primer horno de ensayo había tres electrodos de 660×330 mm. de sección. Los gases procedentes de la boca del horno pasan de la cuba a un separador de polvo y en seguida son conducidos al empleo en la fábrica de acero y el laminador. Parte de los gases son vueltos al horno para el enfriamiento de la bóveda, pasando por un ventilador en el hueco anular. El hierro bruto líquido es sangrado al mismo tiempo que la escoria.

Según este sistema fué construido en 1910 en Trollhattan un mayor horno con 2.000 KW. de carga y una producción anual de 7.000 toneladas de hierro bruto, a costa del Jernkontor en Estocolmo. El horno fué puesto en servicio en el mes de Noviembre de 1910 y funcionaba satisfactoriamente por 6 meses. El profesor J. Leffler y E. Hystrom fueron encargados

por el Jernkontor sueco de redactar un informe comprendiendo el tiempo de explotación desde el 4 de Agosto de 1911 hasta el 6 de Marzo de 1912. Durante estos 215 días fueron producidas 3.214 toneladas de hierro bruto o sea diariamente 15 toneladas, con una carga media de 1.482 KW. El horno no funcionaba durante 7 días en el tiempo de ensayos. El consumo de energía por tonelada de hierro bruto era de 2.225 KW-h o sea de 0,34 HP por año y por tonelada de hierro bruto. El consumo de combus-

tible era de 0,407 toneladas de carbón vegetal, y el consumo de electrodos de 5,72 kilogramos por tonelada de hierro bruto.

El contenido de carbono del hierro bruto oscilaba entre 3 y 3,7%. El contenido de azufre era siempre inferior a 0,01%, el contenido de fósforo variaba entre 0,01 y 0,02%. Por el contrario, el contenido de silicio presentaba grandes diferencias, según la marcha caliente y fría del horno, de suerte que el contenido de silicio oscilaba en los amplios límites de 0,1 y 6%.

En el mes de Marzo de 1912 fueron obtenidas las siguientes cifras de explotación:

Por tonela-
da de hierro
bruto

Mineral fundido	648,78 ton.	1.593 kg.
Piedra de cal	125,50 ,,	310 ,,
Mezcla (mineral y ca- liza)	774,28 ,,	1.903 ,,
Carbón vegetal	92,93 ,,	228 ,,
Coke	62,17 ,,	153 ,,
Combustible en con- junto	115,10 ,,	381 ,,
Hierro bruto	407,34 ,,	1.000 ,,
Escoria	158,70 ,,	390 ,,

El consumo total de KW-h era de 1.050.811, o sea de 2.580 por tonelada. Se producían 3,4 toneladas de hierro bruto por 1 KW y por año. El gas circula en el horno para el enfriamiento de la bóveda y tiene una presión de 180 mm. columna de agua. El consumo de electrodos era de 6,38 kilogramos.

ANALISIS DEL HIERRO BRUTO

	%
C	3,12
Si	1,06
Mn	0,34
S	0,03
P	0,12

ANALISIS DE LA ESCORIA

	%
SiO ₂	38,7
Al ₂ O ₃	8,4
FeO	1,2
MnO	0,3
CaO	45,2
MgO	4,8
CaS	0,6

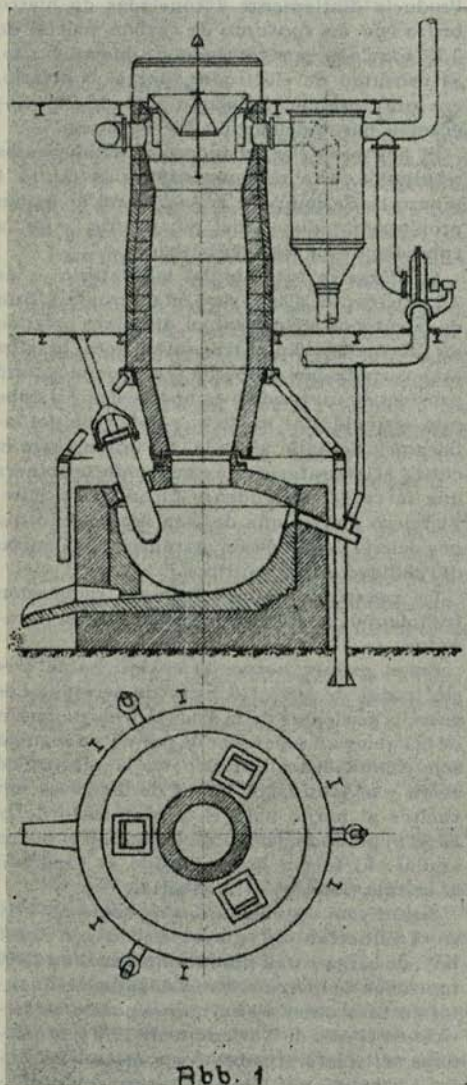


Abb. 1

ANÁLISIS DEL GAS

	%
CO ₂	28,5
CO	60,04
H ₂	8,12
CH ₄	1,26
N ₂	2,08

Los minerales fundidos consistían en gran parte en magnetita con un contenido de hierro de 60 a 67% y con 3 a 12% de sílice. Uno de los minerales contenía bastante fósforo, pero todos tenían poco contenido de azufre.

En otro período de 22 días se fundía solamente con carbón vegetal. El contenido de azufre oscilaba entre 0,004 y 0,03%, y el contenido de fósforo entre 0,02 y 0,04%. El gas contenía 21 a 24% de ácido carbónico. El consumo de kilovatios variaba entre 2.314 y 2.561 KW-h. En un ensayo, en que no se usaba más que coque el consumo de KW subía a 2.913. Con empleo de coque o de una mezcla de coque y carbón vegetal, se obtenía en los ensayos un contenido mayor de azufre y de fósforo del hierro bruto y un aumento del ácido carbónico en el gas. Además el consumo de energía era con mucho más elevado.

Sin embargo, la marcha regular se hizo en Trollhattan solamente con carbón vegetal; la adición de coque era una excepción. Después que se habían obtenido resultados tan favorables en Trollhattan, se empezó en Suecia a hacer la explotación de altos hornos eléctricos en gran escala. El profesor Dr. Stansfield de la Universidad de Montreal refirió sobre su viaje de estudios en 1914 en los altos hornos eléctricos de la Stora Kopparbergs Bergslags A/B. en Domnarfvet. En aquel tiempo estaba en marcha solamente un horno de 4.000 HP desde el mes de Noviembre de 1911, además un horno Helfenstein de 5.000 HP y un horno de ferrosilicio Helfenstein de 7.000 HP. El alto horno eléctrico era construido exactamente como el de 3.000 HP en Trollhattan; tenía 6 electrodos con corriente trifásica.

En el período de explotación desde el 22 de Julio de 1913 hasta Junio de 1914 fueron establecidos los siguientes datos:

Tiempo de servicio total 8.153 horas=339,7 días.

Tiempo total de las paradas causadas por fiesta de Navidad, falta de agua, etc. 611 horas=25,5 días.

O sea pérdida de tiempo 7.5%.

MATERIALES DE FUSION: Por Ton. de hierro bruto

Mineral de Skarning	12.597.550 Kg.	1.516 kg.
Escoria Bessemer	462.440	52 "
Apatita	272.640	30 "
Total	14.332.630	1.598 "

Carbón vegetal		
23.345 cargas		
de 9 hl. c/u..	210.105 hl.	23,6 hl. p. ton.
Carbón vegetal		
a 15 Kg. por		
hl	3.151.575 kg.	351 " "
Electrodos	61.950	6,91 " "
Energía eléctrica		
ca	20.138.000 kw-h	2.245 KW-h
Carga media durante el		
tiempo de servicio	2.670 KW	=92%
Carga media durante el		
tiempo total	2.470 KW	=85%
Hierro bruto Thomas pro-		
ducido	8.968.000 Kg.	

Hierro bruto Thomas por día		
de trabajo	28,5	ton.
Hierro bruto Thomas por día		
entero	26,4	"
Hierro bruto Thomas por HP		
utilizado y año	2,87	"
Hierro bruto Thomas por HP		
pagado y año	2,44	"

ANÁLISIS

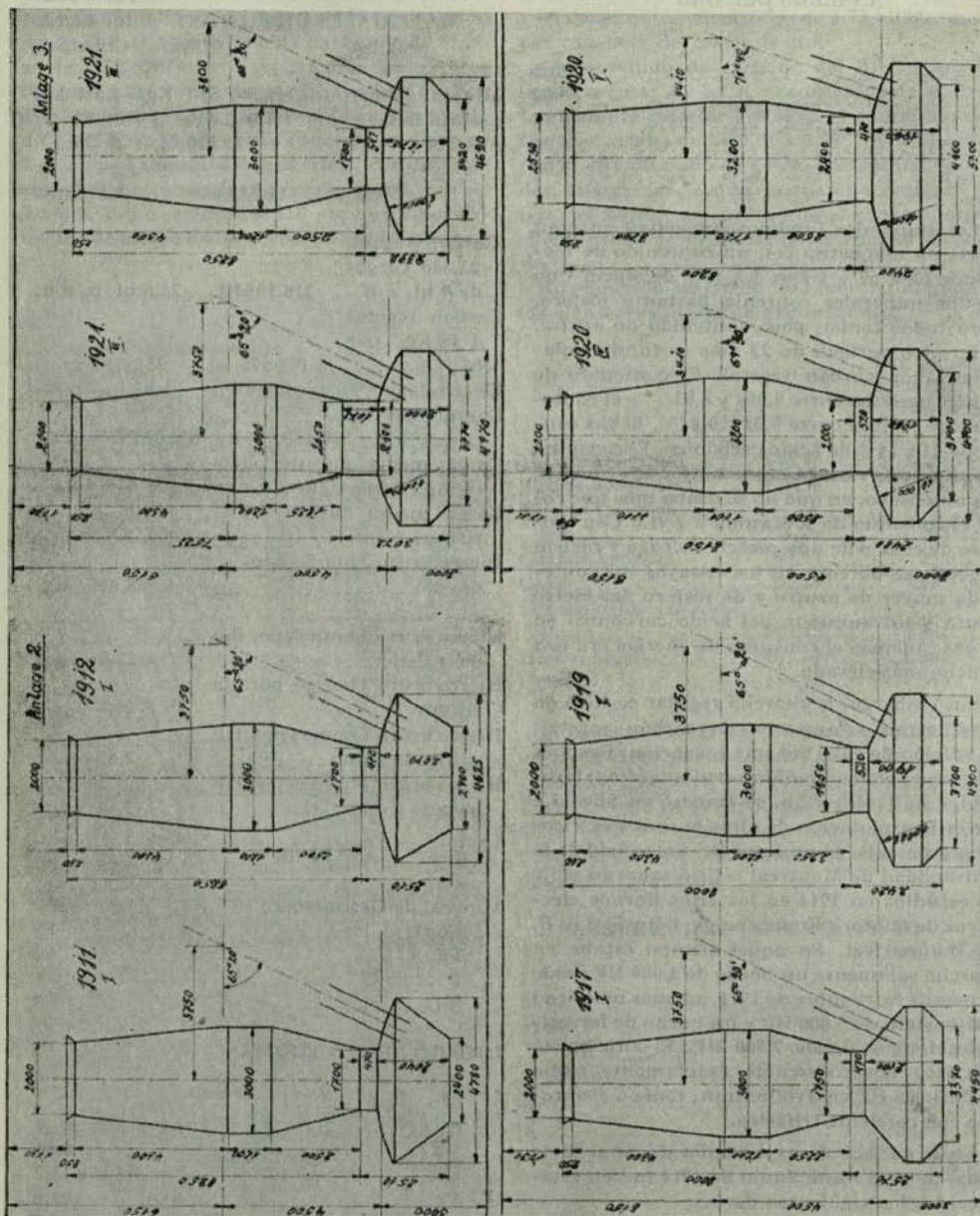
Mineral de Grangesberg	%
Fe ₂ O ₃	86
Fe	60
P	1
SiO ₂	5

HIERRO BRUTO THOMAS

P	2
Mn	1
Si	0,5 a 1
S	0,01
C	3,6 a 3,7
Fe	92,6

CARBON VEGETAL

	%
Humedad	10 a 14
Carbono	60 a 70
Elementos volátiles	20 a 25
Cenizas	0,5



Electrohoofen zu Hagfors

En Domnarfvet, en el año de 1926 se encontraban en servicio cuatro altos hornos eléctricos, el quinto estaba en construcción.

La energía eléctrica es suministrada en parte por las centrales de Bullerforsen y Mockfjärd bajo forma de corriente alterna trifásica a 6.800 voltios y 60 períodos.

Para los hornos II y V existen tres transformadores monofásicos enfriados por aire, y para cada uno de los hornos IV y VI, dos transformadores bifásicos enfriados por agua y aislados por aceite de 5.000 KVA de capacidad. La tensión fué transformada a 60 hasta 120 voltios regulables en 9 grados. Los hornos II y V tienen cada uno 6 electrodos. Los hornos IV y VI cada uno 8 electrodos de 70 centímetros, mientras que los del horno II tienen 60 centímetros de diámetro. El voltaje de cada fase, medido en el horno, es de 70 a 90 voltios. Los hornos con electrodos de diámetro pequeño están cargados con 14.000 a 15.000 amperes, los con electrodos de diámetro grande, con 18.000 a 20.000 amperes.

La producción anual es la siguiente:

	Toneladas por año
Horno II, aproximadamente	11.000
Horno IV, aproximadamente.....	14.000
Horno V, aproximadamente.....	12.500
Horno VI, aproximadamente.....	14.000

La producción total importaba,
pues

51.000

La composición del hierro bruto es la siguiente:

	%
Si	0,5
Mn	0,6
P	2,0
S	0,01

Se puede, pues, observar el hecho sorprendente de que en el alto horno eléctrico se produce fundición Thomas o sea la clase de fundición que trabajando a coke presenta entre todas las demás los gastos de fabricación más reducidos. A base de noticias auténticas, los hornos funcionando en Domnarfvet son ahora

cargados con 6.000 KW y producen de 55 a 60 toneladas diariamente.

La Stora Kopparbergs Bergslags A/B. posee, en su fábrica de Söderfors, un alto horno eléctrico que está en servicio desde 1915. La energía eléctrica es suministrada por una central con una tensión de 18.000 voltios, cuya central pertenece al Gobierno sueco. La corriente es transformada de 50 a 100 voltios en tres transformadores refrigerados por agua y aislados por aceite, y puede ser regulada en 8 grados.

Este horno lo mismo que los II y V de la fábrica principal tienen electrodos de carbón. La carga del horno varía entre 3.000 y 4.000 KW. La producción anual es de 12.000 toneladas de hierro bruto para el procedimiento Siemens-Martin.

En la Suecia septentrional se utiliza el grandioso salto de agua Porjus como fuente de energía, y en lo principal se producen aleaciones en 3 hornos, de los cuales el mayor tiene una capacidad de 2.400 KW, mientras que los dos demás trabajan con 600 KW. Todos los hornos van provistos de electrodos de fondo y sirven principalmente para producir ferrosilicio y ferromanganeso.

En el año de 1917 fué montada una fábrica con 2 altos hornos eléctricos, pero la puesta en servicio de ellos no se hizo antes de 1919 y 1920. El GRABADO 2 (anexo 1) muestra un corte transversal de uno de los hornos. La carga es de 3.000 a 3.400 KW. Existen 6 electrodos redondos de 600 mm. de diámetro. La tensión secundaria es regulable en 8 grados entre 50 y 100 voltios. Las demás disposiciones son exactamente las mismas que en las instalaciones ya discutidas.

El horno I estaba en marcha por un año aproximadamente, el horno II sólo unos 5 meses. En 1921, a causa de la situación económica, era necesario poner fuera de servicio los hornos. El CUADRO DE CIFRAS 1 enseña los resultados prácticos obtenidos desde el 6/1 hasta el 25/8/1920 con el horno I y desde el 12/10/1920 hasta el 18/2/21 con el horno II.

El elevado consumo de electrodos del horno II es debido al hecho de que se trata aquí aún de material producido durante la guerra.

El horno I marchó por medio año en parte para producir fundición Siemens-Martin y en parte para fundición destinada a moldeo. La

CUADRO DE CIFRAS 1

MATERIAL	HORNO I		HORNO II	
	en conjunto Kg.	por ton. de fundición Kg.	en conjunto Kg.	Por ton. de fundición Kg.
Mineral de Kiiruna	2.625.360	415,2	991.065	352,3
Mineral de Tuolluvaara	7.058.300	1.116,4	3.022.430	1.074,3
Eslique de Gellivara	34.290	5,5	177.231	63,0
Mineral en conjunto.....	9.717.950	1.557,1	4.190.726	1.489,6
Escoria Bessemer.....	155.660	24,6	92.115	32,7
Piedra caliza	400.600	63,4	152.420	54,2
Adiciones en conjunto	10.274.210	1.625,0	4.435.261	1.576,5
	HI.	HI.	HI.	HI.
Carbón vegetal neto	139.480	22,1	62.632	22,3
	Kg.	Kg.	Kg.	Kg.
Electrodos bruto.....	3.456	5,3	25.824	9,2
	KW-h	KW-h	KW-h	KW-h
KW-h por horno.....	15.487.200	2.450,0	7.376.900	2.622,0
	Kg.	Kg.	Kg.	Kg.
Fundición producida	6.322.412	—	2.813.390	—
Tiempo de trabajo.....	5.505 h. 22 m.	53 min.	2.764 h. 50 m.	99 min.
Parada	175 h. 37 m.	—	88 h. 10 m.	—
Tiempo total	5.680 h. 50 m.	54 min.	2.853 h.	1 h.
Parada en % del tiempo total ...	3,09%	—	3,09%	—
Carga media durante el trabajo ..	2.820 KW.	—	2.668 KW.	—
Relación del hierro bruto al mine- ral.....	65,06%	—	67,13%	—
Relación del hierro bruto a la car- ga total	61,54%	—	63,43%	—

cantidad y la clase del hierro producido se desprenden del CUADRO DE CIFRAS 2.

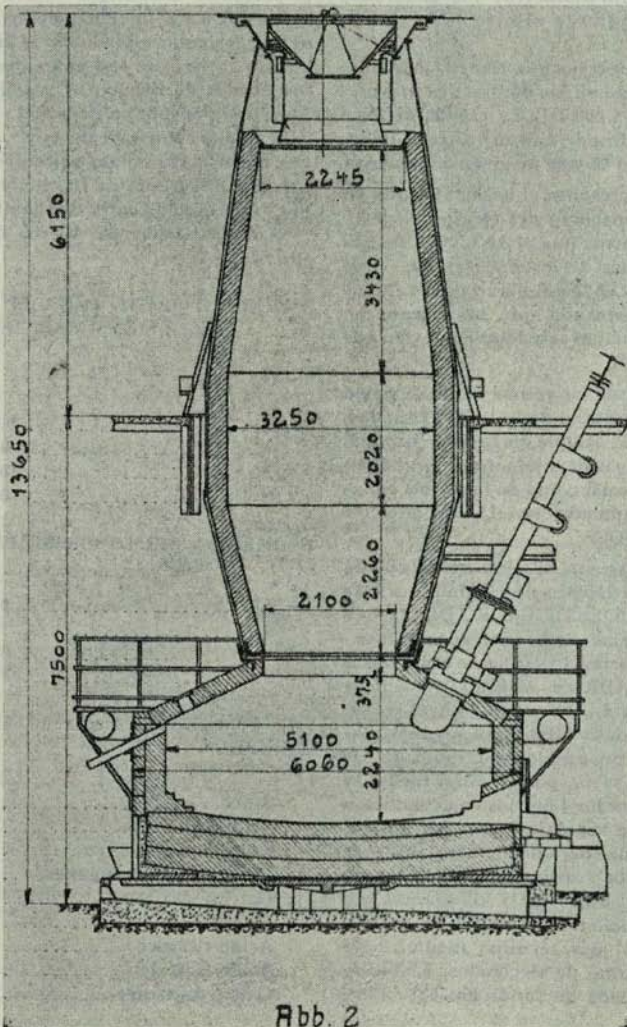
CUADRO DE CIFRAS 2

Clase de hierro	Horno I		Horno II	
	Tons.	%	Tons.	%
Hasta 0,5% Si	2.490	39,4	1.031	36,6
0,5 a 1,0% Si	2.100	33,2	676	24,1
Más de 1% Si.....	1.732	27,4	1.106	39,3
	6.322	100,0	2.813	100,0

La fundición se distinguió por un contenido muy escaso de azufre y fósforo debido al empleo principal del excelente mineral de Tuolluvaara.

ALTOS HORNOS ELECTRICOS EN HAGFORS

En la fábrica de Hagfors de la Sociedad de Siderurgia de Uddeholm hay instalados cinco altos hornos eléctricos. Los dos primeros hornos fueron construídos por la Sociedad Elektrometall, los demás por E. Fornander, Ingeniero de la Sociedad Hagfors.



La Sociedad de Uddeholm posee cuatro centrales, cuya usina se encuentra en Foreshultforsen, teniendo una capacidad de 21.000 HP. Las otras tres centrales se hallan cerca de Maltaforsen y tienen cada una unos 4.000 HP, de modo que la capacidad total de estas centrales se eleva a 33.000 HP.

Dicha central suministra una corriente alterna trifásica de 25 períodos y 12.000 voltios de tensión. Para cada uno de los hornos hay 3 transformadores que disminuyen la corriente primaria de 50 a 100 voltios. El voltaje por electrodo varía entre 35 a 50 voltios y 15 a 18.000 amperes. Cada horno tiene 6 electrodos redondos de 600 mm diámetro; los electrodos dispuestos uno en frente al otro están en una misma fase.

Los tres primeros hornos tienen cada uno 3.000 HP de capacidad, los dos hornos mayores cada uno 4.000 a 5.000 HP. La cabida de los 3 primeros hornos importa 70 m³ c/u., la de los dos nuevos hornos 80 y 90 m³ respectivamente.

El ANEXO 2 representa el desarrollo que ha tomado en el transcurso del tiempo el perfil del horno I, mientras que el ANEXO 3 enseña los últimos perfiles de los hornos II a V. El grabado 3, ANEXO 4, es el plano de detalle de un horno, demostrando que los hornos en Hagfors en lo principal son del mismo tipo que los en Domnarfvät.

El mineral sale de las minas de la Sociedad de Uddeholm. Se tratan minerales de Finmosse, Taberg, Nordmark, esliques de Taberg, mineral de Stållberg y escoria de manganeso. El análisis de tales minerales así como de la piedra caliza empleada está indicado en el CUADRO DE CIFRAS 3, ANEXO V.

En el mes de Agosto de 1926 he estudiado detenidamente la fábrica de Hagfors durante larga permanencia. En el CUADRO DE CIFRAS 4 están indicadas las cifras obtenidas en la explotación de los hornos I y III desde el 4/7 hasta el 7/8, y en el CUADRO 5, ANEXO 7, las cifras de los hornos IV y V desde el 18/7 hasta el 7/8. Además los cuadros 4 y 5 expresan los materiales y cantidades consumidos por tonelada de fundición. Como se ve, por término medio se han consumido por los 4 hornos en explotación 24,1 hl. de carbón vegetal. Según las indicaciones de la Oficina sueca de hierros, 1 hl. pesa 15 kilogramos; por consiguiente el consumo de carbón vegetal es de 361,5 kilogramos por tonelada de fundición. El consumo de energía eléctrica importa, por término medio, 2.575 KW-h, y el consumo de electrodos, 5,59 kilogramos por tonelada de fundición.

Los gases tienen la siguiente composición:

	%
CO ₂	16,9
CO	66,1
H ₂	14,3
CH ₄	0,4
N ₂	2,0

Resultan por tonelada de fundición 730 a 750 m³ de gas que salen del horno con una temperatura de sólo 50°.

Los gases son lavados con objeto de eliminar el polvo, de modo que este último importa menos de 0,5 g/m³. Parte de los gases vuelven al horno siendo sopladados en el laboratorio para enfriar la bóveda. Los gases pasan entonces a los hornos de recalentar y al horno Siemens Martin de la fábrica de acero.

El poder calorífico de 1 m³ de los gases se calcula en 2.420 cal., lo que corresponde a 1.790 cal. por kilogramo de fundición y a 4.954 cal. por kilogramo de carbón vegetal.

La composición del hierro bruto es la siguiente:

A) HIERRO BRUTO PARA EL HORNO SIEMENS-MARTIN

	%
Si	0,2 a 1
Mn	0,6 a 1,2
P	0,018
S	0,008 a 0,018

B) HIERRO BRUTO BESSEMER

	%
Si	0,3 a 1,2
Mn	2,2 a 3,3
P	0,018
S	0,008 a 0,016

La composición media de la escoria es la siguiente:

	%
Sílice	36,2
Alúmina	6,6
Protóxido de hierro	1,1
Protóxido de manganeso	1,1
Cal	35,5
Magnesia	19,1
Acido titánico	0,1
Acido fosfórico	0,016
Calcio de azufre	0,185

La cantidad de la escoria por tonelada de hierro bruto es de 600 a 650 kilogramos. No es utilizada en Hagfors.

Mineral de hierro	1.750 kg. a Cor, 10	Cor, 17,50
Piedra caliza	275 ,, ,, ,, 8	,, 2,17

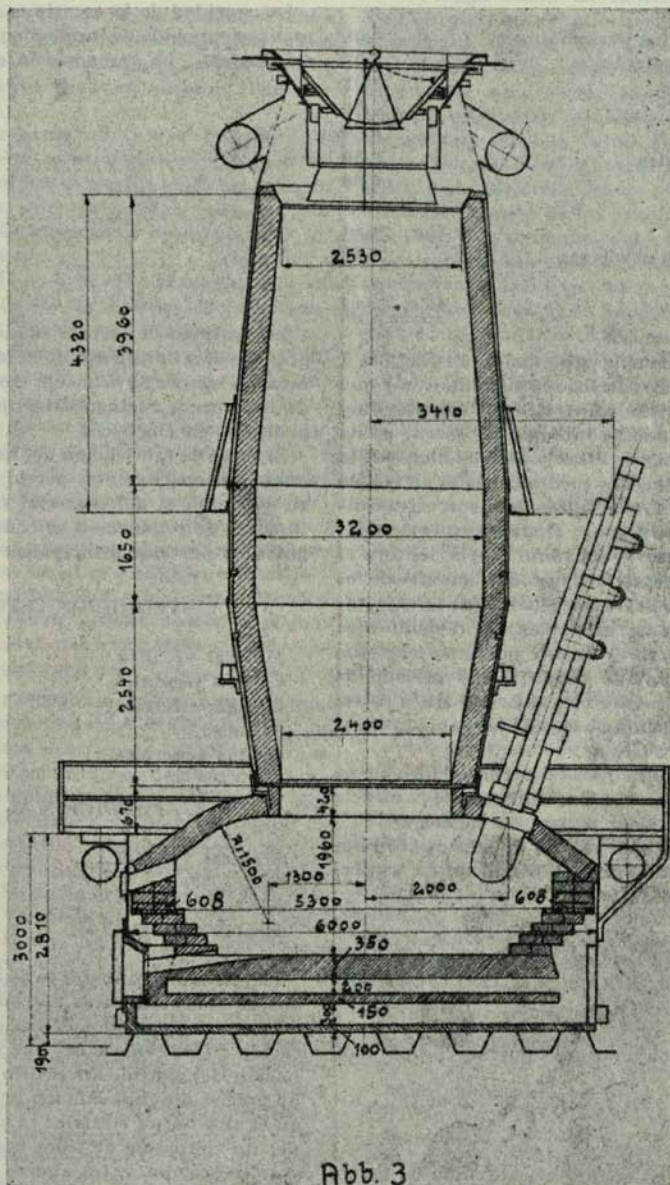


Abb. 3

El costo de producción del hierro bruto, expresado en Coronas suecas, era el siguiente:

Escoria	56 ,, ,, ,, 6	,, 0,34
Carbón vegetal.....	24 bl. ,, ,, 1	,, 24

Electrodos	6 kg. kg. a Cor. 0,35 Cor. 2,10
Energía eléctrica para fusión	2.540 kw-h ,, ,, 0,005 ,, 13,71
Energía eléctrica para motores	1,01
Material de explotación	1,01
Jornales	5,92
Reparaciones	2,71
Transportes	0,59
Gastos generales	4,58
Amortización	6,00
	<hr/>
	Cor. 80,64
Abono por 700 m ³ de gas	7,00
	<hr/>
	Cor. 73,64

Si se considera la explotación en Hagfors a base de los datos arriba reproducidos, hay que observar que los minerales no son de muy buena calidad. El contenido de hierro oscila entre 52,6 y 56,0%. El contenido de hierro de la mezcla de mineral y piedra caliza se eleva sólo a 46,9 hasta 48,9%. Tales cifras son extraordinariamente bajas para el alto horno eléctrico. Si no obstante el consumo de corriente y el de carbón vegetal quedan todavía dentro de los límites indicados, esto prueba que la explotación funcionaba muy bien. Esto demuestra también las relativamente pocas paradas que se han presentado durante este período de trabajo. Solamente con el horno III, a causa de una reparación de la bóveda, había una parada bastante larga.

De esto resulta que la marcha del alto horno eléctrico, hasta con un contenido de la mezcla (mineral y piedra caliza) de menos de 50% y una cantidad de escoria de más de 600 kilogramos por tonelada de hierro bruto, es perfectamente regular.

CALCULO DE LA CANTIDAD DE MATERIAL EN EL ALTO HORNO ELECTRICO CON MINERAL "EL TOFO"

La fundición tendrá la siguiente composición

C=3,8%, Si=0,5%, Mn=1,0%, P=0,08%, S=rastrós.

Teniendo en cuenta el contenido de hierro de la escoria y la pérdida por reducción en polvo, se necesitan 1.516 kilogramos de mineral por tonelada de fundición. La adición de piedra caliza pura se calcula en 135,5 kilogramos

o sean 92 kilogramos por tonelada de mineral. El contenido de hierro de la mezcla (mineral + piedra caliza) importa, pues, 58,6% contra 47,9% (promedio de Hagfors).

La cantidad de la escoria es de 152 kilogramos por tonelada de fundición (600 kilogramos en Hagfors). La composición es la siguiente:

	%
SiO ₂	41,7
CaO	50,8
FeO	0,5
MnO	2,2
Al ₂ O ₃	1,8
MgO	0,2
K ₂ O	2,5

La cantidad de escoria es muy escasa y por lo tanto el rendimiento de la mezcla es sumamente elevado. Se aconseja emplear la escoria de los hornos Siemens-Martin como adición al alto horno eléctrico.

El costo de fabricación del hierro bruto producido eléctricamente, por lo general es más elevado que el del material fundido a coke. El costo de producción se compone de las siguientes partidas principales:

A.—FUNDICION ELECTRICA

Mineral y caliza.
Carbón vegetal.
Energía eléctrica.
Jornales.
Gastos generales.

B.—FUNDICION AL COKE

Mineral y caliza.
Coke.
Jornales.
Gastos generales.

La partida de mineral es de igual tamaño en ambos casos, mientras que en la fundición al coke se necesita más caliza para la escorificación de las cenizas de coke y para la combinación del azufre. En el alto horno eléctrico no precisa ninguna adición para ello. Además, en el alto horno eléctrico la escoria puede tener un contenido de sílice notablemente mayor. Habrá, pues, un ahorro considerable de caliza, el cual es importante dado el elevado precio de la piedra de cal.

Los gastos generales serán aproximadamente los mismos en ambos sistemas; por el contra-

rio los gastos por jornales son algo más reducidos en el sistema eléctrico, porque se suprime el cuidado de los calentadores del aire y hay menos material a transportar al horno. Los gastos por corrientes, electrodos, carbón vegetal, tienen pues que corresponder a los gastos por coke, a fin de que ambos sistemas sean equivalentes desde el punto de vista económico.

Según el informe que tengo a la vista, el carbón de Lebu es muy rico en gas y en tal informe se indica el rendimiento en coke en solo 65%. Por consiguiente se necesitan por lo menos 1.400 kilogramos de carbón por tonelada de coke.

Por tonelada de fundición se necesitan 2.500 KW-h, además 350 kilogramos de carbón vegetal y 6,5 kilogramos de carbón para electrodos. Como no conozco los precios que rijan en ésa, es necesario que el cálculo comparativo sea hecho en ésa.

Otras ventajas del sistema eléctrico, que no pueden expresarse en dinero, descansan en la mayor pureza del hierro bruto, el cual en el horno Siemens-Martin puede transformarse en acero mucho más rápidamente que la fundición al coke rica en azufre, y además principalmente en el procedimiento casi forzoso de la marcha del alto horno eléctrico contra la marcha del alto horno a coke, la cual a causa de la calidad inferior del coke acarrearía muchas interrupciones.

En ambos procedimientos se obtienen como productos secundarios el gas y la escoria. En el alto horno eléctrico, la cantidad del gas se eleva a unos 600 m³ por tonelada de fundición. Se trata de un gas que, debido a su elevado poder calorífico y su poco contenido de azufre, se presta de modo excelente para el servicio del horno Siemens-Martin. En el alto horno a coke, la cantidad del gas se eleva a unos 4.000 m³ por tonelada de fundición. De esta cantidad se necesita un 10% para la calcinación del mineral, un 30% para el servicio de los calentadores del aire y un 20% para los servicios mecánicos, como son soplantes, montacargas, bombas, etc., de modo que se dispone aún de un 40% para otros fines. Este 40% corresponde por tonelada de fundición a 1.600 m³ de gas con 900 cal. = 1,44 millones de cal. Con el alto horno eléctrico se dispone de todos los 600 m³ desarrollados con 2,400 cal. = 1,44 millones de cal. Estos últimos tienen sin embargo un valor mucho mayor, pues su poder calorífico es considerablemente más elevado. El gas procedente del alto horno a coke no puede

emplearse en el horno Siemens-Martin sin mezcla de gas de generadores.

En el alto horno a coke, el recalentamiento de la carga existe en medida mucho más extensa que en el alto horno eléctrico. En el primero, el peso del gas desprendido es casi el doble del peso de toda la carga. Esta durante su descenso en el horno es recalentada en medida abundante por los gases ascendentes y por lo tanto llega suficientemente preparada al laboratorio del horno. En el alto horno eléctrico las condiciones son muy distintas. El peso de los gases es sólo un tercio, poco más o menos, del peso de la carga, y por consiguiente no es posible con las pequeñas cantidades de los gases ascendentes recalentar la carga de modo que llegue con temperatura suficiente al laboratorio donde principalmente ocurre la reducción.

Ahora bien, para conseguir un recalentamiento suficiente, los gases desprendidos del horno y librados del polvo por aguas, son reconducidos parcialmente en circulación al horno con el objeto ya mencionado de efectuar el enfriamiento de la bóveda. Más importante aún es la otra tarea de los gases circulantes. El calor que existe en el laboratorio en medida demasiado elevada, es por esto transmitido a la carga. Entre los electrodos reina una temperatura de aproximadamente 3.000°, la cual es disminuida y repartida por los gases que entren.

En el laboratorio, el ácido carbónico de los gases en contacto con el carbón vegetal candente es transformado en óxido de carbono que entonces, a su vez, presta trabajo de reducción en la cuba superior en contacto con el mineral.

En el alto horno a coke, la cantidad del combustible consumido se halla las más de las veces en relación directa al contenido de hierro de la carga. En el alto horno eléctrico, la cantidad del combustible no depende del contenido de hierro de la carga. Aquí el combustible sólo sirve para la reducción, mientras que en el alto horno a coke sirve para la producción de calor y para la reducción.

Para obtener una tonelada de hierro del mineral, hay que sustraer a los minerales 267 a 300 m³ de oxígeno según el grado de oxidación; con tal objeto precisa cierta cantidad de carbono del carbón vegetal. La cantidad del combustible varía, pues, solamente en pequeños límites en el alto horno eléctrico y depende principalmente del contenido de ácido carbónico de los gases, puesto que el ácido carbónico es capaz de absorber una parte en volu-

men de oxígeno, mientras que el óxido de carbono puede sustraer al mineral sólo la mitad de una parte en volumen.

Por consiguiente, en el alto horno eléctrico hay que aspirar a obtener un gas con la mayor cantidad de ácido carbónico. De este modo, sin embargo, se disminuye la cantidad del gas así como su poder calorífico.

Durante el enfriamiento y el lavado de los gases, éstos se saturan con agua. Tal vapor de agua es pues también conducido al horno juntamente con los gases y descompuesto en contacto con el carbón vegetal candente, originando la formación de hidrógeno y óxido de carbono. A este proceso se atribuye el contenido de hidrógeno en parte muy elevado de los gases de alto horno eléctrico. Sin embargo, al mismo tiempo el agua lleva aún oxígeno en el sistema, por lo que la cantidad de los gases es aumentada.

En el alto horno eléctrico, los minerales son cargados en estado no calcinado. Tal horno es capaz de tratar hasta minerales difícilmente reducibles sin preparación previa. Esto no acontece en el alto horno a coke. Si este horno marcha con carbón vegetal, los minerales difícilmente reducibles tienen que ser previamente calcinados. Si la marcha se hace con coke, los minerales no calcinados pueden emplearse solamente hasta cierta cantidad, pues de lo contrario el alto horno no trabajaría económicamente. En la provincia del Rhin y en Westfalia con los grandes altos hornos no se ha sobrepasado en mucho el 55% en la mezcla con la adición de magnetita sueca difícilmente reducible.

CONSIDERACIONES FINALES

El servicio de los hornos eléctricos para la producción de hierro bruto ha pasado desde largo tiempo ya al estado de ensayos. En Suecia el número de los altos hornos eléctricos se elevó, en 1927, a 18 que produjeron un 20% de la cantidad total de la fundición sueca. En estos últimos años se ha empezado la producción de fundición eléctrica con tres hornos en Noruega, tres hornos en Italia, dos hornos en el Brasil y con un horno en el Japón.

El horno eléctrico requiere un mineral con abundante contenido de hierro, a fin de que la

cantidad de escoria resulte lo más reducida posible, pues de lo contrario el consumo de energía llegaría a ser demasiado elevado. Este elevado contenido de hierro existe en el mineral "El Tofo", siendo, con una sola excepción, más alto que el contenido de hierro de los minerales fundidos en Suecia en el alto horno eléctrico. Respecto de la calidad del mineral, pues, las condiciones son igualmente favorables tanto para el alto horno a coke como para el eléctrico, prescindiendo del hecho de que para el alto horno a coke el mineral tiene que ser calcinado.

Para el alto horno a coke, sin embargo, la calidad del coke obtenido del Carbón Lebu es hasta ahora una incógnita, y todavía es dudoso si con este coke se puede hacer marchar un alto horno suficientemente elevado para la reducción de minerales duros y densos.

En el alto horno eléctrico, el carbón vegetal no sirve más que para la reducción, no siendo utilizado como combustible.

En Suecia se emplea en el alto horno eléctrico exclusivamente carbón vegetal de madera de pino. En Hagfors se usa tan solo carbón vegetal de desperdicios de madera. Entre todas las clases de madera, el pino da el carbón vegetal más ligero. Con esto, pues, es probado que carbón vegetal de cualquier naturaleza puede servir en el alto horno eléctrico como agente reductor, y por lo tanto hay la seguridad de que también en Chile se puede fabricar un carbón vegetal apropiado para el servicio del alto horno eléctrico.

El combustible para el alto horno eléctrico es la electricidad, la cual en Chile tiene la misma calidad y naturaleza que en Suecia. La condición a imponer no estriba en la calidad sino en el precio.

CONCLUSION

En el alto horno a coke la calidad del coke es un factor de la incertidumbre y por lo tanto la instalación de un alto horno a coke debe ser considerada como riesgo que eventualmente se terminará con un fracaso.

En el horno eléctrico no existe ningún factor incierto. Por consiguiente es preferible instalar un alto horno eléctrico, con tal que la energía eléctrica pueda obtenerse a buen precio.

CUADRO DE CIFRAS 3

ANÁLISIS DE MINERALES, PIEDRA CALIZA Y ESCORIA DE MANGANESO

	Finmos- se	Nord- mark	Taberg	Eslique Taberg.	Agluti- nado Taberg.	Ställ- berg	Mine- rales Dyvik	Caliza Nord- mark	Escoria de man- ganeso
SiO ₂	13,45	11,40	9,90	6,50	—	6,95	5,75	5,50	37,10
Al ₂ O ₃	1,05	2,10	0,93	1,20	—	1,05	3,24	0,92	3,46
TiO ₂	—	—	—	—	—	—	—	—	—
FeO	21,73	27,54	15,55	26,61	2,54	25,28	—	—	1,83
Fe ₂ O ₃	48,14	48,93	63,59	57,71	82,67	44,48	86,24	2,03	—
Fe ₃ O ₄	—	—	—	—	—	—	—	—	—
MnO	0,68	0,70	0,65	0,71	—	6,66	0,63	—	18,61
MnO ₂	—	—	—	—	—	—	—	0,63	—
CaO	6,45	4,60	4,25	3,78	—	4,37	rastros	45,57	28,66
MgO	6,96	4,56	4,96	4,11	—	3,26	0,48	0,10	5,30
P ₂ O ₅	0,009	0,017	0,009	0,011	—	0,017	0,007	0,005	0,039
S	0,020	0,081	0,048	0,036	0,029	0,021	—	0,037	0,091
Pérdida por recocido	—	—	—	—	—	7,35x)	3,58	39,06	—
Fe	50,60	55,70	56,59	61,07	59,85	50,49	60,35	1,42	1,42
Mn	0,53	0,54	0,50	0,55	—	5,16	0,49	0,40	14,41
P	0,004	0,0075	0,004	0,005	—	0,0075	0,003	0,002	0,017

x) de que 3,20 grafito.

CUADRO DE CIFRAS 4

RESULTADOS PRACTICOS OBTENIDOS CON LOS LATOS HORNOS ELECTRICOS I y III
HAGFORS 1926

MATERIALES CONSUMIDOS	Horno I 4/7 al 7/8		Horno III 4/7 al 7/8	
	Kg.	%	Kg.	%
Mineral de Finmosse				
Mineral Taberg.....	1.006.660	60,1	862.580	58,6
Mineral Nordmark	193.900	11,6	190.380	12,8
Eslique Taberg	40.980	2,4	36.210	2,5
Mineral Ställberg.....	312.210	18,6	278.305	18,8
Escoria de Manganeso	121.610	7,3	108.630	7,3
	1.675.370	100,0	1.483.105	100,0
Piedra caliza	204.900	12,2	181.050	12,2
	1.880.260	112,2	1.664.155	112,2
Carbón vegetal	Hl.	21.984	Hl.	19.664
Electrodos.....	Kg.	4.678	Kg.	3.931
Energía eléctrica	KW-h.	2.420.600	KW-h.	2.213.500
Paradas.....	Horas	7,8	Horas	81,0
Fundición producida	Kg.	887.530	Kg.	780.425
Fundición de mineral	%	53,0	%	52,6
Fundición de mineral y caliza....	%	47,2	%	49,6
POR 1 TON. DE FUNDICION				
Carbón vegetal	Hl.	24,7	Hl.	25,2
Energía eléctrica	KW-h.	2.726	KW-h.	2.835
Electrodos.....	Kg.	5,27	Kg.	5,04
Producción en 24 horas.....	Kg.	25.593	Kg.	24.672
Carga media	KW. ..	2.909	KW.	2.916

ANEXO 7

CUADRO DE CIFRAS 5

RESULTADOS PRACTICOS OBTENIDOS CON LOS ALTOS HORNOS ELECTRICOS IV y V
HAGFORS 1926

MATERIALES CONSUMIDOS	Horno IV ^{x)} 18/7 al 7/8		Horno V 18/7 al 7/8	
	Kg.	%	Kg.	%
Mineral Finmosse	251.540	22,7	473.560	22,0
Mineral Taberg.....	268.050	24,2	488.705	22,7
Mineral Nordmark	71.480	6,5	140.320	6,5
Mineral Dyvik	107.220	9,7	245.560	11,4
Eslique Taberg	107.220	9,7	175.400	8,1
Mineral Stallberg.....	—	—	—	—
Aglutinado Taberg	265.350	24,0	558.090	26,0
Escoria de manganeso	35.740	3,2	70.160	3,3
	1.106.600	100,0	2.151.795	100,0
Caliza	169.765	15,3	315.720	14,6
	1.276.365	115,3	2.467.515	114,6
Carbón vegetal	Hl.	14.320	Hl.	28.104
Electrodos.....	Kg.	3.137	Kg.	8.391
Energía eléctrica.....	KW-h.	1.422.500	KW-h.	2.936.800
Paradas	Horas	—	Horas	23,6
Fundición producida	Kg.	617.177	Kg.	1.206.000
Fundición de mineral.....	%	55,8	%	56,0
Fundición de mineral y caliza.....	%	48,4	%	48,9
POR 1 TON. DE FUNDICION				
Carbón vegetal	Hl.	23,2	Hl.	23,3
Energía eléctrica.....	KW-h.	2.306	KW-h.	2.425
Electrodos	Kg.	5,08	Kg.	6,96
Producción en 24 horas.....	Kg.	29.390	Kg.	35.453
Carga media	KW.	2.822	KW.	3.579

(x) Este horno fué puesto en servicio el 15 de Julio con nuevo revestimiento.

Dusseldorf, Agosto 15 de 1930.

HIDROGENIZACION ADAPTADA A LAS REFINERIAS DE PETROLEO (1)

POR

M. W. BOYER

Director of Development and Research Standard Oil Company of Louisiana, Baton Rouge, La.

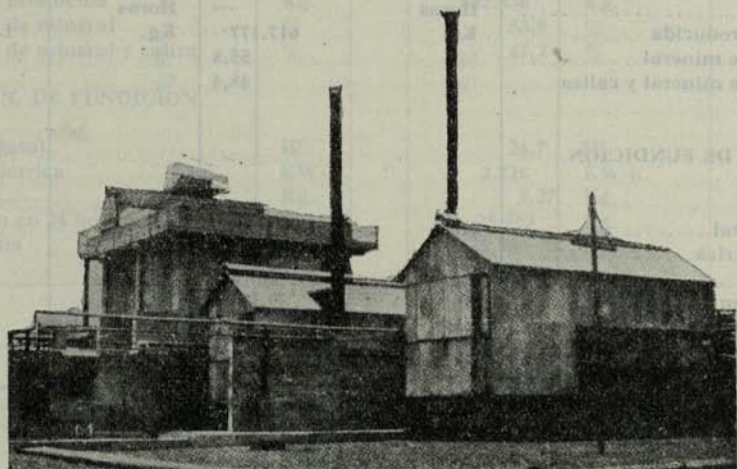
Presentado en Diciembre 9, a la reunión del American Institute of Chemical Engineers, en New Orleans, bajo el título «Aplicaciones de la hidrogenización a la refinación de petróleo».

Hace tres y medio años la Standard Oil Company (N. Y.), se unió con la I. G. Farbenindustrie para ampliar y comercializar el proceso de hidrogenación. Como resultado se construyó en la refinería de Baton Rouge de la Standard Oil Company, en Louisiana, un laboratorio de alta presión para el desarrollo y estudio de la hidrogenación. Los trabajos preliminares de la I. G. se aplicaron a la conversión de carbón, lignito, alquitrán y asfaltos, en gasolina y otras fracciones ligeras. Mientras el trabajo experimental en Baton Rouge se continuaba según estas líneas, se daba importancia

a la ampliación del procedimiento con el objeto de aplicarlo en la industria del petróleo.

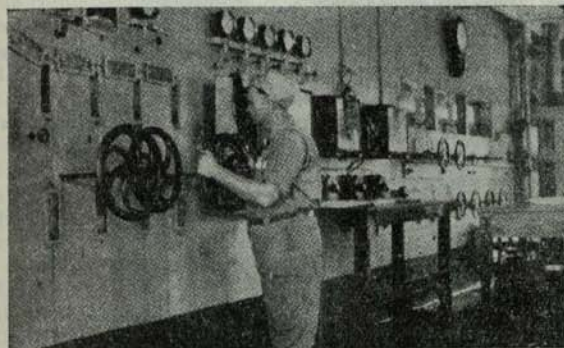
Inicialmente, todas las experiencias de Baton Rouge se verificaron en una pequeña planta de 1/2 barril de capacidad diaria. Este trabajo indicó sin embargo muchas posibles aplicaciones de la hidrogenación, y condujo al proyecto y construcción de una planta semi-comercial con una capacidad aproximada de 100 barriles diarios, para ser operada con una presión alrededor de 3,000 libras por pulgada cuadrada. Con equipo de esta naturaleza, era posible estudiar el proceso en una escala más próxima a la de una base comercial; al mismo tiempo se obtendrían datos de ingeniería y experiencia en la operación. Esta planta piloto, desde su terminación, hace dos y medio años,

(1) Traducido de Chemical and Metallurgical Engineering, Diciembre 1930, por el ingeniero don Rodolfo Mebus.



1.—Planta experimental de hidrogenación de la Standard Oil Company

ha trabajado continuamente en las varias aplicaciones del proceso, con excepción de pequeñas interrupciones para inspección, reparación o ligeras modificaciones en el equipo. Con esta planta se efectuó un trabajo ininterrumpido de alrededor de tres meses; al final de este tiempo se paralizó voluntariamente el trabajo, para inspeccionar el equipo. Fotografías que muestran varios aspectos del equipo de la pequeña planta y de la planta piloto se ven en figs. 1-5.



2.—Tablero de operación de la planta experimental

El hidrógeno para las necesidades completas del laboratorio, se fabrica en el mismo sitio, en una planta semi comercial, la que ha dado valiosas informaciones de ingeniería y experiencia de operación. Tanto gas natural como gas de refinería se ha usado para la producción de hidrógeno. Una vista de la planta se muestra en la fig. 6.

Este programa de investigación y desarrollo ha hecho posible el diseño del equipo para una planta que trabaje a escala comercial. Actualmente hay en los EE. UU., en operación o construcción, tres plantas, cada una con una capacidad de 5,000 barriles diarios. Producción a plena capacidad es un hecho desde mediados de año en la refinería Jayway de la Standard Oil Company of New Jersey. En adición a la planta de Bayway, otras dos se encuentran en construcción; una en la refinería de Baton Rouge de la Standard Oil Company of Louisiana, y la otra en la refinería de Baytown de la Humble Oil y Refinery Company. La planta de Baton Rouge estará terminada y puesta en operación a principios de la primavera, y la de Baytown a mediados del año entrante.

En las diferentes aplicaciones que tiene el proceso de hidrogenación, la marcha del ma-

terial es similar. Hidrogenación aplicada al petróleo, consiste en poner en contacto el hidrógeno con el material a tratar, bajo condiciones adecuadas de presión y temperatura, en presencia de catalizadores que facilitan la reacción, y en seguida condensar los productos de reacción y separar el líquido del gas no usado.

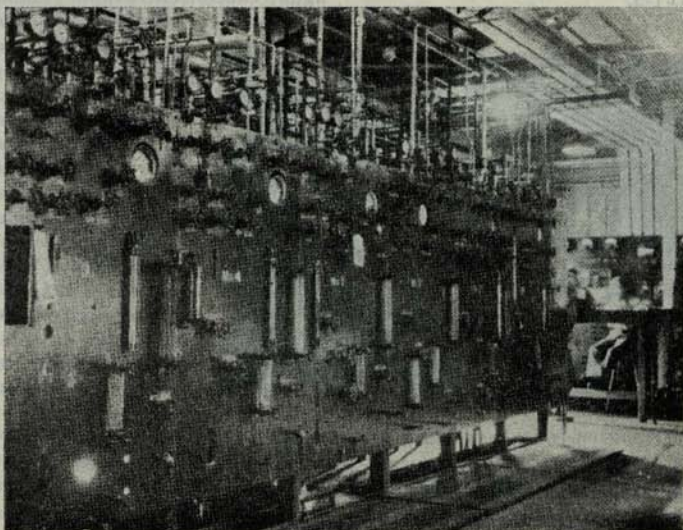
El hidrógeno se produce por algunos de los métodos conocidos como ser: electrolisis del agua, reacción entre vapor y cualquier material sólido que contenga carbono o hidrocarburos. La elección del método depende principalmente de las condiciones económicas existentes en el sitio en que se ubicará la planta. Debido a que los catalizadores usados en este proceso no son envenenados por compuestos azufrados o similares, como pasa con los catalizadores usados en la fabricación del amoníaco o en la hidrogenación de aceites vegetales, no es necesario usar hidrógeno de un alto grado de pureza. La existencia corriente de gas natural o de refinerías, en las cercanías de ésta, hace deseable su uso en la producción

del hidrógeno. La fabricación del hidrógeno a partir de estos materiales se acompaña con su reacción sobre vapor, siendo los productos finales hidrógeno y anhídrido carbónico. El anhídrido carbónico puede ser eliminado mediante lavado con agua, o por otro método conocido, produciéndose así hidrógeno de pureza suficiente para ser usado en el proceso. La reacción indicada anteriormente es posible, debido al uso de catalizadores convenientes.

El hidrógeno se bombea al sistema mediante compresores especiales a una presión aproximada de 3,000 libras por pulgada cuadrada, mezclado con gases no usados, vueltos al ciclo. Los gases mezclados y el aceite que se va a tratar, pasan a través de un intercambiador de calor, a un serpentín de calentamiento, donde son pre-calentados hasta la temperatura deseada. El aceite y la mezcla de gases, después de ser pre-calentados, se introducen en la cámara de reacción, donde se encuentran los catalizadores convenientes. Los productos de la reacción y los gases no usados, pasan en seguida por un intercambiador de calor, donde gran parte de su calor es transmitido a la mezcla entrante; de aquí van finalmente al

enfriador. Después del enfriamiento, la separación del líquido de los gases, se efectúa en un separador a alta presión. De este separador, el líquido es sacado a presión atmosférica, y los gases a presión algo inferior, y lavados si es necesario, haciéndolos recircular a la corriente de gases frescos. El tratamiento siguiente de los líquidos, depende del fin que se desea obtener.

ALGUNOS ASPECTOS DEL PROCESO.—Es importante indicar que el proceso se presta para varias aplicaciones de interés primordial en la industria del petróleo. Resulta que es posible para los refinadores cambiar el tipo de operación para adaptarlos a sus necesidades especiales o demandas del mercado, sin incurrir en largas y costosas interrupciones por cambios mecánicos.



3.—Vista del tablero de operación de una planta de pequeña escala y de alta presión

Compuestos sulfurados presentes en el material de alimentación son transformados en gran proporción, mediante la reacción de hidrogenación, en hidrógeno sulfurado. La presencia de pequeñas cantidades de hidrógeno sulfurado disueltas en los productos líquidos obtenidos de los sistemas corrientes, es deseable, para someter éstos a un ligero lavado con soda y otro método de depuración.

Por esta breve descripción se ve que el proceso es relativamente simple. Experiencias han demostrado que es posible obtener un control completo de la temperatura, en operaciones prácticamente continuas, mientras no se forme coke. Se han encontrado catalizadores especialmente aptos que no son dañados por ciertos materiales como hidrógeno sulfurado u óxido de carbono, los que hasta ahora presentaban serias dificultades en los procesos de hidrogenación aún usando los mejores catalizadores.

Haslam y Russell (Ind. Eng. Chem., 22, 1930, han indicado otras ventajas resultantes de la flexibilidad de aplicación del proceso, el cual es deseable en grandes unidades debido a la posibilidad de bajar el costo, como consecuencia del incremento de capacidad. Además, la posibilidad de una rápida obsolescencia es reducida, debido a las muchas formas en que el proceso puede ser adaptado eficientemente para ajustarse a los cambios del mercado y características de los crudos.

Cinco importantes aplicaciones del proceso, las que se creen sean de interés inmediato para la industria petrolera, se indicarán someramente. Estas han sido presentadas anteriormente por Haslam y Russell (Oil and Gas Jour, 28, 29, 32, 1930). Estas aplicaciones son:

1.º La conversión de aceites crudos asfálticos, pesados, altamente sulfurados, y residuos de refinería, en gasolina y destilados pobres en

azufre y libres de asfaltos, sin formación de coke.

2.º La transformación de destilados lubricantes de mala calidad, para obtener un alto rendimiento en lubricantes de primera calidad en la relación temperatura-viscosidad, carbón Conradson, punto de inflamación y densidad.

3.º La conversión de fracciones destiladas de aceite combustible inferior, de mal color, o aceites de gas ligeros, a aceites de quemar de alta gravedad, bajo contenido en azufre, color blanco de agua, de excelente características para la combustión, siendo la gasolina el otro producto que se obtiene, a excepción de una pequeña formación de gas.

4.º La desulfuración y estabilización del color y goma de naftas crakeadas, las que son poco estables respecto a la formación de goma y de alto contenido en azufre.

5.º La conversión de aceites de gas parafinosos en buenas gasolinas anti-detonantes, de bajo contenido en azufre, de color estable, gracias a la formación de gomas, sin la producción de coke o alquitrán.

Estas aplicaciones se discutirán en los párrafos que siguen.

CONVERSION DE LOS RESIDUOS DE LAS REFINERIAS.—Esta adaptación del proceso, convierte los crudos asfálticos pesados, altamente sulfurados, y residuos de refinería, en gasolina y aceite de gas, sin formación de coke; además 65 a 85% del azufre es eliminado como hidrógeno sulfurado. La gasolina así formada, debido a su bajo contenido en azufre y a su

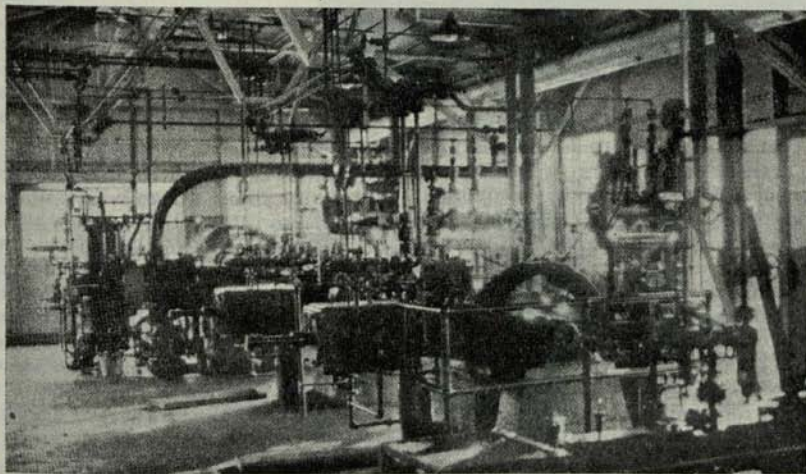
resistencia a la formación de goma, necesita un pequeño tratamiento final para cumplir las especificaciones. Las fracciones restantes de aceite de gas, son de bajo contenido en azufre, y se prestan para la formación de gasolina adicional por craking o hidrogenación.

El procedimiento puede efectuarse de modo que el material de alimentación se convierta en un 100% o más, en volumen, en productos líquidos que contienen más o menos de 5 a 35% de gasolina, con el resto de un punto de ebullición de la serie del aceite de gas. El rendimiento en gasolina puede aumentarse por el reciclo del aceite de gas en la misma unidad, o por la subsecuente hidrogenación del aceite de gas en equipo separado.

La formación de gasolina por los métodos actuales de cracking es acompañada por la producción de coke y alquitrán. En otras palabras, el mejoramiento de las fracciones ligeras a gasolina se verifica a expensas de la degradación de otras fracciones a coke y alquitrán.

Por el contrario, la formación de gasolina por la hidrogenación de materiales asfálticos pesados, se efectúa mediante una valoración de todo el material de alimentación. En resumen, por las operaciones de reciclo ya indicadas, es posible valorizar el total del material de alimentación transformándolo en gasolina, siendo gas el único sub-producto.

Se ve que la adaptación de este procedimiento, promete ofrecer a los refinadores la solución del problema de la sobre-producción



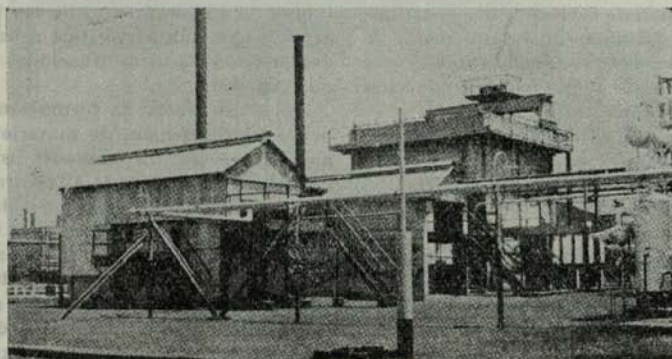
4.—Sala de bombas y compresoras de la planta de experimentación

en fuel oil. Por la combinación de este procedimiento con el de cracking, sería posible controlar la producción de fuel oil en el grado que se desee.

MEJORAS EN LOS LUBRICANTES DE BAJA CALIDAD.—Se ha encontrado que el proceso de hidrogenación puede efectuar grandes mejoras en los destilados lubricantes. Hoy en día, características de primera importancia para un buen aceite de motor son: el índice de viscosidad (2) (indicando una relación pareja entre temperatura y viscosidad), un alto punto de inflamación, y un bajo residuo carbonoso según Conradson. Mientras que muchos de estas características se pueden obtener en destilados de lubricantes naturales, se ha encontrado que no es posible la combinación económica de todas estas propiedades hasta el

TABLA I.—COMPARACION DE ACEITE LUBRICANTE PRODUCIDO POR HIDROGENACION Y POR LOS METODOS CORRIENTES.

	Producido por hidrogenación material de Mid-Continent.	Métodos usuales de refinería	
		Crudos de Pennsylvania.	Crudos de la costa
Gravedad A. P. I. ...	29,8	28,8	19,6
Viscosidad a 100°F .	440	447	533
„ „ a 210°F....	62	62	53
Índice de viscosidad	109	104	0
Pto. inflamación °F	490	425	370
Color (Robinson) ...	15	3	10
% Carbón (Conradson)	0,010	0,62	0,06



5.—Otra vista de la misma planta.

punto deseado, por los presentes métodos de refinación. Sin embargo, por el método de hidrogenación, es posible producir aceites lubricantes del tipo de las parafinas, teniendo una relación deseada temperatura-viscosidad, un alto punto de inflamación y un bajo contenido en carbón (Conradson). Estas cualidades pueden apreciarse mejor observando la TABLA I que muestra 3 clases de aceite para motor S. A. E. Los resultados de la primera columna se refieren a un aceite producido por hidrogenación de un material de Mid-Continent, mientras que la segunda y tercera columna, se refieren a productos obtenidos por los métodos corrientes de refinación de materiales de Pennsylvania y de la costa, respectivamente.

(2) El término «índice de viscosidad» fué introducido por Dean y Davis, Chem. y Met. Eng., 36, 618 (1929) e indica la característica temperatura-viscosidad de los aceites lubricantes.

La combinación, en el aceite de hidrogenación, de un alto índice de viscosidad, alto punto de inflamación y bajo residuo carbonoso, es evidente.

Operando con el procedimiento sobre destilados lubricantes, generalmente se tiene un rendimiento volumétrico de 103 a 104%, basado en la alimentación. El producto hidrogenado cuyas cualidades dependen del material de alimentación y de las condiciones seleccionadas de tratamiento, puede contener 60 a 85% de aceite lubricante, con 5 a 10% de gasolina y 10 a 30% de aceite de gas. Los aceites lubricantes producidos son bastante pobres en azufre; generalmente 80-90% del azufre de la alimentación es eliminado.

De especial importancia para los refinadores es el hecho de poder producirse un aceite para motor de excelente calidad, a partir de una gran variedad de crudos, haciendo posible la selec-

ción de tales materiales, de modo que no se recargue la refinera con gasolinas altamente parafinadas, pobres en propiedades anti-detonantes, como resultado de usar crudos parafinosos.

CONVERSION DE ACEITES COMBUSTIBLES INFERIORES.—Como se podría esperar de la discusión sobre mejoras de aceites lubricantes, aceites combustibles de mala calidad responden ampliamente al proceso de hidrogenación. Materiales como los de California, pesados de Mid-Continent, y destilados de la costa, dan aceites quemantes de propiedades iguales a los productos de Mid-Continent y Pensylvania. En algunos casos se ha obtenido la eliminación de hasta un 98% de azufre en la alimentación, de modo que después de reducir la viscosidad y punto de inflamación, se obtienen productos comerciales sin más que un pequeño tratamiento final.

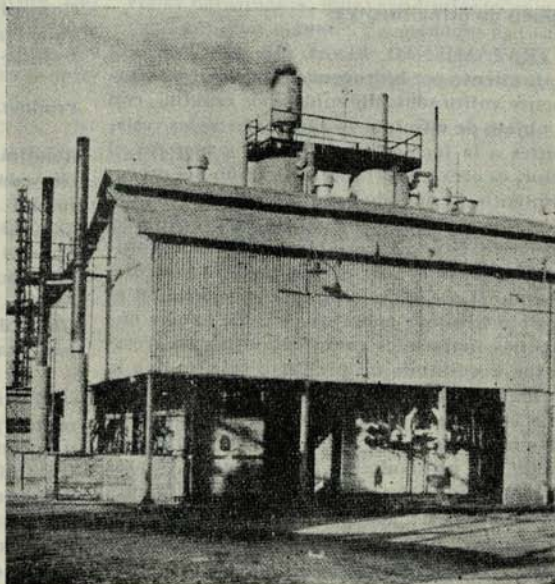
En esta aplicación del procedimiento, como en las descritas anteriormente, se obtiene un rendimiento volumétrico de los productos hidrogenados, superior a 100%. Cien barriles de material de alimentación rinden 103 a 105 barriles de producto con 65 a 85% de aceite quemante de alta calidad, con un producto restante de bajo contenido en azufre, gasolina resistente a la producción de goma, de propiedades anti-detonantes igual a las de las gasolinas producidas por cracking de aceites de gas de Mid-Continent. Resultados obtenidos con productos de esta clase se indican en tabla II.

TABLA II.—HIDROGENACION DE ACEITES COMBUSTIBLES PROVENIENTES DE LA DESTILACION.

	Mid-Continent (de bajo grado)	California
Gravedad A. P. I.	40,2	36,1
Viscosidad a 60° F.	485	600
% Azufre.....	0,221	0,202
% de aceite Vis. "400"	58	30
A. P. I. del aceite Vis. "400" ..	41,2	38,9

Productos:

Recuperación volumétrica ...	105	101,7
A. P. I. del producto total ...	49	52,9
% Azufre del producto total .	0,008	0,01
% aceite Vis. "400" en producto total	85	60,8
A. P. I. de la fracción Vis. "400" ..	46,2	45,5
Viscosidad de la fracción Vis. "400".....	400	358
% Azufre.....	0,008	0,005
Pto. inflamación (Abel).....	104	109
Color (Saybolt)	21	20



6.—Planta experimental para la producción de hidrógeno.

% Eliminación de azufre.....	96	95
Mejora A. P. I. de la fracción Vis. "400"	5	6,6

Comparando esta aplicación con los métodos de extracción para mejorar el kerosene, hay que tener presente que mientras los métodos de extracción mejoran sólo la fracción de ali-

(1) El término Vis "400" se refiere a la fracción de viscosidad alrededor de 400 y de pto. inflamación superior a 100° F. (Abel).

mentación que reúne las especificaciones de viscosidad y punto de inflamación, el proceso de hidrogenación aumenta la cantidad de la fracción de aceite combustible, cuando una alimentación de un punto de ebullición conveniente se ha elegido. Por ejemplo, material con 40% de aceite combustible, con algunos productos de punto de ebullición alto, rinden 60 a 80% de kerosene de alta calidad, siendo gasolina el único sub-producto.

El bajo contenido en azufre del kerosene producido, hacen a este producto de un gran valor para el refinador, pues lo usa mezclándolo con fracciones altamente sulfuradas y que provienen de otras fuentes.

TRATAMIENTO FINAL DE NAFTAS.—El tratamiento por hidrogenación de naftas altamente sulfuradas, obtenidas por craking, con el objeto de eliminar el azufre, hacerlas resistentes a la formación de goma, y mejorar el color, es otra importante aplicación del procedimiento. El método usual seguido hoy en día para tratar naftas provenientes de craking es algo caro, dando apreciables pérdidas y disminuyendo el valor anti-detonante de la gasolina. Usando el procedimiento de hidrogenación es posible eliminar sobre un 50% de azufre en algunos materiales como las naftas de West-Texas, resultando un producto resistente a la formación de goma y de color comercial, con sólo una ligera disminución en el valor anti-detonante. Esta operación puede efectuarse de modo que no se alteren los límites de puntos de ebullición, y se obtenga un rendimiento volumétrico de 100%.

Mediante ligeras alteraciones en las condiciones de operación, es posible convertir destilados de nafta proveniente del craking, que contienen algunas fracciones de punto de ebullición superior al de la gasolina, en gasolina de bajo contenido en azufre, resistente a la formación de goma, color de acuerdo con las especificaciones y con cualidades anti-detonantes mejoradas. Esta clase de operaciones está acompañada de algunas pérdidas de gas, de modo que el rendimiento volumétrico que se obtiene es de 90 a 95%. El producto resultante, sin embargo, ha sufrido grandes variaciones en los puntos de ebullición.

Características de los productos obtenidos por el tratamiento de hidrogenación, se indican en tabla III.

TABLA III.—TRATAMIENTO DE FRACCIONES LIGERAS POR HIDROGENACION

MATERIAL	Destilados provenientes del craking	
	Smackover.	West-Texas.
Gravedad A. P. I.	46,4	39,3
Inicial	262
% a 212	14,5	..
% a 284	35	..
Pto. ebullición final	550	451
Azufre	0,40	0,11
Goma disuelta	12	65,1
Valor anti-detonante como iso-octano en n-heptano....	66	61
Producto:		
Rendimiento %	99	90
Gravedad A. P. I.	52	48,2
Inicial	136	117
% a 212	11,5	27,5
% a 284	37,5	62
Pto. ebullición final.....	504	391
Azufre	0,02	0,008
Goma disuelta.....	1	3,1
Iso-octano en n-heptano....	63	72,3

El tratamiento por hidrogenación de las naftas provenientes del craking debe ser de un gran valor para el refinador, no sólo en el tratamiento final de destilados altamente sulfurados, los que son poco aptos para ser tratados por los métodos actuales, sino que también en el mejoramiento general de las cualidades de los productos.

PRODUCCION DE GASOLINA A TI-DETONANTE.—Debido a la fabricación de automóviles con motores de alta compresión, tiene hoy en día una gran importancia la producción de la gasolina anti-detonante. Puede parecer raro, después de mencionar las aplicaciones del procedimiento de hidrogenación, en que los productos eran generalmente más parafinosos que el material de alimentación, que la hidrogenación ofrezca un método para producir gasolina de excelentes propiedades anti-detonantes, a partir de un aceite de gas parafinoso. Con material menos parafinoso, se obtienen gasolinas de propiedades aún más anti-detonante. Además, esta clase de operaciones puede llevarse a efecto en los mismo apa-

ratos usados para las otras aplicaciones, sin cambio mecánico alguno. Por ejemplo, la planta piloto trabajó con material parafinoso para producir kerosen de altas cualidades, y en seguida, alterando solamente las condiciones de operación, para producir gasolina de bajo contenido en azufre con un valor anti-detonante equivalente al 80% del iso-octano en n-heptano, usando el mismo material de alimentación sin interrumpir las operaciones.

En la operación del proceso para producir gasolina anti-detonante, fracciones con punto de ebullición superior al de la gasolina son recicladas, siendo pues gasolina y gas los únicos productos; coke o alquitrán no se forma. Debido a la gran formación de gas, el rendimiento es de 85 a 95% cuando se producen gasolinas altamente anti-detonantes. Cuando las propie-

dades detonantes no son de importancia, rendimientos de 100% aproximadamente se pueden obtener. Gasolinas anti-detonantes producidas por hidrogenación, requieren muy poco, casi ningún tratamiento para transformarlas en productos comerciales. Ejemplo de gasolinas anti-detonantes producidas por hidrogenación se indica en tabla IV.

En esta tabla tenemos gasolinas con un alto valor anti-detonante. Además se ve que la clase de material de alimentación influye en las propiedades anti-detonantes de la gasolina producida; así, mientras excelentes gasolinas anti-detonantes se pueden producir de materiales parafinosos, igual rendimiento en gasolina, aún con mayores propiedades anti-detonantes, se puede obtener de aceites de gas menos parafinosos, los que generalmente son con-

TABLA IV.—PRODUCCION DE GASOLINA ANTI-DETONANTE POR HIDROGENACION

MATERIAL	Aceite de Gas							
	Virginia Mid-Continent			West Texas cracked		California cracked		
Gravedad A. P. I.	37,8			30,8		25,7		
Inicial	424			404		34,2		
% a 460	5,0			57,0		31,0		
% a 500	43,0			85,5		68,0		
% a 550	85,0			95,0		91,0		
% a 750 (pto. ebullición final)	613			602		602		
Azufre	0,17			0,182		0,554		
Pto. anilina °F	159			106		79		
Producto hidrogenado:								
% Recuperación en volumen	92,2	88,3	86,8	92,3	90,9	89,3	79,0	
Gravedad A. P. I.	54,3	56,0	61,8	40,1	43,5	50,0	42,6	
Inicial	85	96	88	108	106	97	114	
% a 212	30,0	32,5	40,5	15,0	19,0	23,0	15,0	
% a 284	47,5	53,5	77,0	26,5	34,5	45,5	44,0	
% a 356	66,0	74,5	..	44,0	61,0	85,5	80,0	
% a 375	71,0	81,5	..	53,0	73,0	93,0	87,4	
% a 400 (o 90% sobre)	415	393	313	73,0	390	364	382	
Pto. ebullición final	430	403	336	428	404	376	426	
% relación:								
Iso-octano en n-heptano	69,8	73,8	77,5	83,0	87,8	85,8	92	
Goma disuelta	5,2	2,3	6,4	8,2	3,5	3,0	2,6	
Azufre	0,035	0,015	0,023	0,007	0,10	0,019	0,028	

siderados muy refractarios y difíciles para ser tratados en un equipo de cracking.

Es evidente la ventaja del procedimiento de hidrogenación sobre los procedimientos actuales de cracking, para producir gasolinas anti-detonantes, sin formación de coque y alquitrán, como también su facilidad para producir gasolinas de bajo contenido en azufre, resistente a la formación de goma, y altamente anti-detonantes, en forma relativamente independiente del material de alimentación.

La consideración de las cinco aplicaciones descritas, indican que el procedimiento puede efectuar según se desee un aumento o disminución en las propiedades parafinosas de los productos. Es posible producir un kerosene parafinoso o una gasolina anti-detonante, alterando las condiciones de operación, tales como temperatura y concentración del hidrógeno. Así, el proceso presenta la posibilidad de alterar la razón carbón hidrógeno e influenciar la estructura molecular de varias fracciones de petróleo, eliminando al mismo tiempo los compuestos de azufre indeseables. Esto significa, en términos de refinador, que es posible:

1) Equilibrar la producción de fuel oil con los productos blancos, según la demanda del mercado.

2) Mantener o mejorar las propiedades de los productos, relativamente independiente de la clase de crudos suministrados.

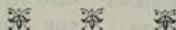
3) Adaptarse a las necesidades del mercado para productos que varían mientras continúa el progreso mecánico, tales como gasolinas altamente anti-detonantes o combustible Diesel especial.

4) Reducir o eliminar muchos de los actuales problemas de tratamiento que se le presentan al refinador.

Una consideración de alto interés y alcance, es el aumento en la eficiente utilización de las actuales fuentes de petróleo, con un mejoramiento general en las propiedades de los productos.

Como conclusión se puede decir, que no hay que esperar que el procedimiento de hidrogenación reemplace inmediatamente a los actuales métodos de refinación, sino más bien que la aplicación del proceso a la industria del petróleo significará: a) equilibrio en las operaciones de refinación por el control en la producción de productos tales como fuel oil y residuos; b) reducción de los problemas de tratamiento; c) mejoramiento en las cualidades de los productos, más o menos independientemente de la clase de crudos suministrados.

El autor desea agradecer en esta oportunidad a sus colegas del Departamento de investigación y desarrollo de la Standard Oil Company of Louisiana, y a todos aquellos con quienes ha estado asociado en el desarrollo del procedimiento de hidrogenación.



COTIZACION SEMANAL

Año 1930

MARZO

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

ABRIL

Metales	Abril 4	Abril 10	Abril 17	Abril 25
Cobre Elect. N. Y.....	0.17775	0.17775	0.13775	0.13775
Plata N. Y.....	0.41875	0.42500	0.42625	0.42875
Plomo N. Y.....	0.05750	0.05500	0.05500	0.05500
Plata (Londres).....	19-3/8 d.	19-7/16 d	19-5/8 d	19-13/16 d
Plomo (Londres).....	£ 18 : 16 : 3	£ 18 : 9 : 4 1/2	£ 18 : 11 : 10 1/5	£ 17 : 15 : 7 1/2

MAYO

Metales	Mayo 1	Mayo 8	Mayo 16	Mayo 23	Mayo 30
Cobre Elect. N. Y....	0.13775	0.12075	0.12750	0.12775	0.12775
Plata N. Y....	0.42375	0.42000	0.41125	0.40125	0.38750
Plomo N. Y....	0.05500	0.05500	0.05600	0.05500	0.05500
Plata (Londres).....	19-5/8 d.	19-7/16 d.	19-1/16 d.	18-5/8 d.	18 d.
Plomo (Londres).....	£ 17 : 14 : 4-1/2	£ 17 : 6 : 3	£ 18 : 5 : 0	£ 17 : 16 : 10	£ 18 : 0 : 7

JUNIO

Metales	Junio 5	Junio 12	Junio 20	Junio 26
Cobre Elect. N. Y..	0.12775	0.12525	0.11350	0.11775
Plata N. Y..	0.34000	0.35250	0.3400	0.33625
Plomo N. Y..	0.05500	0.05500	0.05400	0.05250
Plata (Londres).....	15-13/16d	16-7/16d	15-11/16d	15-9/16d
Plomo (Londres).....	£ 17 : 19 : 4 1/2	£ 18 : 1 : 10 1/2	£ 17 : 15 : 7 1/2	£ 17 : 18 : 9

JULIO

Metales	Julio 3	Julio 10	Julio 17	Julio 24	Julio 31
Cobre Elect. N. Y....	0.11275	0.11275	0.11025	0.10775	0.10775
Plata N. Y....	0.33500	0.34125	0.34000	0.34625	0.34500
Plomo N. Y....	0.05250	0.05250	0.05200	0.05250	0.05250
Plata (Londres).....	15-9/16 d.	15-13/16 d.	15-13/16 d.	16-1/16 d.	16 d.
Plomo (Londres)....	£ 17:17:6-d	£ 18 : 0 7 1/2	£ 18 : 75 : 5	£ 18 : 3 : 1 1/2	£ 18 : 4 : 4 1/2

AGOSTO

	Agosto 7	Agosto 14	Agosto 21	Agosto 28
Cobre Elect. N. Y.	0.10775	0.10525	0.10525	0.10525
Plata N. Y.	0.34500	0.35625	0.36375	0.35500
Plomo N. Y.	0.05500	0.05500	0.05500	0.05500
Plata (Londres)....	15-15/16	16-5/16	16-7/8	16-5/16
Plomo (Londres).....	£ 18 : 7 : 6	£ 18 : 5 : 0	£ 18 : 6 : 3	£ 17 : 7 : 6

SEPTIEMBRE

Metales	Septiembre 5	Septiembre 11	Septiembre 18	Septiembre 25
Cobre N. Y.	0.10650	0.10525	0.10275	0.10025
Plata N. Y.	0.35500	0.36250	0.36875	0.36750
Plomo N. Y.	0.05500	0.05500	0.05500	0.05500
Plata (Londres).....	16-7/16d	16-3/4d	16-7/8d	16-7/8d
Plomo (Londres).....	£ 18 : 3 : 9	£ 18 : 3 : 9	£ 17 : 15 : 7½	£ 17 : 14 : 4½

OCTUBRE

Metales	Octubre 2	Octubre 9	Octubre 16	Octubre 23	Octubre 30
Cobre Elect. N. Y.	0.09775	0.09775	0.09775	0.09525	0.09275
Plata N. Y.	0.35500	0.35750	0.36000	0.35750	0.53750
Plomo N. Y.	0.05350	0.05200	0.05200	0.05000	0.05100
Plata (Londres).....	16-3/8d	16-1/2d	16-11/16d	16-1/2d	16-1/2d
Plomo (Londres).....	£ 16 : 6 : 10½	£ 15 : 13 : 9	£ 15 : 7 : 6	£ 15 : 15 : 7½	£ 15 : 10 : 0

NOVIEMBRE

Metales	Noviembre 6	Noviembre 13	Noviembre 20	Noviembre 27
Cobre N. Y.	0.09275	0.09775	0.11025	0.10275
Plata N. Y.	0.36125	0.35875	0.36000	0.35500
Plomo N. Y.	0.05100	0.05100	0.05100	0.05100
Plata (Londres).....	16-11/16 d	16-9/16 d	16-5/8 d	16 - ½ d
Plomo (Londres).....	£ 15 : 16 : 3	£ 15 : 10 : 0	£ 16 : 1 : 10½	£ 16 : 0 : 0

DICIEMBRE

Metales	Diciembre 4	Diciembre 11	Diciembre 18	Diciembre 26
Cobre Elect. N. Y.	0.11025	0.10650	0.09775	0.10025
Plata N. Y.	0.34750	0.33500	0.31875	0.31625
Plomo N. Y.	0.05100	0.05100	0.05100	0.05100
Plata (Londres).....	16-3/16d	15 : 7/16d	14 : 11/16d	14 : 3/4d
Plomo (Londres).....	£ 15 : 16 : 3	£ 15 : 8 : 1½	£ 14 : 12 : 6	£ 15 : 3 : 1½

Año 1931

ENERO

Metales	Enero 2	Enero 8	Enero 15	Enero 22	Enero 29
Cobre Elect. N. Y.....	0.10275	0.10025	0.09775	0.09775	0.09775
Plata N. Y.....	0.31125	0.30000	0.28750	0.30000	0.29500
Plomo N. Y.....	0.05100	0.04850	0.04750	0.04750	0.04750
Plata (Londres).....	14 : 7/16 d	13 ; 7/8 d	13 : 1/4 d	14 d	13 : 7/8d
Plomo (Londres).....	£ 14; 17 : 6	£ 14:6:10½	£ 14 : 2 : 6	£ 13:13:1½	£ 13:7:6

FEBRERO

Metales	Febrero 5	Febrero 13	Febrero 19	Febrero 26
Cobre Elect. N. Y.....	0.09275	0.09775	0.09900	0.10025
Plata N. Y. . . .	0.27250	0.27625	0.26375	0.26625
Plomo N. Y.....	0.04500	0.04500	0.04500	0.04600
Plata (Londres).	12-7/16d.	12-3/4d.	12-1/4d.	12-3/8d
Plomo (Londres).	£ 12:16:10 1/2	£ 13:15:7 1/2	£ 13:11:3	£ 14:8:9

MARZO

Metales	Febrero 6	Febrero 13	Febrero 21	Febrero 28
Cobre Elect. N. Y.	0.10275	0.09800	0.09775	0.09775
Plata N. Y.	0.27635	0.30125	0.30375	0.29250
Plomo N. Y.	0.04600	0.04500	0.04500	0.04500
Plata (Londres).....	12-7/8 d.	13-15/16d	14-13/16d	13-1/2d
Plomo (Londres).....	£ 14:5 : 0	£ 13:11:3	£ 13:12 : 6	£ 12:15:0

Las Cotizaciones de Nueva York están expresadas en centavos oro americano por libra, mientras que las de Londres, para la plata, en peniques por onza, y para el plomo en £ por tonelada de 2.240 libras.



ESTADISTICA DE METALES

Precio medio mensual de los metales:

PLATA

	Nueva York		Londres	
	1930	1931	1930	1931
	Enero	45.000	29.423	20.896
Febrero	43.193	26.773	20.008	12,432
Marzo	44.654	—	19.298	—
Abril	42.428	—	19.554	—
Mayo	40.736	—	18.850	—
Junio	34.595	—	16.049	—
Julio	34.346	—	15.928	—
Agosto	35.192	—	16.283	—
Septiembre	36.315	—	16.738	—
Octubre	35.846	—	16.563	—
Noviembre	35.908	—	16.625	—
Diciembre	32.635	—	15.201	—
Año, término medio	38.154	—	17.663	—

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	
	1930	1931	1930	1931	1930	1931
	Enero	17.775	9.838	71.469	44.938	83.250
Febrero	17.775	9.724	71.419	45.372	83.500	47.950
Marzo	17.775	—	69.202	—	83.405	—
Abril	15.621	—	62.075	—	74.338	—
Mayo	12.756	—	53.159	—	59.545	—
Junio	12.049	—	50.003	—	56.750	—
Julio	11.023	—	48.277	—	52.522	—
Agosto	10.693	—	47.525	—	50.725	—
Septiembre	10.310	—	46.264	—	49.500	—
Octubre	9.597	—	43.030	—	45.772	—
Noviembre	10.113	—	46.134	—	48.963	—
Diciembre	10.300	—	46.771	—	50.065	—
Anual	12.982	—	54.611	—	61.528	—

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

PLOMO

	Nueva York		Londres		A 3 meses	
	1930	1931	1930	1931	1930	1931
	Enero	6.250	4.802	21.545	13.872	21.571
Febrero	6.236	4.552	21.188	13.444	21.097	13.550
Marzo	5.662	18.807	18.940
Abril	5.537	18.319	18.363
Mayo	5.523	17.795	17.861
Junio	5.410	17.941	17.994
Julio	5.250	18.160	18.063
Agosto	5.488	18.294	18.178
Septiembre	5.500	17.909	17.798
Octubre	5.151	15.747	15.674
Noviembre	5.100	15.934	15.931
Diciembre	5.100	15.283	15.292
Anual	5.517	18.077	18.064

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

ESTAÑO

	Nueva York		Londres	
	1930	1931	1930	1931
	Enero	38.851	26.137	175.460
Febrero	38.676	26.315	173.750	117.919
Marzo	36.798	164.851
Abril	36.077	162.638
Mayo	32.108	144.818
Junio	30.336	136.300
Julio	29.822	134.511
Agosto	30.044	134.988
Septiembre	29.647	132.621
Octubre	26.802	117.451
Noviembre	25.904	113.519
Diciembre	25.262	111.560
Anual	31.694	141.873

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

ZINC

	St. Louis		Londres		A 3 meses	
	1930	1931	A la vista		1930	1931
			1930	1931		
Enero	5.229	4.035	19.634	12.747	20.241	13.113
Febrero	5.180	4.012	19.209	12.303	19.778	12.694
Marzo	4.934	18.304	18.810
Abril	4.843	17.819	18.378
Mayo	4.641	16.639	17.324
Junio	4.441	16.422	17.038
Julio	4.350	16.171	16.777
Agosto	4.360	15.953	16.469
Septiembre	4.270	15.773	16.080
Octubre	4.059	14.446	14.935
Noviembre	4.266	14.706	15.238
Diciembre	4.099	13.762	14.214
Anual	4.556	16.570	17.107

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

Producción mensual de cobre crudo: Tons. cortas.

	1928	1929	1929	1930						
	Total	Total	Dic.	Junio	Julio	Agos.	Sept.	Oct.	Nov.	Dic.
Alaska.	22,724	21,947	2,275	1,250	1,673	486	2,223	2,438	1,883	1,817
Calumet & Arizona.	65,182	65,246	5,132	3,939	3,767	3,758	3,730	3,836	3,608	3,166
Magma.	18,251	19,118	1,377	1,150	674	1,494	1,577	1,623	1,940	1,203
Miami.	24,129	29,569	2,609	2,893	2,675	3,035	2,701	2,798	2,657	2,611
Nevada Con.	134,231	133,140	27,543	16,686
Old Dominion.	11,069	11,172	830	845	722	929	756	781	824	879
Phelps Dodge.	102,137	111,026	8,200	6,037	5,755	6,262	6,014	6,015	5,718	5,151
United Verde Extensión	22,073	29,669	2,371	1,790	1,949	2,014	1,886	1,702	1,504	1,236
Tennessee Copper.	6,792	7,870	705	596	615	622	597	656	667	646

EXTRANJERO

Boleo, Méjico.	12,782	13,196	3,542	3,636	3,537	3,288
Furukawa, Japón.	17,865	17,767	1,552	1,511	1,413	1,626	1,642	1,611	1,432	..
Granby Cons., Canadá.	28,767	30,424	2,345	2,204	2,066	2,330	2,333	1,882	1,771	1,595
Union Miniere, Africa.	123,880	151,006	..	72,800
Howe Sound.	21,099	21,516	..	5,698	5,828	5,231
Mout Lyell, Aust.	6,582	7,600	624	2,090	3,249	2,504
Sumitomo, Japón.	17,898	20,180	1,612	1,687	1,666	1,537	1,110	2,202	1,554	1,267
Bwana M'Kubwa.	6,696	6,988	593	501	551	598	617	571	497	404
Braden Copper Co.	109,137	88,155	6,763	5,818	5,824	9,016	8,212	10,299	9,058	..
Chile Exploration Co..	132,932	150,247	8,743	7,486	7,480	7,489	7,486	7,480	7,118	..
Andes Copper Mining Co	52,029	83,718	5,634	3,936	3,935	3,614	3,941	3,936	3,749	..

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

	1928		1929		1930	
	Mensual	Diaria	Mensual	Diaria	Mensual	Diaria
Enero.	68,469	2,209	86,325	2,785	67,838	2,188
Febrero.	67,423	2,325	84,735	3,026	59,196	2,114
Marzo.	70,327	2,269	93,698	3,023	61,216	1,975
Abril.	69,230	2,308	94,902	3,163	60,338	2,015
Mayo.	73,229	2,378	93,392	3,013	60,238	1,943
Junio.	73,224	2,441	82,354	2,745	56,465	1,891
Julio.	73,426	2,369	79,229	2,556	54,249	1,750
Agosto.	71,952	2,482	78,885	2,545	56,779	1,832
Septiembre.	78,341	2,611	79,402	2,647	56,584	1,886
Octubre.	86,480	2,790	82,575	2,664	55,954	1,805
Noviembre.	85,382	2,846	75,934	2,531	53,141	1,771
Diciembre.	85,677	2,764	74,772	2,412	48,518	1,565
Total.	909,051	..	1,006,203	..	690,263	..
Promedio mensual.	75,754	..	83,850	..	57,522	..
Promedio diario.	2,484	..	2,757	..	1,891

ESTADÍSTICAS DE LA INDUSTRIA COBRERA, SEGUN DATOS PUBLICADOS POR EL AMERICAN BUREAU OF METAL STATISTICS

CUADRO I

Producción Mundial de Cobre en 1930

(Expresada en toneladas de 2,000 lbs. de cobre fino)

	Septiembre	Octubre	Noviembre	Diciembre	Enero	Febrero
Estados Unidos.	68,481	70,419	64,816	60,022	53,429	55,229
Méjico.	5,078	5,403	3,955	4,656	4,489	4,149
Canadá.	12,015	8,573	7,678	9,508	8,852	9,408
Chile y Perú.	26,374	27,836	22,580	20,752	24,064	24,124
Japón.	7,590	7,601	7,631	7,196	7,003	7,190
Australia.	1,832	595	1,535	1,020	300	1,218
Alemania.	5,429	6,017	6,419	5,798	5,353	5,067
Europa (a).	11,500	13,200	12,900	13,000	12,500	11,300
Otros países (b).	12,700	17,700	15,700	14,300	13,400	11,000
Total Mundial.	151,005	157,344	143,214	136,252	129,390	128,685

a) Incompleto; en parte estimado.—b) Principalmente Africa.

CUADRO N.º II

Producción mundial de cobre por meses

	1929 Producción		1930 Producción		1931 Producción	
	Mensual	Diaria	Mensual	Diaria	Mensual	Diaria
Enero.	178,783	5,767	157,548	5,082	129,390	4,174
Febrero.	167,090	5,968	143,083	5,110	128,685	4,596
Marzo.	192,792	6,219	154,044	4,969	—	—
Abril.	196,820	6,561	150,595	5,020	—	—
Mayo.	192,589	6,213	153,488	4,951	—	—
Junio.	174,586	5,820	150,697	5,023	—	—
Julio.	174,507	5,629	148,929	4,804	—	—
Agosto.	173,430	5,595	154,743	4,992	—	—
Septiembre.	174,135	5,805	156,705	5,224	—	—
Octubre.	175,360	5,657	157,344	5,076	—	—
Noviembre.	170,555	5,636	143,214	4,774	—	—
Diciembre.	165,728	5,346	136,252	4,395	—	—
Total.	2,136,405	5,853	1,806,642	4,950	258,075	4,373
Promedio mensual.	178,034	—	150,554	—	—	—

CUADRO III
Producción y consumo mundial de cobre 1929
(En tons. de 2,000 lbs.)

	PRODUCCIÓN			Consumo
	Minas	Fundiciones	Refinerías	
Estados Unidos.....	1,026,348	1179,269	1,542,238	1,119,400
Méjico.....	86,759	63,795	—	—
Canadá.....	121,151	79,186	2,913	22,700
Cuba.....	15,740	—	—	—
Bolivia.....	7,700	—	—	—
Chile.....	348,365	333,296	266,706	—
Perú.....	59,980	59,527	—	—
Austria.....	3,856	3,856	3,856	19,900
Francia.....	2,205	2,205	(a)	150,900
Alemania.....	28,660	59,083	131,615	238,900
Gran Bretaña.....	—	19,841	(a)	171,500
Yugoeslavia.....	23,503	23,503	—	(a)
Noruega.....	16,158	2,633	(a)	(a)
Rusia.....	29,762	29,762	36,581	57,300
España y Portugal.....	56,660	24,768	(a)	19,500
Suecia.....	3,500	5,271	(a)	29,100
Otros países europeos.....	5,512	12,000	122,542	165,600
Japón.....	82,281	82,281	82,281	77,600
India.....	6,800	1,976	1,832	(b)
Otros países asiáticos.....	2,000	2,000	—	10,600
Australasia.....	15,979	13,907	12,179	8,800
África.....	161,191	147,880	15,335	12,100
Totales.....	2,104,110	2,146,039	2,218,078	2,103,900

(a) Incluidos en otros países europeos.—(b) Incluido en otros países asiáticos.

CUADRO IV
Resumen de las Importaciones y Exportaciones de los Países Extranjeros
(En toneladas métricas)

PAISES IMPORTADORES DE COBRE

PAISES	Forma	Promedio mensual de la importaciones netas		1930	
		1928	1929	Promedio mensual de las importaciones netas	Número de meses registrados
Austria.....	(c)	1,271	1,147	828	9
Bélgica.....	(c)	3,518	4,978	1,123	9
Checoslovaquia.....	(c)	1,573	1,177	1,340	9
Francia.....	(d)	10,360	11,626	10,975	8
Alemania.....	(a)	17,099	13,566	9,397	9
Gran Bretaña.....	(a)	11,571	11,443	11,493	10
Hungría.....	(c)	916	750	584	6
Italia.....	(e)	6,363	4,537	3,618	8
Polonia.....	(e)	827	792	397	9
Suecia.....	(b)	1,518	1,800	2,015	9
Suiza.....	(a)	1,300	1,134	1,208	10
Japón.....	(b)	1,212	234	(g)	(g)
Indias Británicas.....	(b)	149	73	55	8

a) Barras, lingotes, bloques y cakes.—b) Lingotes, placas, etc.—c) Lingotes, placas, etc., incluyendo cobre viejo.—d) Cobre y sus aleaciones en lingotes, placas, etc.—e) Cobre y sus aleaciones en lingotes etc., incluyendo cobre viejo.—f) Las importaciones excedieron a las exportaciones.—g) Las exportaciones excedieron a las importaciones.

PAISES EXPORTADORES DE COBRE

PAISES	Forma	Promedio mensual de las exportaciones netas		1930	
		1929	1930	Promedio mensual de las exportaciones netas	Número de meses registrados
Canadá.....	(b)	5,148	5,820	3,734	1
Chile.....	(a)	25,076	15,876	(K)	(K)
España.....	(b)	528	1,918	(K)	(K)
Australia.....	(a)	256	773	(K)	(K)
Japón.....	(b)	(f)	1,512	(K)	(K)

CUADRO N.º V

Resumen de las Estadísticas del Cobre 1930-1931

(En toneladas de 2,000 lbs.)

	Mayo	Junio	Julio	Agosto	Sept.	Octubre	Novbre.	Diciemb.	Enero	Febrero
Producción:										
Minas, Estados Unidos.....	60 238	56,743	54,249	56,136	56,584	55,904	53,141	48,726	48,059	47,504
Blister, Norteamérica.....	89,980	85,531	84,420	84,560	85,580	84,395	76,449	74,186	66,770	68,786
Blister, Sudamérica.....	22,213	23,043	23,328	26,937	26,374	27,836	22,580	20,752	24,064	24,124
Refinado, Norte y Sudamérica.....	132,183	124,821	123,179	120,778	116,004	118,229	112,646	106,366	102,458	99,853
Mundial, reducido a blister.....	148,788	145,797	143,615	149,843	152,405	152,544	(b)	136,252	129,390	(b)
Stocks (Fin de mes):										
NORTE Y SUD AMÉRICA:										
Blister, (inc. en elaboración).....	265,106	253,834	242,212	234,135	236,464	240,145	224,531	218,799	210,637	202,724
Refinado.....	308,646	316,762	322,032	347,688	360,650	364,930	369,832	367,175	363,827	363,629
Total.....	573,752	570,596	564,251	581,823	597,114	605,075	594,363	585,974	574,464	566,353
GRAN BRETAÑA (c):										
Refinado.....	2,727	2,147	1,733	2,742	2,575	5,042	6,361	6,443	7,431	8,699
Otras formas.....	5,983	5,825	5,333	4,999	3,893	3,217	2,628	2,153	1,747	1,784
Total.....	8,710	7,972	7,066	7,741	6,468	8,259	8,989	8,596	9,178	10,483
Havre.....	8,042	6,972	7,868	6,614	6,392	6,638	5,206	3,896	3,920	3,783
Japón.....	11,361	10,463	8,580	6,534	5,236	(b)	(b)	4,581	(b)	(b)
Exportaciones Norteamericanas:										
Cobre metálico (d).....	40,186	34,959	32,421	33,140	30,478	30,714	(b)	32,207	42,192	(b)
Importaciones Norteamericanas:										
Mineral, ejes, etc.....	5,980	6,611	6,983	3,939	11,118	7,762	(b)	5,397	5,748	(b)
Cobre metálico, incluido cobre viejo	22,495	28,119	23,776	26,502	23,936	30,838	(b)	22,068	17,614	(b)

a) Incluye catodos de cobre.—b) Aún no se tienen datos.—c) En depósitos oficiales solamente.—(Lángotes, cañerías y tubos, planchas y láminas, varillas, alambres y cobre viejo.)

CUADRO VI

Producción de Cobre Refinado, Embarques y Stocks Norte y Sudamérica

(En toneladas de 2,000 lb.)

PROVENIENTES DE LAS SIGUIENTES PLANTAS: BALTIMORE, PERTH AMBOY, TACOMA, HUBBELL, HOUGHTON, HANCOCK, LAUREL HILL, RARITAN, GREAT FALLS, CARTERET, EL PASO, AJO, INSPIRATION, HAYDEN, CALETONES, CHUQUICAMATA, POTRERILLOS Y TRAIL. INCLUIDO EL COBRE BESSEMER.

	PRODUCCIÓN			EMBARQUES				Stock al fin del período
	Primario	Cobre viejo	Total	Diario	Exportación	Interior	Total	
1926.....	1.383,604	56,850	1.449,454	3,946	525,861	902,174	1.428,035	85,501
1927.....	1.418,815	57,691	1.476,506	4,045	641,865	824,844	1.466,709	95,298
1928.....	1.551,062	76,787	1.627,849	4,448	674,221	983,460	1.657,681	65,466
1929.....	1.811,857	4,964	586,594	1.119,409	1.706,003	171,320
1930								
Enero.....	123,193	9,181	132,374	4,270	30,358	69,932	100,290	203,404
Febrero.....	109,826	11,369	121,195	4,328	29,597	61,879	91,476	233,123
Marzo.....	114,899	12,165	127,064	4,099	30,523	73,644	104,167	256,020
Abril.....	113,758	10,773	(a) 124,531	4,151	29,196	50,017	79,213	301,338
Mayo.....	122,259	9,924	132,183	4,264	49,115	75,760	124,875	308,646
Junio.....	117,576	7,245	124,821	4,161	44,818	71,887	116,705	316,762
Julio.....	123,179	3,974	42,466	75,436	117,902	322,039
Agosto.....	120,778	3,896	38,319	56,810	95,129	347,688
Septiembre.....	116,004	3,367	37,873	65,169	103,042	360,650
Octubre.....	118,229	3,814	38,246	75,703	113,949	364,930
Noviembre.....	112,646	3,755	45,051	62,693	107,744	369,832
Diciembre.....	106,366	3,431	39,169	69,854	109,023	367,175
Total.....	701,511	60,657	1.459,370	3,998	454,731	808,784	1.263,515	—
1931								
Enero.....	102,458	3,305	45,597	60,209	105,806	363,827
Febrero.....	99,853	3,566	39,415	60,636	100,051	363,629
Marzo.....
Total.....	202,311	3,429	85,012	120,845	205,857	—

(a) Incluye la importación de catodos.

CUADRO VII

IMPORTACIONES Y EXPORTACIONES DE COBRE EN LOS PRINCIPALES PAISES 1930-1931

(En forma manufacturada, es decir, lingotes, planchas, etc., con o sin cobre viejo especificadas de acuerdo con los métodos usados por los gobiernos respectivos: toneladas métricas, excepto cuando se diga otra cosa).

IMPORTACIONES

	Junio	Julio	Agosto	Septiembre	Octubre	Noviembre	Diciembre	1931 Enero
Estados Unidos (b) tons. cortas. ..	27,890	23,595	26,439	23,713	30,459	22,844	21,895	17,433
Canadá (tons. cortas).....	510	510	626	143	881	41	80	100
Austria.....	1,036	1,194	1,375	931	525	1,217	979	668
Bélgica.....	5,727	6,408	2,469	11,890	15,237	9,268	8,656	—
Checoslovaquia.....	2,120	1,692	1,613	1,967	1,739	1,736	1,950	1,458
Francia.....	10,304	10,384	10,236	—	11,022	9,470	12,799	—
Alemania.....	18,042	14,039	18,614	14,634	15,653	15,832	19,140	15,988
Gran Bretaña (tons. largas).....	15,086	13,688	12,308	13,757	16,399	10,877	11,024	10,870
Hungría.....	(a) 1,696	—	—	—	—	—	—	—
Italia.....	3,681	4,257	3,875	—	4,628	4,224	6,417	—
Holanda.....	835	455	635	417	599	471	286	314
Polonia.....	106	608	404	574	570	361	785	397
Suecia.....	2,392	3,206	2,839	1,457	1,724	1,382	2,002	1,152
Suiza.....	1,295	1,288	1,601	1,563	1,431	1,352	1,547	984

EXPORTACIONES

Estados Unidos (c).....	27,493	25,985	26,175	24,218	26,251	31,478	24,170	34,009
Canadá.....	6,064	5,343	7,168	6,517	5,139	4,283	3,759	4,216
Chile.....	21,987	—	—	—	—	—	—	—
Perú.....	—	—	—	—	—	—	—	—
Austria.....	173	141	122	44	55	155	93	86
Bélgica.....	6,336	10,137	9,438	8,737	7,130	8,925	4,398	—
Checoslovaquia.....	245	551	361	584	389	252	335	362
Francia.....	136	439	—	—	194	281	944	—
Alemania.....	2,618	2,374	1,989	2,335	2,138	2,526	3,880	3,450
Gran Bretaña (tons. largas).....	379	577	206	502	550	766	1,022	380
G. Bretaña (extranjero) tons. largas	220	182	252	240	633	258	723	300
Suiza.....	238	361	113	377	477	412	371	261
Japón.....	956	1,832	1,893	2,129	2,157	982	686	..
Australia.....	1,050	1,358	328	900	202	1,360	400	—

a) Trimestral.—b) Lingotes, barras, etc., refinado y no refinado.—c) Refinado.

MERCADO DE MINERALES Y METALES

Estas cotizaciones que han sido tomadas del Engineering and Mining World de Nueva York, Marzo de 1931, 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 \$ 0.23 la libra.—Mercado inactivo.—Londres, 98% £ 85 tonelada de 2,240 libras.

Antimonio.—Standard en polvo a 260 mallas, óxido blanco de la Chira de 99% Sb₂ O₃ a 7 centavos la libra (nominal).

Bismuto.—En lotes de toneladas, precio \$ 1.25 por libra.—Londres, 5 sh

Cadmio.—Por libra a \$ 0.70.—En Londres a 2 sh. 4d. para metal australiano. Excelente demanda.

Cobalto.—De 97 a 99% 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 \$ 0.75 a \$ 1.05.—Londres 2 sh. a 3 sh. 6d. de 99%.—Mercado firme.

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

Mercurio.—\$ 104 a \$ 106 por frasco de 76 libras.—Londres a £ 23.—Mercado flojo.

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

Paladio.—Por onza, se cotiza de \$ 22 a 23.—En pequeñas partidas a \$ 55 por onza.—Londres £ 3 a £ 4 la tonelada (nominal).

Platino.—Precio oficial de metal refinado, \$ 36 la onza. Los negociantes y refinadores cotizan la onza de metal refinado a varios dólares más bajo.—Precio nominal. Londres £ 6 a £ 7.— por onza refinado.

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

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

Tungsteno.—En polvo, de 97 a 98%, de ley, \$ 170 a \$ 1.75 por libra de tungsteno contenido.

MINERALES METALICOS

Mineral de Antimonio. — Mineral boliviano

con 60% de antimonio metálico a \$ 1.30 por unidad y tonelada corta, c. i. f. Nueva York. Mercado tranquilo. Londres, por unidad en tonelada larga de 3sh. a 4sh.

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

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

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

Para minerales del extranjero f. o. b. carros en puertos del Atlántico, en centavos por unidad:

Del norte de Africa, con bajo contenido de fósforo a 10½ centavos.

De España y del norte de Africa minerales básicos de 50 a 60% de hierro, de 9½ a 10 centavos.

Fundición o minerales básicos suecos, de 66 a 68% de hierro, de 9 a 10½ centavos.

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

Mineral de cromo.—Por tonelada, f. o. b. en puertos del Atlántico, a \$ 19.50 para minerales de 46 a 48% de Cr₂O₃.

Mineral de Manganeso.—De \$ 0.29 a \$ 0.30 por unidad en la tonelada de 2,240 libras en los puertos, más el derecho de importación. Mínimo 47% de Mn. Productos del Cáucaso lavado de 52 a 55% se cotiza de \$ 0.27 a \$ 0.28 por unidad.

Mineral de Tungsteno.—Por unidad, en Nueva York, wolframita, de alta ley, \$ 12.50 Shelita, de \$ 13.00 a \$ 14.00.—Mercado muestra signos de activarse.

Mineral de Vanadio.—Por libra de V₂ O₅, contenido 28 centavos.

MINERALES NO METALICOS

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

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

Asbesto.— Crudo N.º 1, \$ 475 a 575. Crudo N.º 2 \$ 350; en fibras \$ 150 a \$ 175. Stock para techos, \$ 50 a \$ 85. Stock para papel \$ 35 a \$ 40. Stock para cemento \$ 20. 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, \$ 6.50 por tonelada f. o. b.; minas de Georgia. Pequeña demanda. Blanca, descolorada, a 325 mallas \$ 18 la ton.—Mineral crudo de 93% SO₃, Ba con un contenido no superior de 1% de hierro \$ 7.75 f. o. b. minas.

Bauxita.—N.º 1 mineral puro, sobre 55% a 58% de Al₂O₃ y con menos de 5% de S O₂ y menos de 3% de Fe₂O₃ \$ 7.—por ton. de 2,240 libras f. o. b.; minas Georgia.—

Bórax.—Por tonelada, en sacos y en lotes sobre carros, en cristales \$ 56.—; granulado \$ 50.—; en polvo \$ 57.50; f. o. b. en puertos.

Cal para flujo.—Depende de su origen; f. o. b. puertos de embarque, por tonelada, chancada a media pulgada y a menos, de \$ 0.25 a \$ 1.75 Para usos agrícolas, \$ 0.75 hasta \$ 6 según su pureza y grado de finura.

Cuarzo en cristales.—Sin color y claro en pedazos de 1/4 a 1/2 libra de peso \$ 0.20 por libra, en lotes de más de 1 tonelada. Para usos ópticos y con las mismas condiciones, \$ 0.80 por libra.

Feldespató.—Por tonelada, molido Canadá \$ 22.50; New England, \$ 22.—; Southern, \$ 20.—Trenton \$ 25.—; Western \$ 24.—

Fuospato.—En colpa, con no menos de 82% de CaF₂ y no más de 5% de SiO₂, a \$ 12.75.—por tonelada de 2,000 libras.

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

Kaolina.—Precios f. o. b. Virginia, por tonelada corta. Cruda N.º 1, \$ 6. Cruda N.º 2, \$ 5.50. Lavada, \$ 8. Pulverizada, \$ 10 a \$ 18. Inglesa importada f. o. b. en los puertos americanos, en colpa de \$ 14 a \$ 20.—Pulverizada, \$ 40 a \$ 45.

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

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

Monacita.—Mínimo 6% ThO₂, a \$ 60 por tonelada

Potasa.—Cloruro de potasa de 80 a 85% sobre la base de 80% en sacos, \$ 37.15; a granel \$ 35.55. Sulfato de potasa de 90 a 95% sobre la base de 90%, en sacos \$ 48.25; a granel \$ 46.65. Sulfato de potasa y magnesia, 48 a 53%, sobre la base de 43%, en sacos \$ 27.80; a granel \$ 26.20. Para abono de 30% \$ 22.15 y de 20% \$ 15.65 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 1/2" de diámetro) a 13 centavos la unidad.

Sílice.—Molida en agua y flotada, por tonelada, en sacos f. o. b. Illinois, a 325 mallas, de \$ 16; a 40.

Cuarcita.—99% de SiO₂; Arena para fabricar vidrios, \$ 1.25 a \$ 5, por tonelada; para ladrillo y moldear, \$ 0.65 a \$ 3.50.

Talco.—Por tonelada, de 99% en lotes sobre carro, molido a 200 mallas, extra blanco, \$ 9.—De 96% a 200 mallas, medio blanco, de \$ 8.50. Envase, sacos de papel de 50 libras \$ 1.—extra.

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, \$ 1.50 a \$ 3; molido, de \$ 4 a \$ 7; para abono, de \$ 4 a \$ 7, calcinado, de \$ 8 a \$ 9.

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 \$ 2.07 a \$ 2.10 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 £ 18 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 1/2. Francés, sello rojo, a \$ 0.09 1/4.

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

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

LADRILLOS REFRACTARIOS

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

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

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

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

PRODUCCION MINERA

CUADRO I

Producción de carbón.—Febrero de 1931

ZONAS	Departamentos	Compañías Carboníferas	Minas	PRODUCCION EN TONELADAS		PERSONAL OCUPADO	
				Bruta	Neta	Obreros	Empleados
1.º Departamento de Concepción	Concepción	Lirquén Cosmito	Lirquén Cosmito	2,958 2,371	2,912 2,123	537 210	18 8
	Coronel	Mineral e Industrial de Chile	Chiflón, Grande, Pique Grande y Pique Alberto	58,992	55,605	6,139	290
2.º Bahía de Arauco	Coronel	Fund. Schwager	Chiflones Puchoco 1, 2 y 3	26,218	23,158	2,804	189
				85,210	78,763	8,943	479
3.º Resto Provincia de Concepción	Arauco	Lebu	Fortuna y Constancia	1,131	775	284	8
	Coronel	Curanilahue	Curanilahue y Plegarias	—	—	101	26
				1,131	775	385	34
4.º Provincia de Valdivia	Valdivia	Máfil Suc. Arrau	Máfil Arrau	464	432	40	1
				464	432	40	1
5.º Provincia de Magallanes	Magallanes	Menéndez Behety	Loreto	857	782	23	6
	Río Verde	Río Verde	Elena	1,025	980	34	2
				1,882	1,762	57	8
Total				94,016	86,767	10,172	548

CUADRO II

Producción de cobre en barras.—Febrero de 1931

ESTABLECIMIENTO	Compañía	MINERALES BENEFICIADOS		COBRE FINO (Barras)		PERSONAL			
		Toneladas	Ley	Toneladas	Ley	Obreros		Empleados	
						Chilenos	Extranjeros	Chilenos	Extranjeros
Chuquicamata	Chile Exploration C.º	399,040	1,794	6,459,430	99,9603	3,439	331	881	146
Totrerillos	Andes Copper Mining Co.	309,450	1,31	1,202,003 1,973,144	99,27 99,963	— 3,027	— 58	— 494	— 126
Teniente	Braden Copper Co.	415,479	2,153	7,797	99,77	6,558	15	743	130
Chagres	Cfa Minas y Fundición de M'Zaita	—	—	—	—	152	—	28	2
Naltagua	Société de Mines de Cuivre de Naltagua	5,190	9,89	498,204	99,25	492	4	26	19
Total		1,129,159		17,929,78		13,648	408	2,177	423

CUADRO III

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

COMPAÑIAS	Producto	Uni- dad	Total 1930	Año 1931			
				Enero	Feb.	Marzo	Abril
Beneficiadora de Taltal, Cía. Minas.....	Plata fina.....	Kgs.	5,662	nó	nó	nó	nó
Condoriaco, Soc. Benef. de plata de.....	Plata.....	>	3,330	nó	nó	nó	..
	Oro.....	>	27
Disputada de las Condes, Cía. Minera.....	Concent. 23% cobre....	Tons.	23,320
Gatico, Cía. Minas de...	Cobre fino.....	>	3,224	..	nó	nó	nó
Guanaco, Cía. Minera del	Precipitados con ki- los de oro.....	Kgs.
Poderosa, Mining Com- pany.....	Concent. cobre.....	>	14,263
Tocopilla, Cía. Minera de.	Minerales 15% co- bre.....	>	24,323
	Concent. 28% co- bre.....	>	7,657
Minera e Industrial de Chile, Cía.	Carbón.....	>	847,629	66,239	60,439	77,446	..
Schwager, Cía. Carboní- fera y de Fundición...	Carbón.....	>	477,982	16,295	26,218	32,195	..

(1) Paralizó la producción.

CUADRO IV

Producción de las principales compañías estañíferas de Bolivia

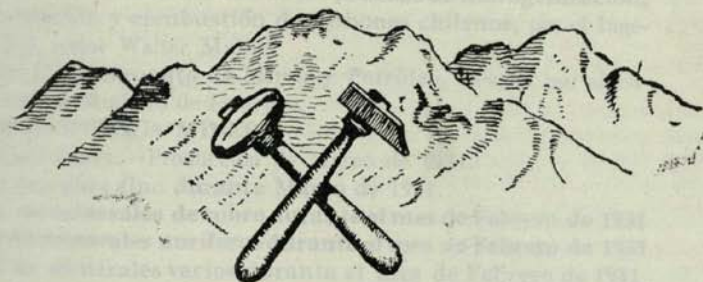
COMPAÑIAS	Producto	Uni- dad	Total 1930	Año 1931			
				Enero	Feb.	Marzo	Abril
Araca, Emp. de Estaño de Cerro Grande, Cía. Esta- ñífera de.....	Barrilla estaño.....	Tons.	3,171	200	210
Colquirí, Cía. Minas de..	> >	Q. esp.	14,020	917	650
Morococalla, Cía. Estañí- fera.....	> >	>	11,396
Oploca, Cía. Minera y Agrícola.....	> >	>	45,068	3,788	3,130	3,158	..
Ocuro, Cía. Estañífera de	Cuarta barrilla.....	>
Oruro, Cía. Minera de...	> >	>	112,770
Patiño, Mines & Enter- prises Cons.....	> >	>	10,005	103	188
	Barrilla estaño.....	Tons.	1,475
	Plata.....	Kgs.	14,788
	Estaño fino.....	Tons.	21,260	1,436	1,120

MINISTERIO DE FOMENTO — CHILE

BOLETIN
DEL
Departamento de Minas
y Petróleo

MARZO 1931

TOMO I—NUMERO 3



SANTIAGO DE CHILE
SOC. IMP. Y LITO. UNIVERSO
AHUMADA, 32

1931

BOLETIN

DEL

Departamento de Minas

y Petróleo

MARZO 1931

TOMO I — NUMERO 3



SANTIAGO DE CHILE
BOE. IMP. Y LIT. UNIVERS. DE CHILE
AHUMADA, 32

BOLETIN DE MINAS Y PETROLEO

ORGANO DEL DEPARTAMENTO DE MINAS Y PETROLEO
SECCION ADMINISTRATIVA
MINISTERIO DE FOMENTO

TOMO I

SANTIAGO DE CHILE, MARZO DE 1931

NUMERO 3

SUMARIO

BOLETIN DEL DEPARTAMENTO DE MINAS Y PETROLEO.— SECCION ADMINISTRATIVA.—

Sobre el pago de patente doble de pertenencias mineras morosas

Decretos Supremos que se refieren a asuntos Mineros:

Se prorroga el plazo a la Sociedad Minera Elisa de Bordos para que suscriba su capital.

Devolución de las cantidades pagadas indebidamente por concepto de patentes de pertenencias petrolíferas.

Se autoriza el gasto que demanda durante el segundo trimestre de 1931, las exploraciones geofísicas.

SECCION TECNICA.—Resultados de las pruebas de hidrogenización, transformación y combustión de carbones chilenos, por el Ingeniero Civil, señor Walter Müller.

Memoria del Departamento de Minas y Petróleo, elevada por el Director al señor Ministro de Fomento.

SECCION ESTADISTICA MINERA.—

Industria Carbonera.—Producción de Marzo de 1931.

Producción de cobre fino durante Marzo de 1931.

Producción de minerales de cobre durante el mes de Febrero de 1931

Producción de minerales auríferos durante el mes de Febrero de 1931

Producción de minerales varios durante el mes de Febrero de 1931

SECCION ADMINISTRATIVA

SOBRE EL PAGO DE PATENTE DOBLE DE PERTENENCIAS MINERAS MOROSAS

Quando una pertenencia minera se encuentra en mora y los Tesoreros han remitido al Juzgado la nómina respectiva, el pago doble de la patente debe hacerse ante el Juez Letrado que está conociendo de los trámites de remate de minas.

SANTIAGO, 11 de Marzo de 1931.

Señor Director:

El Tesorero de Chañaral por oficio N.º 507, de 11 de Noviembre ppdo. formula a Ud. la siguiente pregunta:

¿Puede pagarse la patente doble de una mina rematada que no ha sido adjudicada por falta de postores?—¿Puede efectuarse este pago antes de los dos años, para evitar la caducidad que se produce por el solo ministerio de la ley?

Sobre el particular tengo el honor de informar a Ud. en derecho.

Dispone el artículo 126 del Código de Minería de que cuando una pertenencia no es adjudicada por falta de postores corresponde al Juez competente declarar franco el terreno y ordenar cancelar las inscripciones en el Conservador de Minas. Si por cualquier causa, como en el caso en consulta, no se da cumplimiento a las dos obligaciones anteriores la caducidad se produce por el solo ministerio de la ley a las 12 de la noche del 31 de Marzo del año en que se incurra en la mora del segundo pago, o sea para este caso, el día 31 de Marzo de 1931 y no en el plazo de dos años como parece interpretar el señor Tesorero.

El derecho concedido por nuestro legislador minero para excluir una pertenencia de la subasta, hasta el momento del remate, pagando una cantidad doble del valor adeudado,

sólo puede hacerse valer en los términos anteriores al caso expresamente contemplado en el artículo 12º del Código de Minería.

De manera que, llevado a cabo el remate sin que haya postores, procede la declaración de terreno franco que debe hacer el Juez de oficio, conjuntamente con la orden de cancelación de la inscripción en el Conservador de Minas. Con todo, en el caso de la consulta, de si puede la Tesorería recibir el pago de la patente doble para evitar la caducidad ipso jure, estimo que su tramitación debe hacerse ante el Juez Letrado del lugar para evitar conflictos posteriores, ya que desde el momento en que los Tesoreros envían las nóminas de las pertenencias morosas pierden toda competencia y queda delegada para ante los Tribunales de Justicia, a quienes corresponde en el presente caso, su decisión.

Por otra parte, de la consulta que formula el señor Tesorero de Chañaral, se desprende la falta de cumplimiento a la disposición del artículo 126 del Código de Minería.

Sobre el particular me preocuparé en un estudio separado.

Es cuanto tengo el honor de manifestar a Ud. a propósito de la consulta que le formula el señor Tesorero Comunal de Chañaral.

Saluda atentamente a Ud.

J. NIENHÜSER.
Sect. Abogado.

Al señor Director del Departamento de Minas y Petróleo.

DECRETOS SUPREMOS QUE SE REFIEREN A ASUNTOS MINEROS

Se prorroga el plazo a la Sociedad Minera Elisa de Bordos para que suscriba su capital.

S. E. DECRETO HOY LO QUE SIGUE:

N.º 1976.—Vistos estos antecedentes:

Con lo informado por la Inspección General de Sociedades Anónimas y Operaciones Bursátiles en Oficio N.º 737 de 25 de Noviembre de 1930, y Departamento de Minas en informe N.º 624, de 29 de Febrero último,

D E C R E T O :

Concédese a la Sociedad Anónima SOCIEDAD MINERA ELISA DE BORDOS autorizada por decreto de Hacienda N.º 2016, de 5 de Noviembre de 1926, prórroga por una vez más hasta el 5 de Noviembre de 1932, para que, en definitiva, suscriba la totalidad de su capital social.

Tómese razón, comuníquese y publíquese.—
C. IBAÑEZ C.—R. Jaramillo B.

Devolución de las cantidades pagadas indebidamente por concepto de patentes de pertenencias mineras.

SANTIAGO, 25 de Marzo de 1931.

S. E. DECRETO HOY LO QUE SIGUE:

N.º 2278.—Vistos estos antecedentes y lo solicitado por el Ministerio de Fomento en Nota N.º 343, y lo dispuesto en la ley N.º 4109,

D E C R E T O :

La Tesorería Provincial de Magallanes devolverá a las siguientes personas, las cantidades que se detallan, pagadas indebidamente desde Marzo de 1927 hasta Febrero de 1930, por concepto de patentes de pertenencias petrolíferas:

Don Salustio Valdés C.	\$ 3,660
Don Manlio Bertossi	90
Don Julio Lillo Gómez	260
Cía. Minas Asfalto Brouswik	160
Cía. Petrolífera "Fueguina"	120
Cía. Petrolera Esperanza de Magallanes	1,600
	\$ 6,890

DEDÚZCASE esta cantidad de 06/01/10/c., del Presupuesto vigente.

REFRÉNDASE, tóMese razón y comuníquese.—
Por orden del Presidente.—Carlos Castro Ruiz.
Lo que transcribo a Ud. para su conocimiento.

Se autoriza el gasto que demanden durante el segundo trimestre de 1931 las exploraciones geofísicas.

SANTIAGO, 18 de Marzo de 1931.

S. E. DECRETO HOY LO QUE SIGUE:

N.º 494.—Vistos estos antecedentes, lo dispuesto en la ley N.º 4281, de 15 de Febrero de 1928,

D E C R E T O :

Se autoriza al Director del Departamento de Minas y Petróleo para que gire contra la Tesorería Provincial de Santiago, con arreglo al Decreto de Hacienda N.º 344, de 11 de Febrero de 1928, hasta la suma de setecientos cincuenta mil pesos (\$ 750,000), que invertirá en los gastos que demanden durante el segundo trimestre del presente año, los estudios de reconocimiento de petróleo de Magallanes, la ejecución de exploraciones geofísicas y estudios de nuevos yacimientos mineros del país.

RÍNDASE cuenta de la inversión de dicha suma y dedúzcase el gasto ascendente a setecientos cincuenta mil pesos (\$ 750,000) del rubro E/1102/a) del Presupuesto Extraordinario vigente.

REFRÉNDASE, tóMese razón y comuníquese.—
C. IBAÑEZ C.—Luis Matte L.



SECCION TECNICA

RESULTADOS DE LAS PRUEBAS DE HIDROGENIZACION, DESTILACION, TRANSFORMACION Y COMBUSTION DE CARBONES CHILENOS

POR

WALTER MULLER.

Ingeniero Civil

(Continuación)

I.—HIDROGENIZACION DE CARBONES Y ACEITES

El consumo de hidrógeno en las experiencias hechas con carbones chilenos fué de 2,7 a 3,8%.

Nos parece justo mencionar que estas primeras pruebas de hidrogenización de carbones chilenos en la planta de Bergius en Mannheim - Rheinau, fueron realizadas por iniciativa del Dr. Pablo Krassa, Profesor de Química en la Escuela de Ingeniería de la Universidad de Chile.

El porcentaje de aceites que se puede obtener de un carbón, depende del mayor o menor grado en que su carbono asimila hidrógeno, o sea en otras palabras, la producción de aceites será tanto más elevada, cuanto menor sea la fracción de carbono que queda en el residuo sólido. La práctica ha probado que en general los carbones nuevos (lignitos) dan mejores resultados que las hullas y éstas a su vez mejores que los carbones pobres en materia volátil. De lo anterior se deduce un porvenir muy interesante para aquellos tipos de carbones que son considerados de menor valor para las aplicaciones actuales de ellos como la combustión y destilación. Como además es necesario moler el carbón antes de someterlo al procedimiento, serán especialmente aplicables a él los carbones que resultan muy molidos en la explotación de las minas, o los carboncillos sin mercado resultantes del harneo de carbones.

Hay condiciones de temperatura, presión y tiempo de reacción durante la hidrogenización, que influyen los resultados, y que se hace necesario determinar para cada tipo de carbón,

para obtener los mejores rendimientos. Las temperaturas más adecuadas parecen fluctuar entre 450° y 480° C.; a temperaturas mayores corresponde una mayor producción de gas como resultado de la hidrogenización, objetivo que no es el perseguido, y el peligro de producción de coke.

Las presiones más convenientes están entre 150 y 200 atmósferas.

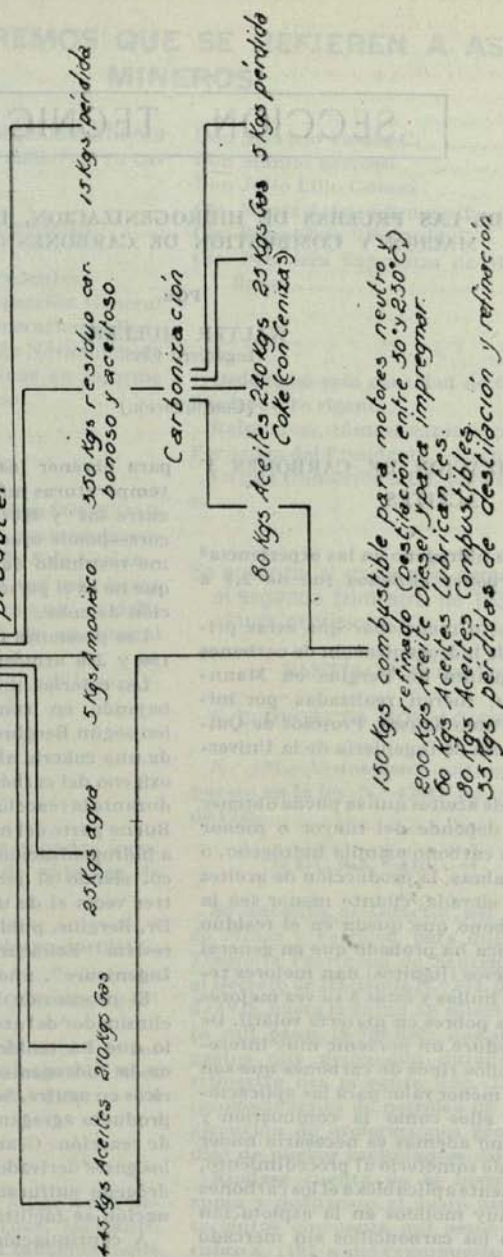
Las calorías obtenidas en forma gaseosa trabajando en condiciones normales, equivalen según Bergius a las obtenidas en los gases de una cokería al destilar el carbón. Parte del oxígeno del carbón se combina con hidrógeno durante la reacción y aparece en forma de agua. Buena parte del nitrógeno del carbón sometido a hidrogenización resulta en forma de amoníaco, siendo el rendimiento de este producto tres veces el de una cokería. (Conferencia del Dr. Bergius, publicada en los N.ºs 42 y 43 de la revista "Zeitschrift des Vereines Deutscher Ingenieure", año 1925).

El proceso de hidrogenización, actúa como eliminador del azufre contenido en el carbón, lo que ha tenido consecuencias importantes en la hidrogenización de aceites de petróleo ricos en azufre. Se facilita la separación de este producto agregando óxido férrico a la cámara de reacción. Gran parte del azufre aparece en los gases derivados del proceso en forma de hidrógeno sulfurado concentrado, cuya eliminación se facilita por esta misma razón.

A continuación copiamos un esquema de los resultados que según Bergius se obtienen de la hidrogenización de un carbón de gas de llama larga, cifras que parece interesante conocer por ser más completas que las citadas respecto de los carbones chilenos.

CUADRO 1

RENDIMIENTOS CON CARBONES DE GAS DE LLAMA
 1 Tons. carbón bruto (8% de ceniza)
 con agregado de Hidrógeno y Oxido Ferrico
 produce:



El rendimiento total de aceites en este ejemplo, referido a una tonelada de carbón es de 525 Kgs. Como algunos de los carbones chilenos han dado en las pruebas hasta 680 Kgs.

de aceites, se obtendrá de su destilación un porcentaje más elevado de cada fracción, que el mencionado en este esquema.

El esquema publicado por Bergius, que re-

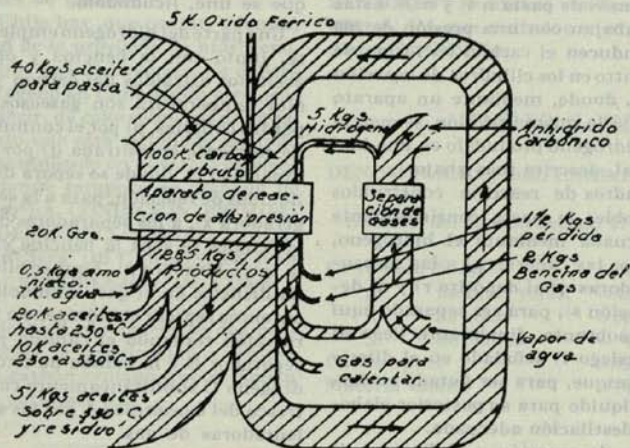
producimos a continuación, permite formarse una idea clara de la forma en que intervienen las materias primas en el proceso de la hidrogenización, su modo de circulación y recirculación, y los productos que se obtienen del procedimiento. La cantidad de estos productos varía naturalmente con la clase de carbón empleado.

Mencionamos que el proceso de hidrogenización se verifica a presiones de 150 atmósferas y superiores, y a temperaturas de 450° a 480° C., fácil es entonces imaginarse las dificultades técnicas que fué necesario vencer para construir aparatos, válvulas, controles, cilindros de reacción que resistan estas presiones conservándose estancos, y a una temperatura en que la resistencia del hierro y acero ha disminuído considerablemente. Especial cuidado se ha debido dedicar en las instalaciones a los controles y regulaciones de temperaturas, para evitar sobrecalentamientos locales.

de varias otras grandes industrias del Ruhr, Alemania. El año 1928 se empezó la construcción de la planta de hidrogenización de carbón de piedra en los terrenos de la Sociedad mencionada en Duisburg-Meiderich.

Es la primera planta construída expresamente para la hidrogenización en escala industrial de carbón de piedra. Las plantas construídas por la I. G. Farbenindustrie han sido para el tratamiento de lignitos y alquitranes de lignitos.

Amablemente invitado por el Dr. Spilker, Gerente de la Gesellschaft fuer Teerverwertung, hombre notable no sólo por sus conocimientos científicos, sino que también por su gran capacidad técnica y de organizador, tuve oportunidad de visitar detenidamente la planta de hidrogenización de carbón cuando se ponía en marcha, y de admirar el esfuerzo realizado para resolver tan complicado problema. El Dr. Spilker nos dió toda clase de facilitaciones.



ESQUEMA DE LA HIDROGENIZACION
CONTINUA
ESQUEMA 2

PLANTA DE HIDROGENIZACION DE LA STEINKOHLEVERFLÜSSIGUNG UND STEINKOHLEVEREDELUNG A. G. (Sociedad para la licuación y ennoblecimiento del carbón de piedra), de DUISBURG-MEIDERICH (Alemania).

Esta Sociedad se formó por el aporte de capital de la Gesellschaft fuer Teerverwertung (Sociedad de aprovechamiento del alquitran) y

dades, y se ofreció para ayudar a nuestro Gobierno a resolver el problema de la hidrogenización de los carbones chilenos.

A su pluma se debe la descripción que sigue y que permite formarse idea exacta de lo que es la planta de hidrogenización de carbón de Duisburg.

Dice el Dr. Spilker en una comunicación al Gobierno:

DESCRIPCIÓN DE LA PLANTA PARA LICUAR CARBÓN DE PIEDRA

El primer dibujo adjunto representa una reseña esquemática de la instalación licuadora de carbón de piedra, mientras que el segundo dibujo es el de planta de la instalación construida en Duisburg-Meiderich.

En el primer dibujo llega el carbón por licuar donde a) y pasa por el depósito b) el dispositivo de transporte c) al tambor secador d) y de allí por el molino e) al depósito de carbón pulverizado f). Desde allí es transportado mediante un ventilador a los depósitos de carbón g 1) y g 2) que sirven para mezclar a voluntad diferentes clases de carbón. Después se revuelve el carbón en el tornillo sin fin mezclador h) con alquitrán que cae del depósito de alquitrán i) y se prepara de ambas materias una pasta en el dispositivo mezclador k 1) y k 2) que llega, pasando por el depósito l) y los embudos m 1) y m 2) a las prensas de pasta n 1) y n 2). Estas prensas que trabajan con una presión de 200 atmósferas, conducen el carbón en forma de pasta para adentro en los cilindros de reacción o 1) hasta o 4), donde, mediante un aparato revolver y bajo la misma presión, se mezcla el carbón con hidrógeno producido en una instalación especial, descrita más abajo.

En estos cilindros de reacción construídos con paredes dobles la pasta continuamente revuelta, es licuada mediante el hidrógeno, después pasa por las cañerías p) a las serpentinas recalentadoras q) al depósito r) y al depósito de expansión s), para ser separado aquí del hidrógeno sobrante, finalmente llega al depósito de trasiego t) señalado en el dibujo como carro-estanco, para ser fletado en forma de carbón líquido para su posterior elaboración en una destilación adecuada.

Los depósitos de reacción o 1) hasta o 4) son calentados por una capa doble, dentro de la cual circula un gas inerte, en este caso nitrógeno. Mediante la bomba u) se mantiene este gas en continua circulación, se lo echa a presión por el conmutador de calor, según el principio de contracorriente, se lo calienta en los hornos de baño de plomo r) a 480° centígrados y así el gas baña los depósitos de reacción o 1) hasta o 4). Regresando de ellos el gas recalienta en las serpentinas de calefacción w 1) hasta w 4) el gas de hidrógeno que afluye a los cilindros de reacción bajo una presión de 200 atmósferas; al mismo tiempo el nitrógeno se refrigera, llega a la bomba de circulación u) y vuelve a emprender su marcha circular.

Una instalación especial en la fábrica para

producir el hidrógeno que emplea como materia prima gas de cokería que en el distrito de Duisburg se adquiere a bajo precio de las cokerías de las minas y de la industria siderúrgica en enormes cantidades como gas sobrante. 50 millones de metros cúbicos de este gas son anualmente elaborados a hidrógeno en la nueva instalación en Duisburg-Meiderich. Grandes cañerías conducen el gas desde lejos a una enorme instalación de fábrica, en la cual se libera el gas, según el procedimiento Linde, bajo alta presión y refrigerándolo a 190° centígrados, de todos aquellos componentes que no sean hidrógeno, en especial de metano que durante el proceso se condensa a líquido. El hidrógeno puro pasa por el compresor A y las serpentinas de calefacción w 1) hasta w 4), donde es calentado por el gas de calefacción, que pasa por las serpentinas en dirección contraria, y entra a los cilindros de reacción o 1) hasta o 4), y reacciona allí con el carbón con que se une, licuándolo.

Una parte del hidrógeno empleado en sobrante, junto con la bencina y otros productos aceitosos extraídos del carbón y que con esta alta temperatura son gaseosos todavía, pasa por las cañerías, p) por el conmutador de calor, de corriente encontrada q) por el depósito de expansión r) donde se separa de los productos líquidos de reacción, pasa a la serpentina refrigeradora x), a los separadores de líquido y) en los cuales se saca la bencina condensada y a la torre lavadora z). Aquí se elimina la bencina disuelta en el gas, lavándolo con aceite, y entonces regresa el hidrógeno a los cilindros de reacción tomando el camino por el depósito separador B y la bomba de circulación de hidrógeno C simultáneamente con el hidrógeno fresco del compresor A por las serpentinas calentadoras de gas.

Al expandir los productos líquidos de reacción en el depósito de expansión s) como también al expandir el aceite de lavar de la torre lavadora z) en el segundo depósito de expansión s 1) se desprenden gases de gran valor que son conducidos al gasómetro D, para ser aprovechados desde allí para fines de calefacción, entre otros para la calefacción de los hornos de baño de plomo. Con esto se demostró esquemáticamente toda la marcha del procedimiento de reacción.

En el dibujo de planta de la instalación de alta presión para licuar carbón de piedra, se han denominado los depósitos correspondientes con las mismas letras, por lo que se consigue una sinopsis como se desarrolla en la

fábrica la marcha circular de los diferentes productos.

Los gastos de una instalación licuadora, tal como se la construye actualmente en Duisburg-Meiderich que debe elaborar m. o m. 30,000 toneladas de carboncillo de carbón de piedra y alquitrán en relación de 20,000 toneladas a 10,000 toneladas, ascenderán a cerca de 10 millones de marcos. Esta instalación no representa todavía una unidad suficientemente grande para poder trabajar económicamente con absoluta seguridad. Ella debe más bien servir de piedra de toque para el resultado económico de una instalación muy en grande que más tarde debe ser erigida para elaborar en total 200,000 toneladas de carbón y aceite. Tal unidad económica, es decir, que elabora anualmente 200,000 toneladas de carbón y alquitrán y que extrae en total 120,000 toneladas de bencina, aceite Diesel y aceite lubricante, costaría aquí en Alemania, ya unos 26 millones de marcos.

En cuanto a Chile hay que contar, además, con la dificultad de la provisión de hidrógeno, ya que allí no hay gas de cokerías. Se deberá producir el hidrógeno en Chile según otro procedimiento, es decir, de coke sobre gas de agua, un procedimiento que está estudiado en todo sentido y que es empleado en nuestras fábricas en Rodleben, donde tampoco se dispone de gas de cokerías. LA CONDICION PRIMORDIAL PARA EL DESARROLLO DE UNA INDUSTRIA DE LICUACION DE CARBON, ES POR LO TANTO LA PRODUCCION DE COKE Y ALQUITRAN.

El mejor modo para obtener estos dos productos es mediante la cokificación a temperatura baja del carbón chileno que se presta excelentemente para este fin.

De la partida de carbones que el infrascrito llevó a Europa por encargo del Consejo de Fomento Carbonero, para someterlos a ensayos, y debido a la amabilidad del Dr. Spilker, fué posible someter a pruebas de hidrogenización en los laboratorios en Duisburg-Meiderich de la Sociedad de licuación de carbón, muestras de los siguientes carbones chilenos:

Carbón de las minas de Lota (marca M).

Carbón Schwager (marca S).

Carbón Dichato.

Carbón Curanilahue.

A continuación copiamos el informe original respectivo del Dr. Steffen, que estuvo a cargo de los trabajos.

BERGINIZACION DE CARBONES CHILENOS

Algunos carbones recibidos desde Chile fueron sometidos a una berginización. Las pruebas se hicieron con carbones secados al aire y pulverizados, tratándolos en autoclaves rotatorias de m/m 4,3 litros de capacidad construídas de un acero Siemens-Martin.

Después de varios ensayos preliminares hechos a distintas temperaturas, se determinó la que daba el mejor rendimiento en petróleos con respecto al carbón puro. Para esta temperatura óptima de reacción de cada carbón, se realizaron dos ensayos completos, de los cuales se dan los detalles de uno de ellos para cada carbón en este informe.

El producto licuado se sometió a una destilación y se fraccionó en agua e hidrocarburos, a una ebullición correspondiente a 230°, de 230° a 330° y de 330° a 250° AL VACUM y en un RESIDUO BREOSO. A esta brea se extrajo los BENZOLES y se obtuvo residuos insolubles en benzol, los que tratados en un crisol al rojo, dieron la CENIZA.

ENSAYO G. 127

DENOMINACION DEL CARBON: M.

Análisis del carbón secado al aire:

Contenido de agua	= 2,26%	del peso
„ de mat. volát.	= 41,46	del carbón
„ de coke	= 56,28	secado.
„ de ceniza	= 4,46	del peso
Carbón puro	= 93,28	del peso
Materia volátil	= 44,5	del peso del carbón puro

Cargas:

350 grs. carbón (secado al aire).

150 > pasta-aceite (brea-alquitrane)

17,5 > masa-Lux.

41,5 > hidrógeno = 450 lts.

CONDICIONES DE LA REACCION DEL PROCEDIMIENTO:

Duración de la elevación de la temperatura = 2 horas.

y presiones en at. = Pa = 125 (p. inicial)

Pm = 305 (máx.)

Temperatura de la reacción:

=450°. Duración Id. = 2 horas.

Pr = 290—240 (p. reacción).

Ps = 75 (p. final).

Producto líquido: 416 grs. bien fluído, homogéneo.

La destilación fraccionada dió:

H ₂ O =	39,3 grs.
230° =	80,6 > d=0,862
330° =	=71,5 > d=1,01
250°=(al vacío) =	53,4 >
Extracto brea	=67,2 >
Carbón (saldo)	=63 >
Ceniza	=35 >
Pérdidas de la destilación	= 6 >
	<hr/>
	416,0 >

Total de petróleo = 272,7—126,3 = 146,4

Deducción debida a productos licuados que dan los 140 gr. de pasta.

O sea =41,7 % del carbón entrado.

> =45 % del carbón puro.

Agua producida:

Saliente = 39,3 grs.

Entrante = 7,9 > (2,26% del carbón).

= 3,1 > (Resultado de la pasta)

Agua de

la reacción = 28,3 gr.

(Carbón y

mas-Lux) = 8,1% del carbón seco

= 8,7% del carbón puro.

Gas obtenido: 285 Lts.

Su composición es:

CO₂ CnH_{2n} O₂ CO H₂ CnH_{2n+2} N₂

1,6 — 0,4 1,7 62,7 23,4 10,4 %

Hidrógeno producido: 180 Lts. o sea 16,2 grs.

Hidrógeno consumido: 41,5—16,2=25,3.

140 grs. pasta consumen: 4,1 grs. H₂; queda por lo tanto un consumo neto de hidrógeno de 21,2 grs.

El consumo neto para el carbón y la masa-Lux es pues del 6,05% del carbón (6,5% de carbón puro).

RESUMEN

Balace en % de peso, relativo a carbón puro.

NOTA.—Los 140 grs. de pasta que al ser destilados junto con el carbón también producen petróleos. Se deducen estos valores como sigue: (250°)=7,6 grs. (230—330°)=48,7; (330—250°)=25 grs. y aceite del extracto de brea = 45 grs.

Petróleos: —230° =	22,5%
—330° = 7,0 =	38,2% Total de aceites = 45%.
(Vácu) —250° =	8,6%
Extrat. de brea =	6,8%
Agua (—NH ₃ X) =	8,7%
Carbón resid. =	19,4%
Gases obtenidos =	24,8%
Pérdidas =	2,1%
	<hr/>
	100,0%

NOMBRE DEL CARBON: S.—PRUEBA G 133

Análisis:

Contenido en agua = 2% en peso del carbón secado al aire.

„ mat. vol. = 41,18%

„ coke = 56,82%

„ cenizas = 2,02%

Carbón puro = 95,98%

Mat. vol. = 43% del carbón puro

Cenizas: 350 grs. carbón secado al aire. 140 grs.

17,5 grs. masa-Lux y 41,5 grs. hidrógeno (=460 lts.).

Condiciones: Pre calentamiento: 2 horas

Pa=125 Pm=300

Temperatura, Reacción 450° durante

2 horas Pr =300—230

Pe =65

Materia obtenida =428 grs.

La destilación fraccionada dió:

H ₂ O =	37,9 grs.
—230° =	87,0 > (d=0,875)
—330° =	79,4 > (d=1,01)
—250° =	46,1 >
Extract. brea =	98 >
Carb. Resid =	50 >
Ceniza =	23,0 >
Pérdidas =	7,0 >
	<hr/>
	428 grs.

Total petróleo = 310,5—126,3=184,2 gras.

Deducción debida a productos licuados que dan los 140 grs. de pasta.

52,5% del carbón seco

55 % del carbón puro.

Agua:

Producido: = 37,9 grs.

Extraído: = 7 > (2% del peso carbón)
= 5,1 > (de la pasta)

Agua de la

reacción... = 27,8 grs.

= 7,95% del carbón (8,3% carbón puro).

Gas producido = 24,7 lts.

Su composición es:

CO ₂	CnH _{2n}	O ₂	CO	H ₂	CnH _{2n+2}	N ₂
1,2	0,5	0,4	1,6	64,2	25,3	6,8 en %

Hidrógeno producido: 158 lts. (14,2 grs.)

consumido: 41,5—14,2 = 27,3 grs.

Para esta parte, los 140 grs. de pasta consumen: 4,1 gr. H₂; de manera que el consumo neto resulta de = 27,3 menos 4,1 = 23,2 gr.

6,6% del carbón (6,9% carbón puro)

RESUMEN EN % DE PESO DE CARBÓN PURO

Los productos que da la pasta (140 grs.) son los mismos que se mencionan en el ensayo G 127 y se han descontado como en ese caso y se obtiene:

Aceites 230° = 23,4%
330° = 9,4% = 39,1% Tot. aceites:
250° = 6,3% = 55%

Extracto brea = 15,9%

Agua (NH₃X) = 8,3%

Carb. resid. = 20,7%

Gases = 1,1%

Pérdidas: = 100,0%

DENOMINACION DEL CARBÓN DICHATO

Análisis del carbón secado al aire.

Contenido	en agua	8,6% del carbón se-
>	mater. vol.	40,6% cado al aire.
>	coke	50,8% id. id.
>	ceniza	8,3% id. id.

Contenido carbón puro, 83,1%.

materias volátiles 48,9% del carbón puro.

Carga:

350 grs. carbón secado al aire.

140 > pasta.

17,5 > masa-lux.

41,5 > hidrógeno = 460 lts.

CONDICIONES DE LA REACCION:

Pre calentamiento: 2 horas, Pe = 125 at.

Pm. = 290 at.

Duración de la reacción: a 450° = 2 horas.

Pr. = 285-240; Pe. = 65.

RENDIMIENTO: Total 434 grs.

H₂O = 61,8 grs.

230° = 71 > d = 0,834.

330° = 93,3 > d = 0,994.

(Vácuo) 250° = 47,7

Extrat. brea = 96,2

Carbón resid. = 11

Ceniza = 46

Pérdidas = 7

434 grs.

Total de aceite producido: 308,2—126,3 (de la pasta) = 181,9 o sea,

52% del carbón primitivo.

63% > > puro.

Agua obtenida: 61,8 grs.

entrada: 30 > (8,6% contenido de agua del carbón).

3,1 > (obtenida de la pasta).

Agua de la reac. 28,7 grs.

8,2% del carbón (9,9% carbón puro).

GAS PRODUCIDO: 247 lts.

Su composición es:

CO ₂	CnH _{2n}	O ₂	CO	H ₂	C ⁿ H ²ⁿ +2	N ₂
3,2	0,5	0,5	1,5	68,3	10,8	15,2

Hidrógeno producido: 168 lts., o sea 15 grs.

consumido: 41,5—15 = 26,5 grs.

Los 140 grs. de pasta consumen = 4,1

Consumo neto de hidrógeno: = 22,4 grs.

6,4% del carbón (7,7% del carbón puro).

Balance de la operación en % del peso del carbón puro.

Las deducciones que corresponden a los productos que dan los 140 grs. de pasta son las del ensayo G 127.

Productos	230° = 22,0%	
» 230—330° = 15,4%	45,3%	Tot. = 63%
» 250° (Vácuo) = 7,9%		
Extrat. de breas	= 17,7%	
Agua (NH ₃ X)	= 9,9%	
Carb. resid.	= 3,8%	
Gases	= 20,9%	
Pérdidas destil.	= 2,4%	
	<u>100,0%</u>	

ENSAYO K. 10

DENOMINACION DEL CARBON: CURA-NILAHUE

Contenido en agua:	= 2,0%	del carbón secado
» mat. vol.	= 42,8%	al aire.
» coke	= 55,2%	id. id.
» cenizas	= 6,4%	id. id.
Carbón puro	= 91,6%	id. id.
Materias volátiles	= 46,7%	del carbón puro.

CARGA:

350	grs.	carbón secado al aire.
140	»	pasta.
17,5	»	masa-Lux.
41,5	»	hidrógeno.

Condiciones de la reacción:

Pre calentamiento: 2 horas; Pe = 125 Pm = 280.
Duración de la reacción:

2 horas Pr = 275—220 Pe = 60.

PRODUCTOS: 444 grs.

Se obtuvo:

H ₂ O	= 38,8	grs.
230°	= 75,8	» d = 0,862
330°	= 83,9	» d = 0,999
(Vácuo) 250°	= 46,0	»
Extrat. breas	= 142,5	»
Carb. (Saldo)	= 17,5	»
Cenizas	= 35,5	»
Pérdidas	= 4	»
	<u>444</u>	grs.

Se produjo en total 348,2—126,3 (deducción debida a los hidrocarburos producidos por la pasta) = 221,9 grs.

63,5% del carb. secado al aire (69,5% del carbón puro).

Agua producida	= 38,8	grs.
» entrada:	= 7,0	» (Carbón)
» »	= 3,1	» (Pasta)
Agua de la reacción	= 28,7	grs. o sea 8,2%
		del carbón (8,95%
		del carbón puro).

Gas producido: = 228 litros.

Su composición es:

CO ₂	CnH _{2n}	O ₂	CO	H ₂	CnH _{2n} +2 N ₂	%
1,4	0,4	0,4	1,6	66,7	20,1	9,4

Hidrógeno obtenido = 151 litros = 13,6 grs.

» consumido = 41,5—13,6 = 27,9
Los 140 grs. de pasta consumen, 4,1 grs. Hidrógeno.

Por lo tanto, el hidrógeno consumido por el (carbón+masa-lux) = 23,8 grs., o sea 6,8% del carbón (7,4% del carbón puro).

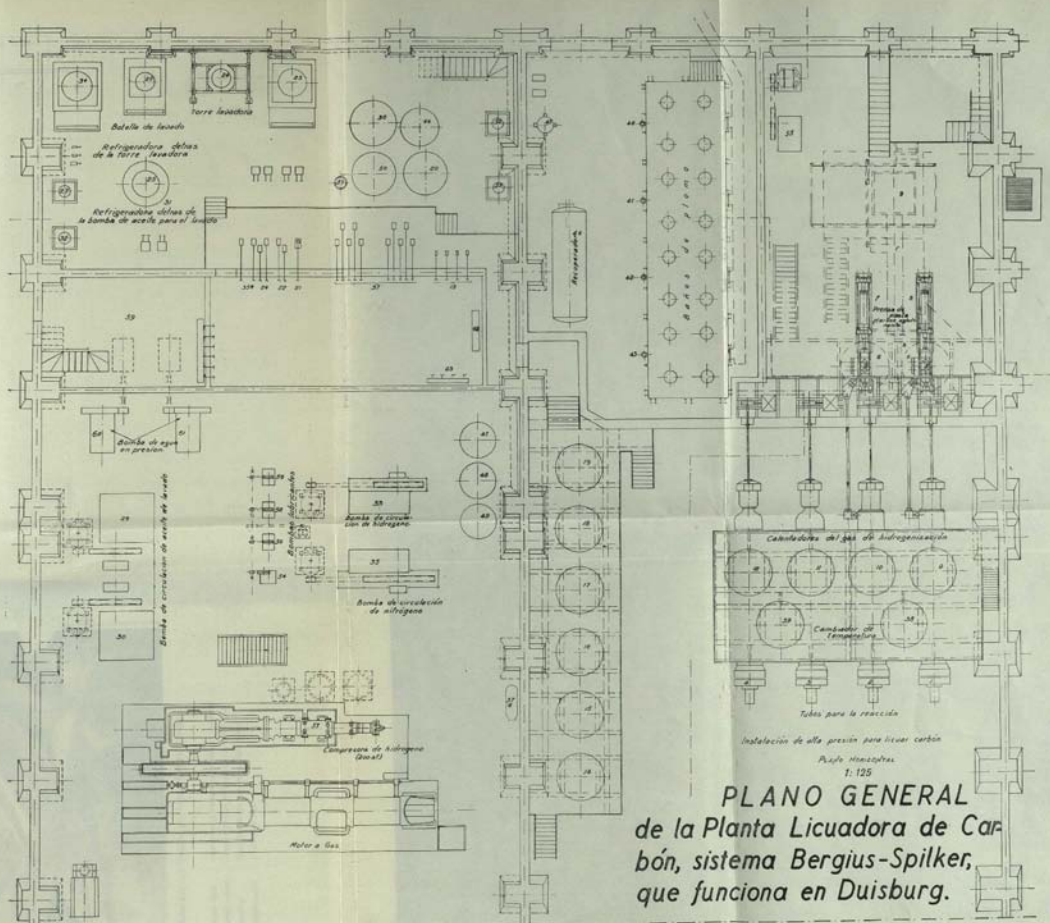
BALANCE EN % PASO DEL CARBON PURO

Los valores que se deducen debido a los productos de los 140 grs. de pasta, son los mismos del ENSAYO G 127.

Produc. Destil. 230° = 21,6%	
330° = 11,0%	= 39,1%
(Vácuo) 250° = 6,6%	= 69,5% tot.
Extrat. breas = 30,4%	
Agua (NH ₃ X) = 8,9%	
Carbón, saldo = 5,4%	
Gases = 15,5%	
Pérdidas = 0,7%	
	<u>100,0%</u>

RESUMEN

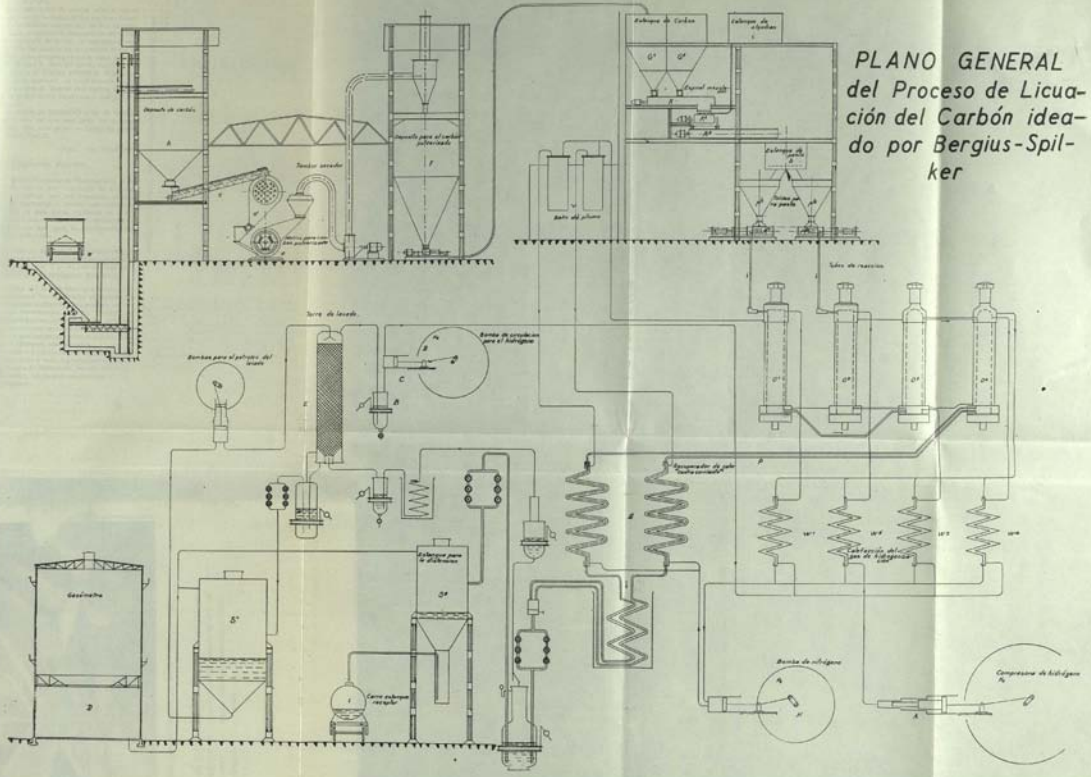
Los cuatro carbonos chilenos extraídos se prestan admirablemente para ser hidrogenizados según el sistema BERGIUS; principalmente debido a su alto contenido en materias volátiles. Los rendimientos de aceites destilables, es decir, de aceites que pueden ser extraídos por medio de una destilación sencilla del producto obtenido por el sistema BERGIUS,



PLANO GENERAL
de la Planta Licuadora de Car
bón, sistema Bergius-Spilker,
que funciona en Duisburg.

Instalacion de alta presion para licuar carbon
Plano Homocopia
1: 125

PLANO GENERAL
*del Proceso de Licua-
 ción del Carbón idea-
 do por Bergius-Spil-
 ker*



fluctúa entre 38 y 45%. En cambio, las cifras referentes al contenido total en aceites abarcan hasta el 69,5%.

El contenido total de aceite (más o menos 65%) representa la suma de los aceites obtenidos por destilación simple del carbón licuado, y de los que se extraen de los residuos de la destilación (extracto de breas). Al estudiar el rendimiento de los aceites de un carbón al ser licuado hay que considerar los dos tipos de aceites; puesto que la cifra del aceite total, que es la que indica el **TOTAL POSIBLE POR EXTRAER**, deja entrever un rendimiento mayor para los aceites de simple destilación al efectuarse la licuación en condiciones continuas e industriales.

Los carbonos de DICHATO y los de CURANILAHUE son los que han dado los mejores resultados. Por otra parte, se habrá de preferir el carbón S al M.

(Fdo.).—Dr. STEFFEN.

Duisburg-Meiderich, 20-7-1929.

NOTA—Carbón puro se ha designado en estos ensayos al carbón que resultaría de suponer restado del carbón que fué ensayado, el porcentaje de humedad y ceniza que contenía.

Masa-lux es una masa artificial de óxido férrico que se usa corrientemente en Europa en las fábricas de gas para la purificación del hidrógeno sulfurado.

COMENTARIOS SOBRE LOS RESULTADOS ANTERIORES, Y COMPARACION CON LOS OBTENIDOS EN LA PLANTA DEL DR. BERGIUS EN MANNHEIM-RHEINAU.

El informe del Dr. Steffen que hemos copiado, confirma los resultados obtenidos en las experiencias hechas con los mismos carbonos en los laboratorios del Dr. Bergius en Mannheim-Rheinau, es decir que los carbonos chilenos se prestan muy bien para la hidrogenización, y que los porcentajes de aceites que de ellos se obtienen son elevados.

En el cuadro a continuación hemos resumido y puesto lado a lado, los resultados obtenidos con 3 años de diferencia, por dos laboratorios diferentes, en la hidrogenización de carbonos chilenos:

RESULTADOS DE LA HIDROGENIZACION DE CARBONES CHILENOS

CARBONES	PORCENTAJES DE ACEITE RESEPECTO DE CARBÓN PURO		PORCENTAJES DE ACEITES RESEPECTO DE CARBÓN COMO FUÉ USADO	
	Experiencias Mannheim	Experiencias Duisburg	Experiencias Mannheim	Experiencias Duisburg
Curanilahue	73%	69,5%	65%	63,5%
Dichato	74% (promedio)	63%	66,5% (promedio)	52%
Schwager	69% (promedio)	55%	65% (promedio)	52%
Lota	60,5% (promedio)	45%	49,5% (promedio)	41,7%
Lirquén	62% (promedio)	55,5% (promedio)
Máfil	40,5% (promedio)	33% (promedio)

Si bien las cifras no son las mismas, debido a las diferentes condiciones de experimentación, ellas conservan un gran paralelismo en cuanto al mérito relativo de los diferentes carbonos. Las cifras que tendrían más valor en la práctica serían las de las columnas 3 y 4 que corresponden a los rendimientos respecto del carbón bruto, tal como éste se sometería a la hidrogenización.

(Continuará).

MINISTERIO DE FOMENTO
DEPARTAMENTO DE MINAS Y PETRÓLEO

**MEMORIA DEL DEPARTAMENTO DE MINAS Y PETRÓLEO
CORRESPONDIENTE AL AÑO 1930**

Santiago, de Marzo de 1931.

Tengo el agrado de elevar a la consideración de US. la Memoria del Departamento a mi cargo, correspondiente al año 1930.

Me permito hacer notar a US. que, debido a la reciente creación de este Departamento, la labor desarrollada en el año a que la Memoria se refiere no ha podido ser más vasta, por lo cual dicha Memoria es, principalmente, la exposición del programa de trabajo para el año en curso.

Dios gue. a US.

AL SEÑOR MINISTRO DE FOMENTO.

M E M O R I A

**DEL DEPARTAMENTO DE MINAS Y
PETRÓLEO, CORRESPONDIENTE AL
AÑO 1930**

Por Decreto con fuerza de Ley N.º 2169, de 19 de Agosto de 1930, se segregó la Sección Minas que formaba parte de la Superintendencia de Salitre y Minas, para constituir el Departamento de Minas y Petróleo, que pasó a depender del Ministerio de Fomento.

Pero la organización del Departamento, sólo vino a formalizarse el 14 de Octubre por Decreto N.º 2424 que fijó la planta del personal.

El Departamento de Minas y Petróleo consta de una Dirección y de las Secciones de "Yacimientos Mineros" y de "Carbón y Petróleo", con el personal que a continuación se indica:

DIRECCION

Un Director	(Residencia en Santiago)
Un Secretario Abogado	" " "
Un Estadístico	" " "

Un Dibujante	(Residencia en Santiago)
Un Oficial Primero	" " "
Un Oficial Segundo	" " "
Un Dactilógrafo	" " "
Dos Porteros	" " "

SECCION YACIMIENTOS MINEROS

Un Ingeniero Jefe, (Residencia en Santiago).
Dos Ingenieros Primeros Regionales, (Residencia en Santiago y Antofagasta).
Dos Ingenieros Segundos Regionales, (Residencia en Copiapó y La Serena).
Un Dactilógrafo, (Residencia en Santiago).

SECCION CARBON Y PETRÓLEO

Un Ingeniero Jefe, (Residencia en Santiago).
Un Ingeniero Primero Regional, (Residencia en Concepción).
Un Ingeniero Segundo Regional, (Residencia en Magallanes).
Un Ingeniero Químico, (Residencia en Santiago).
Un Guarda Almacén de materiales de Sondas, (Residencia en Santiago).
Un Dactilógrafo, (Residencia en Santiago).

A la fecha de la creación del Departamento, existían únicamente Ingenieros Regionales en Santiago, Copiapó y Concepción; los de Antofagasta, La Serena y Magallanes, son nuevos, y los Ingenieros han sido nombrados a principios del presente año.

A.—DIRECCION

MEÑA DE ENTRADAS

Datos correspondientes al período comprendido entre el 16 de Octubre y el 31 de Diciembre de 1930.

Correspondencia recibida.	516 asuntos
se dividen en:	
Asuntos generales.	453
Expedientes técnicos.	43
Providencias del Ministerio de Fomento:	
De orden varios.	2
De orden técnico	7
Circulares.	11
Correspondencia despachada	177 asuntos
se dividen en:	
Oficios varios.	159
Informes técnicos.	18

CODIGO DE MINERIA

El nuevo Código de Minería, promulgado el 25 de Enero de 1930 (Ley N.º 4796), otorga al Servicio de Minas del Estado, hoy Departamento de Minas y Petróleo, facultades que antes no tenía, relacionadas con la constitución de la propiedad minera, especialmente sobre la carbonífera: mensuras, exploraciones, rol de minas, etc.

Nos hemos preocupado de la organización necesaria para dar cumplimiento a las disposiciones del Código que son de nuestra incumbencia. Así, se llamó a concurso para formar la lista de Ingenieros y peritos autorizados para efectuar las mensuras de minas, los cuales fueron seleccionados y nombrados por S. E. el Presidente de la República en vista del Decreto N.º 3, de 5 de Enero de 1931.

ROL GENERAL DE MINAS

En cumplimiento a lo dispuesto en el Art. 132 del Código de Minería, hemos comenzado la confección del Rol General de Minas, tomando como base los datos consignados en los padrones que llevaba la Dirección General de Estadística. A estos padrones les faltan datos que son indispensables en un buen rol, y que sirva para el control a que estamos obligados a ejercer en conformidad al artículo mencionado.

Persiguiendo este objetivo y a fin de tener de un modo lo más exacto posible el estado de las propiedades mineras hemos confeccionado un sistema de tarjetas (anexo Form. 05), de modo que será muy fácil apreciar en un momento dado, la situación legal y minera de una pertenencia determinada.

Además con la tarjeta (anexo Form. 06), des-

tinadas para los propietarios y clasificadas por provincias, departamento y comuna, permitirá apreciar la riqueza minera de cada región. La organización perfecta del rol minero sólo se conseguirá en el transcurso del presente año, pues no es tarea fácil si se considera que en toda la República existen alrededor de 26,000 pertenencias.

Basándose en los padrones de la Dirección General de Estadística, hemos confeccionado los cuadros que figuran en el anexo 1, en el que se indica el número de pertenencias por provincias y por substancia mineral.

El total de pertenencias es el siguiente:

	Pert.	Heet.
Substancias metálicas.	22.148	con 93.823,54
> no metálicas	4.064	205.046,34
TOTAL	26.262	298.869,88

ESTADISTICA

Este Departamento, considerando que es de suma importancia la formación de la estadística minera, ha dedicado preferente atención al estudio de una organización que permita recopilar datos exactos para formar los cuadros que precise el estudio de la minería en la República, y terminar así con la deficiente estadística actual, que sólo ha proporcionado datos completos referentes a la industria carbonera.

En efecto, hasta el año 1930 inclusive, este Departamento sólo recibía los datos mensuales relativos al beneficio del cobre (anexo 2) y los correspondientes a la industria carbonera, siendo únicamente estos últimos remitidos en forma completa y detallada. Con los primeros hemos formado el cuadro de producción de cobre que se acompaña, y de los cuadros relativos a la industria carbonera tomamos los datos que indica el anexo respectivo.

Para organizar una estadística completa de toda la minería en Chile, hemos confeccionado los cuadros de producción, gastos y personal (N.º 01); uso de explosivos, (N.º 02); accidentes del trabajo (N.º 03) y compra de minerales (N.º 04).

Estos formularios deben ser remitidos mensualmente por las Compañías o propietarios a nuestros ingenieros regionales, quienes después de verificar la exactitud de los datos indicados, los enviarán a este Departamento. En posesión de estos formularios, procederemos a formar los cuadros de producción de las diversas substancias minerales, agrupándolos mensualmente

por provincias y departamentos, y por substancias, para hacer el resumen anual correspondiente.

Acompañamos también los formularios correspondientes a la industria carbonera, los cuales nos permiten tener una estadística completa de esta importante industria.

Al mismo tiempo, estamos confeccionando cuadros de las cotizaciones diarias de los metales, para obtener así los precios medios mensuales y anuales, dato que es interesante relacionar con las producciones, y que debe compararse con los resultados del ejercicio financiero de las Compañías, pues sirve para obtener importantes deducciones con respecto a la administración de ellas.

Hemos convenido con la Dirección General de Estadística que, tomando en cuenta que nuestro Departamento tiene más facilidades para la recolección de los datos estadísticos mineros y que existe conveniencia en uniformar las actuaciones de los organismos públicos en beneficio del servicio y del mismo público que debe proporcionar los datos, seamos nosotros los encargados de entendernos con las empresas mineras para la confección de la estadística y proporcionar en seguida, a aquella Dirección General, todos los datos que ella estime necesarios, para lo cual, los formularios confeccionados por este Departamento, satisfacen las exigencias de ambas reparticiones.

BIBLIOTECA TECNICA

Hay en existencia 233 obras, las cuales han sido clasificadas en la siguiente forma:

MATERIA	N.º de Obras	N.º de Volúmenes
EN SANTIAGO:		
A.—Geología General	14	21
B.—Estratigrafía y Paleontología	6	7
C.—Yacimientos Metalíferos	10	11
D.—Yacimientos no Metalíferos	4	4
E.—Carbón y Petróleo	17	18
F.—Geofísica	4	4
G.—Mineralogía y Petrografía	27	27
H.—Monografías Regionales	44	50
I.—" Chilenas	20	20
J.—Agricultura	6	6
K.—Minería	19	19
L.—Metalurgia	19	25
M.—Concentración	5	8
N.—Química y Salitre	13	25
O.—Topografía, Geodesia y Astronomía	2	2

MATERIA	N.º de Obras	N.º de Volúmenes
P.—Diccionarios	3	4
Q.—Varios	20	20
EN MAGALLANES:		
Varios	12	15
EN CONCEPCION:		
Folletos y Reglamentos	12	12

REVISTAS

Hay en existencia 38 revistas de las cuales corresponden a:

Chile	7
Francia	5
Alemania	5
Estados Unidos	11
Méjico	1
Suecia	2
Bélgica	3
España	1
Italia	1

Además, a fin de que el Departamento esté bien documentado sobre los progresos y desarrollo de la Minería mundial, se ha solicitado la suscripción a 31 revistas más, de diferentes países, en la siguiente forma:

Estados Unidos	14
Alemania	8
Inglaterra	3
Francia	1
España	1
Canadá	1
Bélgica	1

PUBLICACIONES

Sólo hubo una: "Régimen Tributario Minero", por el Secretario Abogado de este Departamento, folleto que fué repartido a las diversas Embajadas y Consulados del país en el extranjero.

Actualmente se está reuniendo lo más completamente posible una colección de publicaciones oficiales sobre Minería y Geología de Estados Unidos, Argentina, Brasil, Perú, Colombia, etc.

Considerando que es indispensable mantener al público informado acerca de la labor desarrollada por el Departamento, pues sus actividades están dedicadas preferentemente al mejor cono-

cimiento de las riquezas minerales que explotan los particulares, iniciaremos durante el presente año la publicación de un boletín mensual.

En vista de nuestro exiguo presupuesto, dicho boletín se publicará como una sección del Boletín de la Sociedad de Minería que ha tenido la gentileza de ofrecérselo. Esta sección se reimprimirá también separadamente para distribuir la a los servicios minero-geológicos y sociedades científicas extranjeras y nacionales.

Así esperamos ver aumentar la literatura del ramo acerca de nuestro país, ya que actualmente es uno de los que figuran más pobremente en las bibliografías que edita periódicamente la prensa técnica universal.

POLICIA MINERA

Con la designación de los Ingenieros Regionales en Antofagasta, Copiapó, La Serena, Santiago, Concepción, y Magallanes podrá realizarse una mejor labor, relativa al cumplimiento del Reglamento de Policía Minera y Reglamentos de Planos de Minas y Canteras.

Durante las visitas de inspección a las minas, por parte de los ingenieros, éstos no sólo se concretan a señalar las deficiencias que se notan en las labores en cuanto a seguridad se refiere, sino que deben desarrollar una labor de ayuda para el minero, contribuyendo con sus consejos al mejoramiento de los procedimientos en uso, en beneficio de la minería.

Esperamos que los mineros vean en los ingenieros inspectores, no solamente al fiscalizador, sino que, a un colaborador en sus tareas que le envía el Gobierno.

LABORATORIO QUIMICO

En el curso del año 1930, el laboratorio ha ejecutado un total de 369 trabajos de la más variada clase.

De éstos, 173 le fueron encomendados por la dirección del servicio; 88 por diversas oficinas fiscales; y 108 se ejecutaron por encargo de particulares y a su costo.

Los trabajos anteriores representan 1,282 distintas operaciones analíticas.

Por la ejecución de trabajos para particulares, el laboratorio percibió en total \$ 4,495.—, que se depositaron parcial y regularmente en el Banco Central, a la orden de la dirección.

También se han emprendido, como de costumbre, diversos trabajos de investigación sobre minerales que merecen especial estudio; pero, al presente, esos trabajos se encuentran

todavía en desarrollo, de modo que sería prematuro dar a conocer los resultados parciales hasta aquí obtenidos.

En el curso de 1930, el laboratorio no ha recibido suma alguna de dinero para la reposición del material gastado, ni para nuevas adquisiciones que lo completen y lo modernicen.

Con motivo de la organización de este nuevo Departamento las entradas que produce el Laboratorio ingresan a Rentas Generales, privándolo de disponer de ellas para atender a la renovación de los reactivos. Como con la Ley de Presupuesto se consulta una suma muy exigua destinada a subvenir diversos fines, es de imprescindible necesidad disponer de estas entradas, a fin de que sean invertidas en los gastos de Laboratorio, previa autorización suprema.

B.—SECCION YACIMIENTOS MINEROS

Esta Sección se ha creado conjuntamente con el Departamento, por lo tanto, no ha podido ser mucha la labor desarrollada en una existencia tan corta. Una de las preocupaciones principales ha sido la de trazarse el programa de trabajo que debe desarrollar, y que se esboza a grandes rasgos a continuación.

ESTUDIOS MINEROS

Una de las tareas más importantes de esta Sección es la de llegar a establecer de una manera lo suficientemente aproximada la cantidad de reservas minerales de nuestro subsuelo y el valor que ellas representan, lo que se puede conseguir mediante estudios geológicos-económicos de los distritos en que ellas existen.

En todos los países que cuentan con servicios geológicos y de minas bien cimentados, el esqueleto de estos estudios geológico-económicos lo constituye la carta geológica general. Desgraciadamente en nuestro país no se ha podido llevar a cabo la confección de dicha carta y la única de conjunto es la levantada por Pissis por encargo del Gobierno de Chile. A partir de esa época ha adelantado enormemente nuestro conocimiento de la geología del territorio nacional, tanto por los resultados que han obtenido algunos investigadores enviados por sociedades científicas extranjeras, como por los estudios de índole práctica efectuados por geólogos oficiales y particulares. Así pues, la carta geológica de Pissis ha llegado a ser completamente inadecuada para la época actual y ya no tiene sino un valor histórico.

Sería por lo tanto muy conveniente que el Departamento de Minas y Petróleo emprenda el levantamiento de la carta geológica para tener así una nueva base en que cimentar sus estudios de carácter práctico.

Por estas razones se comprenderá fácilmente que cualquiera investigación de un distrito determinado y que lleve en vista la evaluación de las riquezas minerales, tiene que comenzar por establecer los caracteres geológicos generales de dicho distrito, lo que prolonga inútilmente la realización de estos estudios.

Enumeraremos brevemente los problemas de geología económica que tenemos en la actualidad y que será tarea del servicio llegar a resolverlos. Se comprenderá que dado el corto tiempo que lleva de vida este organismo, no hemos podido llegar a formarnos una idea suficientemente exacta para puntualizarlos y que lo consignado se debe aceptar solamente a título provisorio.

En nuestro país casi la totalidad de los yacimientos metalíferos tienen estrechas relaciones genéticas con las rocas eruptivas, y de las rocas madres de las cuales han derivado, dependerán, en gran parte, sus características económicas, como ser, persistencia del mineral a hondura, grado de enriquecimiento, homogeneidad de la masa mineralizada, etc. Naturalmente, que hay otros factores que han contribuido también a fijar estas características, como las condiciones tectónicas y fisiográficas que dominaban en la época de su formación y los cambios que éstas han experimentado posteriormente a ella.

Si conociéramos de un modo cierto dichas relaciones, estaríamos en condiciones de predecir las alternativas que presentará un yacimiento determinado, aún antes de ser abierto, con lo que se reduciría grandemente los riesgos de las exploraciones mineras. Llegar a tal desiderátum es imposible por tan gran cantidad de incógnitas de que está llena la ciencia geológica, pero es un deber del servicio aproximarse lo más posible a su resolución por cuanto ello implica el resguardo de los capitales invertidos en las exploraciones mineras.

La forma de llevar a la práctica las ideas antedichas sería estudiando algunos distritos mineros importantes bajo el aspecto teórico y práctico, es decir, siguiendo más o menos la siguiente pauta:

a) Investigación de la geología regional especialmente en vista a reconstituir la historia de las rocas ígneas.

b) Estudio morfológico y mineralógico del yacimiento.

c) Correlación entre las gangas y las rocas eruptivas.

d) Establecer la distribución de los clavos como ha sido puesta de manifiesto por los trabajos mineros.

Si se reconocieran todos estos antecedentes sería tarea relativamente sencilla clasificar los yacimientos según ciertas características directrices que digan relación directa con su importancia económica, lo que se podría hacer extensivo a los depósitos aún no abiertos. Conseguido este resultado, su repercusión económica sería grande, pues las exploraciones mineras disminuirían en algo su riesgo y se evitaría así una gran pérdida del capital nacional.

Naturalmente alcanzar este resultado es tarea bastante ardua y requiere el concurso de un personal numeroso e idóneo y por lo tanto de recursos económicos de que nuestro servicio no dispone en la actualidad. Sin embargo, es posible encauzar los estudios de manera que se vayan recopilando los antecedentes y material necesario para aproximarnos poco a poco a dicha meta.

Para ello comenzaremos por hacer monografías de las minas en trabajo, recolectando al mismo tiempo el material petrográfico y mineralógico. Este se preparará para la investigación micrográfica y química, de modo que cuando estemos en condiciones de realizar el estudio sistemático de los yacimientos ya tendremos un gran terreno avanzado.

La confección de las monografías se podrá hacer al mismo tiempo que las visitas de inspección destinadas a dar cumplimiento a los Reglamentos de Policía Minera, y para el estudio del material, aprovecharemos la época en que nuestro personal no puede dedicarse a los trabajos de campo.

Como el nombramiento del personal de las zonas de Antofagasta, Atacama y Coquimbo se hizo solamente en Noviembre, él se ha debido dedicar, exclusivamente, durante el mes de Diciembre, a recoger informaciones acerca del estado de las minas, datos de que carecía la sección minas de la Superintendencia de Salitre y Minas. Además, tendrá que ocupar el primer trimestre del año en curso en organizar la estadística y el rol de minas en sus zonas respectivas, pues carecemos del personal auxiliar que sería necesario para realizar la rutina de este trabajo y es preciso distraer a los ingenieros en estas tareas meramente oficiosas.

Haremos mención especial del estudio de los yacimientos auríferos, ya que ello tendría una gran repercusión en la economía nacional. Para

las vetas auríferas sería aplicable todo lo dicho anteriormente.

La existencia de placeres auríferos es muy conocida, ya que ellos son los que han suministrado la mayor parte de la producción de oro del país y su explotación ha quedado estagnada en la actualidad por diversas razones. En primer lugar hay que dejar en claro que los yacimientos de lavaderos chilenos tienen modalidades muy diferentes en aquellos que se explotan en otros países, residiendo la diferencia de que aquí el oro está distribuido de un modo completamente errático, es decir, pequeñas manchas, de buena ley, separadas por grandes trozos estériles. La razón de ello es obvia, pues debido a la topografía tan accidentada de nuestro territorio, predomina en los cursos de agua, un régimen torrencial trayendo como consecuencia la distribución irregular de los depósitos.

Por estas razones casi todas las empresas que han querido trabajar con medios mecánicos han fracasado.

Sin embargo, posiblemente se puedan explotar estos yacimientos con trabajos de piquén, pero para ello sería necesario darles a los piquineros puntos adecuados y medios de trabajo. De aquí que sea de todo punto conveniente que el Departamento emprenda el estudio de los lavaderos auríferos, ya que la gente que podría trabajarlos, no está en condiciones de realizar dichos estudios.

Aprovechando una investigación de los asbestos de Gorbea, realizamos algunos cateos de oro, pero con resultados muy pobres alrededor de 0,5 gramos por metro cúbico. Es cierto que allí las condiciones son poco favorables, porque las quebradas son muy cortas y el oro no ha tenido tiempo de acumularse.

Si se cuenta este año con los recursos suficientes proseguiremos estas investigaciones en la Cordillera de Nahuelbuta, que es una de las regiones más favorables en este sentido.

Además iniciaremos en la Provincia de Chiloé un estudio para establecer si existen yacimientos platiníferos y la importancia económica que ellos pudieran alcanzar.

AYUDA A LA MINERÍA NACIONAL

La aguda crisis minera que azota el mundo entero, ha dejado sentir su influencia con gran intensidad en nuestra minería netamente nacional, cuya producción se ha visto reducida a un minimum. Las provincias del Norte del país son por excelencia mineras y en cada provincia se encuentran las minas por cientos, que, en su

gran mayoría, están en poder de personas de escasos recursos económicos y escasos conocimientos técnicos; esto, agregado a que las minas se encuentran distantes de los ferrocarriles, con los cuales están unidas por caminos troperos o a veces carreteras pésimas, hace que el costo de producción sea tan alto que cualquier baja en el precio del cobre obliga a paralizar la faena o extraer las manchas mineralizadas de mejor ley, estropeando la mina.

El Supremo Gobierno ya se ha preocupado de ayudar a la minería nacional, para lo cual creó la Caja de Crédito Minero, pero las atribuciones que la ley da a este organismo quedan limitadas a conceder préstamos sobre minerales cubrados que aseguren la devolución de los préstamos y esto, precisamente, es lo que falta a la casi totalidad de las minas. De manera que, la mayoría de los préstamos se han hecho sobre desmontes y disfrutes, y en contados casos sobre mineral in situ, para lo cual el minero ha debido invertir previamente un capital a fin de ubicar mineral y sobre él pedir un préstamo.

En la compra de minerales que la Caja de Crédito Minero hace para el abastecimiento de sus plantas de concentración, paga los precios justos, es decir, lo que el mineral vale, pero con el precio del cobre actual el valor de la tonelada de mineral es tan bajo, que es contada la mina que produzca a un precio tal, que su venta no le deje pérdida.

Se hace indispensable remediar esta situación y colocar a nuestra minería en condiciones tales, que le permita soportar mejor nuevas crisis como la actual.

Este Departamento estima que, debería desarrollarse un programa de fomento a la minería nacional, el cual sería materia de un estudio más detenido, pero más o menos encuadrado dentro de los siguientes puntos:

1.º Además de la confección de las monografías mineras de que ya hemos hablado, se haría un estudio económico de las minas, para obtener un conocimiento lo más completo posible de cada una de ellas. Se procedería a seleccionar aquellas minas que demuestren importancia, pero que por una mala dirección técnica, o administrativa o por falta de capitales suficientes no permiten un desarrollo normal y eficiente de ellas. El estudio de mejoramiento se pondría en conocimiento del dueño, ofreciéndole al mismo tiempo secundarle en la ejecución de los trabajos que se proyecten;

2.º Seguramente, de los estudios anteriores se descubrirá que más de una mina merezca la inversión de capitales para mejorar sus condi-

ciones técnicas y económicas. Convendría estudiar la manera de poder ayudar en este sentido, y los fondos que se destinaran a este objeto no debieran gravar al erario nacional, la forma más viable de obtenerlos sería de las utilidades que deje la destilería de petróleo, o hidrogenización de carbones, que ha de instalarse en el país;

3.º Mejorar los caminos de acceso a las minas, que hoy día están abandonadas. A este respecto nos permitimos sugerir la siguiente idea: para la mejor distribución de los fondos camineros en las provincias mineras del norte, especialmente las de Coquimbo y Atacama, debería consultarse la opinión del Departamento de Minas y Petróleo, que está en condiciones de informar a las autoridades correspondientes, sobre los distritos mineros que merecen especial atención en sus caminos para su mejor desarrollo. Así se haría una verdadera obra de fomento a la minería, y de justicia, al invertir en las minas mismas parte de las patentes mineras que pagan; y

4.º Debería revisarse las tarifas ferroviarias, tanto de los ferrocarriles particulares como del Estado, en lo relacionado con el transporte de minerales, principalmente en aquellos ramales que dan acceso a las fundiciones y plantas de concentración regionales, etc.

TRABAJOS REALIZADOS

a.—YACIMIENTOS METALIFEROS.

El único estudio sobre yacimientos metalíferos que se alcanzó a realizar durante el año, es el del Mineral de Jarilla, efectuado por el Ingeniero Regional de Atacama y que llega a las conclusiones siguientes:

MINERAL DE JARILLAS.—El yacimiento está ubicado en el departamento de Huasco, a 28 kms. al S. E. de la estación Merceditas. Consta de 3 grupos de vetas: Central, Santa María y Sur.

Las vetas del grupo Central, en sus afloramientos, son insignificantes guías de cuarzo, para ensancharse y mejorar a hondura. La roca encajadora es un pórfido y el relleno de la veta consiste en porfirita diabásica rica en olivina. El mineral primario parece ser calcopirita, pero

existe abundancia de chalcocita secundaria. La mineralización va repartida en la veta en una faja rica con ley de 60% y 10 cms. de ancho, pero el resto de la potencia que es más o menos 80 cms. también está mineralizado.

El grupo Norte consta de un enjambre de vetas y está unido al Central por una veta Crucero. Estas vetas no están reconocidas a hondura, pero en la superficie aparecen minerales oxidados y chalcocita.

El grupo Sur es al parecer la continuación del Central. Sus vetas no están todavía reconocidas.

Las minas cuentan con una planta de fuerza, aire comprimido y una planta de concentración gravitacional. La explotación normal es de 75 tons. diarias de mineral con 8% de cobre, del que se obtienen 9 tons. de concentrados con 50% de cobre, 16.00 grs./ton. de plata y 2 grs./ton. de oro.

b.—YACIMIENTOS NO METALIFEROS.

Trataremos aquí de los yacimientos no metalíferos, otros que carbón y petróleo.

De los comprendidos en este rubro hemos dedicado cierta atención a los de calizas destinadas a usos agrícolas, de los cuales se han efectuado los siguientes estudios.

YACIMIENTO DE CARBONATO DE CALCIO "LA ORILLA DE LA LAJUELA"

El Ingeniero Regional de Santiago practicó un estudio en el terreno de este yacimiento, entre el 4 y 11 de Noviembre.

El depósito está en el departamento de Santa Cruz, más o menos a 10 kms. al Oeste de la Estación Paniahue, del FF. CC. de San Fernando a Paniahue. Consiste en calizas del jurásico intercaladas entre porfiritas y que han sido fuertemente metamorfoseadas por eruptivos andesíticos. El mineral posible asciende a 2.600,000 tons. Existen una serie de mantos superpuestos con rumbo N. S. e inclinación de 50° al E. Los únicos mantos que se pueden ver bien son los expuestos en una cantera abierta para la explotación. Estos los divide el informante en los 4 grupos siguientes:

	Potencia	Volu.	Tons.	Ca	Fe	Al	Insol
Manto A.....	1,10	17,317	43,292	46,56	1,40	0,63	11,66
Manto B.....	2,10	18,033	45,088	23,53	4,37	5,94	47,66
Manto C.....	15,10	146,870	367,175	55,95	2,20	4,74	28,43
Manto D.....	17,80	254,752	634,330	47,01	0,98	1,20	13,23
		435,934	1 089,885	41,94	1,62	2,58	20,39

Agregando a esta cifra el tonelaje que representan los mantos superpuestos y subyacentes, que son visibles solamente por algunos afloramientos aislados, se llega a la cifra de 2.600,000 tons.

Los costos de explotación y elaboración de los productos se estiman como sigue, suponiendo que se aproveche solamente el material de 48.61 % en CaO.

Carbonato de cal chancado a 3" con	
48% CaO	\$ 12.50
id. pulverizado a 100 mallas. "	25.70
Cal viva con 67,37% CaO libre.	60.06

Estos costos se refieren para el producto sobre carro estación Paniabue.

YACIMIENTOS DE CARBONATO DE CALCIO EN LA ISLA DIEGO DE ALMAGRO

A pedido del Ministro de Fomento hemos realizado un estudio acerca de las posibilidades de fabricar cal en la Isla Diego de Almagro, destinada a usos agrícolas.

En vista de que los yacimientos de mármol de dicha Isla han sido estudiados en repetidas ocasiones por los Ingenieros de la Caja de Crédito Minero, basamos nuestros estudios en las conclusiones de ellos, en cuanto se refiere a las características de los depósitos y condiciones económicas generales de la región.

Estos yacimientos presentan una ventaja sobre las otras caleras del país, la que reside en su gran pureza, pues tienen allí grandes tonelajes de mineral con 98% de CaO.

El mayor inconveniente que presentan estos depósitos es la falta de medios adecuados para el embarque, por lo que sería necesario efectuar ciertas obras marítimas de importancia, las que sirviendo solamente a esta industria deberían amortizarse con un recargo en el costo de la tonelada de cal.

Según nuestros cálculos se podría obtener allí cal viva con 88.5% de CaO libre, a un costo de \$ 99.35 la tonelada puesta sobre carro Talcahuano, o sea a 11.2 ctvs. la unidad de CaO libre. Es cierto que este costo es algo superior a la de Calera que vale 10 ctvs., pero hay que tomar en cuenta la mayor pureza, pues la de Calera contiene solamente 69.4% de CaO libre.

Durante el año actual continuaremos con el estudio de otros yacimientos que están en la

zona central para llegar a establecer de un modo aproximado nuestras reservas de cal y su aprovechabilidad teniendo en vista especialmente la fabricación de cemento y abonos calcáreos.

ASBESTOS. — Desde hace más de quince años se conoce la existencia en el país de algunos yacimientos, en las provincias de Cautín y Valdivia.

Considerando la importancia que tendría para el país la utilización de esta materia prima, se encargó al Ingeniero Regional de Santiago, efectuara una investigación de dichos yacimientos, la que se realizó en el terreno entre el 14 de Diciembre y 19 de Enero. Hasta la fecha se ha confeccionado solamente un informe preliminar sobre estos depósitos, pues tardará algún tiempo el estudio del material recopilado y la confección de los planos, como asimismo las investigaciones sobre el aprovechamiento industrial de estos yacimientos.

Además de los depósitos mencionados proseguiremos, activamente el estudio de otros yacimientos no metalíferos, especialmente los de sulfato de aluminio, feldespatos, yeso, sílice, piedras de ornamentación, caolín, etc. Respecto a los fosfatos y a la Sección Minas de la Superintendencia de Salitre y Minas, realizó el estudio de algunos yacimientos, llegándose a establecer las reservas probables de algunos de ellos y su costo de explotación. Pero queda por resolver el aprovechamiento industrial, es decir, la determinación del fosfato asimilable más adecuado a nuestras exigencias agrícolas y a la materia prima con que contamos.

METALURGIA.—El único trabajo realizado sobre esta materia, es una verificación de los cálculos metalúrgicos del proyecto elaborado por el señor Víctor Navarrete, para instalar una planta siderúrgica a base de carbón de leña en Corral.

Este estudio fué efectuado por el Ingeniero Regional de Coquimbo.

Se hizo la verificación de los cálculos en dos formas: 1.º comparando los datos del señor Navarrete con los que da la literatura sobre la materia, y 2.º calculando los balances térmicos y de materias primas.

Los resultados obtenidos están de acuerdo con los consignados por el señor Navarrete, en lo que se refiere a consumo de mineral, caliza y carbón por tonelada de lingote, no así para la energía disponible por hora de trabajo, que según nuestros cálculos llega a 306 kwh., mientras que el señor Navarrete establece la cifra 670 kwh.

VIARIOS

Esta Sección además de los trabajos enumerados ha intervenido en los siguientes:

ROL MINERO Y ESTADÍSTICA. — Ha confeccionado el proyecto de estadística de la minería exceptuando la carbonífera, que ya existe, según se indica en párrafo aparte.

INFORMES VIARIOS. — Ha evacuado en total, 11 informes técnicos a consultas formuladas por el Ministerio y otras reparticiones públicas.

CODIGO DE MINERIA.—Su personal asesoró a la comisión redactora del Reglamento del Código de Minería.

C.—SECCION CARBON Y PETROLEO**SERVICIO DE EXPLORACIONES PETROLERAS EN MAGALLANES**

Terminada la campaña de exploraciones geológicas realizada durante 1928 y 1929 en Patagonia y Tierra del Fuego por dos comisiones, una belga y la otra alemana, se procedió a fijar, de acuerdo con las conclusiones a que llegaron dichas comisiones, los puntos más favorables, para la ubicación de los dos primeros sondajes. Ellos fueron: Río Tres Puentes (R₂), y Río Tres Brazos (P₂), ambos en las inmediaciones de Magallanes. Al mismo tiempo el Gobierno contrató con la firma Foraky la ejecución de 15 a 20,000 metros de sondajes, debiendo esta firma proporcionar el material y personal necesario para ello.

Los sondajes respectivos se iniciaron en los meses de Abril y Marzo de 1930, respectivamente, habiendo alcanzado, a fines de Diciembre, la sonda Tres Brazos una profundidad de 1,287,45 metros; y la de Tres Puentes 1,014,10 metros.

Hasta el mes de Agosto inclusive, y de acuerdo con las instrucciones impartidas por la Superintendencia de Salitre y Minas, la dirección de los sondajes estuvo a cargo del Ingeniero belga señor Jules Decat. Posteriormente se entregó la dirección a un Ingeniero chileno. Cabe hacer notar aquí que, con esta última organización, ha mejorado notablemente el Servicio de Exploraciones consiguiéndose además, una economía superior a \$ 35,000 mensuales. La organización actual del Servicio de Exploraciones Petroleras es eficiente y puede compararse con las similares de otros países.

El personal técnico es actualmente extranjero, pero el Departamento tiene personal chi-

leno especializándose en todos los puestos, el cual, conforme al contrato suscrito con la firma Foraky, deberá reemplazar al extranjero a medida que la práctica así lo aconseje.

CIFRAS ESTADÍSTICAS RELATIVAS A LOS SONDAJES**SONDA TRES BRAZOS**

Costo total de instalación de la sonda.	\$	583,887.—
Gastos totales hasta el 31-XII-1930, incluso amortización.	\$	1,518,624.71
Profundidad del pozo al 31-XII-1930.	mts.	1,287.45
Avance medio mensual tomando testigos.	mts.	129.—
Costo de perforación por metro.	\$	1,179.56
Profundidad del pozo al momento de paralizarlo el 21 de Febrero de 1931.	mts.	1,390.—

SONDA TRES PUENTES

Costo total de instalación de la sonda.	\$	573,917.—
Gastos totales hasta el 31-XII-1931, incluyendo amortización.	\$	1,111,979.49
Profundidad del pozo al 31-XII-1931.	mts.	1,014.10
Avance medio mensual tomando testigos.	mts.	127.—
Costo de perforación por metro.	\$	1,096.51
Profundidad del pozo al momento de paralizarlo el 18 de Febrero de 1931.	mts.	1,177.—

El porcentaje medio de gastos, por metro perforado se descompone como sigue:

Sondajes y taller.	50 %
Administración.	5.5%
Transporte y construcciones.	12.1%
Amortizaciones.	32.4%
	100.0%

PERFORACIONES**SONDA TRES BRAZOS**

La perforación se comenzó el 6 de Marzo de 1930, y cuando llevaba la profundidad de 1,119.50 metros, hubo de abandonarse el 18 de Julio del mismo año, debido a derrumbes producidos por causas no bien establecidas. Se inició un nuevo pozo aprovechando 50.70 metros

del antiguo. Los testigos extraídos durante la perforación han permitido identificar los terrenos atravesados, como pertenecientes al Terciario y Cretáceo Superior, que se les ha denominado "Estratos de Boquerón y Canelos" en los cuales se ha encontrado pocos indicios de petróleo. En los últimos metros perforados se han identificado los "Estratos de Prat". El 18 de Febrero de 1931 tenía el pozo 1,390 metros y el avance se hacía con suma lentitud y dificultad, debido al reducido diámetro de los drillpipes. En vista que las expectativas de éxito que presentaba eran muy remotas, después de oír a los técnicos en Magallanes, se decidió paralizar y trasladarla a la Punta Prat, Península de Brunswick, región muy interesante según se desprende de los estudios geológicos efectuados por las dos comisiones.

SONDA TRES PUENTES

La perforación se comenzó en los primeros días de Mayo de 1930 y alcanzó a la profundidad de 1,177 metros. Las rocas atravesadas pertenecen al terciario, compuestas de areniscas y areniscas arcillosas, habiéndose intensificado, a mayor profundidad, las arcillas con intercalaciones de areniscas. Las mejores expectativas se presentaron a la profundidad de 500 a 600 metros, donde se produjo una pequeña erupción de gases a 8 atmósferas de presión y con restos de petróleo líquido. Las rocas de esta zona son areniscas calcáreas poco porosas con concreciones más duras de carbonato de cal.

El pozo se entubó hasta los 460 metros solamente, motivo por el cual se produjeron continuos derrumbes. Cuando se repasaba uno de estos derrumbes y sólo faltaban 7 metros para llegar otra vez a la profundidad de 1,177 metros, sobrevino una fuerte erupción de gas con una presión de 40 a 50 atmósferas; en circunstancias que el trépano se encontraba atajado en el fondo del pozo, al ejecutar las maniobras para sacarlo, se cortaron las barras a los 241 metros de profundidad. Después de grandes dificultades, debido a la erupción de los gases y derrumbes producidos, se logró recuperar las barras hasta los 640 metros.

Desde esta profundidad se hacía más difícil la limpia y recuperación del material, y en vista que la parte interesante se encontraba precisamente en la zona descubierta y libre se decidió no continuar con la recuperación.

Se entubó el pozo hasta los 600 metros con tubos perforados y se procedió a aplicar el Swabbing con los siguientes resultados: la presión de los gases aumentó hasta 70 atmósferas

y cargado de gasolina; el agua de inyección arrastraba rastros de petróleo líquido.

Ensayados los gases acusaron un contenido superior a 30 gramos de substancias líquidas por metro cúbico de gas, no se pudo obtener resultados exactos porque los elementos para el ensayo tuvieron que improvisarse.

Los resultados obtenidos con el pozo Tres Puentes permiten llegar a la siguiente conclusión: La ubicación del pozo corresponde a la cúpula del anticlinal, en la cual existen acumulaciones importantes de gases cargados de gasolina y abundantes rastros de petróleo líquido, cuya presencia delata la existencia de petróleo en las alas del anticlinal, si la porosidad de las areniscas calcáreas ha permitido su acumulación.

En vista de estos resultados, el 18 de Febrero del presente año se decidió trasladar la sonda a un lugar convenientemente elegido de la misma región, y de acuerdo con las investigaciones geofísicas, de cuya perforación esperamos un resultado definitivo en el plazo de cuatro meses, es decir a principios del mes de Julio. El nuevo pozo ha sido ubicado directamente al este del antiguo a una distancia de 400 metros.

INVESTIGACIONES GEOFÍSICAS

A principios de Noviembre del año próximo pasado, el Gobierno contrató a un grupo de Ingenieros Geofísicos de la casa Piepmeyer y Cía., Kassel, con el objeto de practicar investigaciones por los métodos geofísicos, especialmente en Magallanes, junto a las exploraciones petrolíferas.

Los 5 ingenieros integrantes del Grupo Geofísico, con su instrumental completo, iniciaron el trabajo con fecha 7 de Enero en la región comprendida entre Leñadura y Río Los Ciervos, (Magallanes) para extender las investigaciones hacia el lugar de ubicación de la sonda Tres Puentes. El método geofísico que se puso en aplicación fué el "sísmico", apropiado para estudiar la estructura del subsuelo, lo que interesa especialmente para ayudar a determinar los puntos más favorables para la ubicación de los sondeos petroleros.

El rendimiento de este método, trabajando en perfiles, es de más o menos 25 kms. mensuales.

Conjuntamente con la paralización del pozo Tres Puentes, las investigaciones geofísicas llegaron a la región de él, de manera que la ubicación precisa del nuevo pozo se eligió de acuerdo con ambos estudios: geofísicos y geológicos.

Este Departamento tiene fundadas esperanzas en que los resultados de estas investigaciones geofísicas serán de positivo provecho para asegurar pronto el éxito de la campaña de exploraciones petroleras iniciadas en Magallanes.

Como durante la temporada de invierno es inadecuada para los trabajos geofísicos, estamos estudiando la región fuera de Magallanes, donde podamos aprovechar los meses de aquella estación. Por el momento tenemos en vista las siguientes regiones: Bahía de Arauco, aquí interesa resolver un problema geológico muy importante para la industria carbonera; y la Provincia de Antofagasta donde podemos alumbrar aguas subterráneas y verificar la existencia de petróleo de cuya existencia tanto se habla.

SOLUCION DEL PROBLEMA DE LOS COMBUSTIBLES LIQUIDOS

El Gobierno ha designado una comisión con el objeto de que estudie e informe sobre los medios de llevar a cabo la refinación de petróleo y la hidrogenización de carbones, en relación con el problema de la previsión de combustibles líquidos al país. Dicha comisión, compuesta por el Director del Departamento de Minas de Petróleo, el Director del Departamento de Industrias Fabriles, el Jefe de la Sección Carbón y Petróleo del Departamento de Minas, el Presidente de la Asociación Carbonera de Chile, el Presidente y Vice-Presidente de la Sociedad Nacional de Minería y el Ingeniero Técnico de la Fábrica de Gas, celebró dos reuniones y acordó repartir a diversas firmas constructoras, bases para un "Concurso de Proyecto para la planta de refinación e hidrogenización de Petróleo", dándoles un plazo de 3 meses para entregar sus contestaciones.

El Departamento de Minas y Petróleo está vivamente empeñado en dar una pronta solución al problema de los combustibles líquidos, para cuyo fin, contribuirá a que la comisión citada, resuelva el problema atendiendo a todos los

factores que entran en juego y contemplando los mejores intereses del país.

OFICINA REGIONAL DE CONCEPCION

Esta oficina está funcionando normalmente desde el mes de Noviembre del año 1927, y desarrolla plenamente su cometido dentro de la región carbonera, merced a la antigüedad de su creación. A continuación se expone sumariamente la labor desarrollada durante el año 1930.

REGLAMENTO DE POLICIA MINERA

a.—VISITAS DE INSPECCION A LAS MINAS DE CARBON.

Dentro del resorte de esta oficina está la vigilancia del cumplimiento del Reglamento de Policía Minera. A este efecto se llevan a cabo periódicas visitas a los diferentes establecimientos carboneros, en los cuales se procede a inspeccionar detenidamente los diferentes laboreos de que consta una mina de carbón, sus tráficos principales y la seguridad de ellos. En cada ocasión que se va a las minas, se trata de observar cuanto dice relación con la aplicación del expresado Reglamento.

Por otra parte, de los viajes efectuados a las minas de carbón y de las conversaciones con los Administradores e Ingenieros, por lo general, se presentan problemas que son resueltos con nuestra ayuda y consejos técnicos.

b.—ACCIDENTES MORTALES OCURRIDOS EN LAS MINAS DE CARBON.

La seguridad en las minas es uno de los principales puntos que debemos vigilar, tratando en lo posible que a medida que aumenta la seguridad en los trabajos, disminuyan al minimum los accidentes fatales.

A continuación damos un cuadro comparativo de los accidentes habidos en los últimos tres años.

DETALLE	1928	1929	1930
N.º de días de explotación en el año	215,6	279,6	261,5
N.º de obreros para todos los días del año	2.867,125	3.095,722	3.029,570
N.º total de accidentados	2375	2824	2393
N.º total de muertos.....	24	14	19
N.º de accidentes por un millón de obreros, días.....	828,4	912,2	789,9
N.º de muertos por cada millón de obreros, días	8,37	4,52	6,27

Sobre cada accidente mortal o grave, el ingeniero hace la encuesta correspondiente, y de sus investigaciones eleva a la Dirección del Departamento un informe, proponiendo las medidas de seguridad para evitar nuevos accidentes y las medidas disciplinarias para los responsables si los hay.

c.—PRIMEROS AUXILIOS A LOS ACCIDENTADOS.

Según lo manifestábamos en la Memoria del año anterior, se hizo una campaña intensa en caminata a prevenir los accidentes, campaña que ha dado los resultados que de ella se esperaban. Además, se ha vigilado que existen puestos de socorro para primeros auxilios a los accidentados en el interior de la mina, colocados en lugares convenientes, lugares elegidos y fijados por los funcionarios de esta oficina. Tenemos que, en caso de ocurrir cualquier accidente, la atención del accidentado no puede tardar más de 10 minutos.

Decíamos también en la memoria anterior, que para prestar con eficacia los primeros auxilios a los accidentados, se habían creado en algunas minas, cursos dictados por médicos, practicantes o ingenieros de seguridad, a los cuales asistían obligatoriamente, entre otros, los Mayordomos de la mina. A este respecto, podemos manifestar que estos cursos se han estado efectuando con toda regularidad, habiéndosele autorizado a una gran cantidad de Mayordomos para que hagan los primeros auxilios a los accidentados.

Por otra parte, tenemos conocimiento que en algunas minas, como las de Lota por ejemplo, existe una categoría de obrero que se llama "Mayordomo aspirante". Pues bien, este obrero, para poder ascender a Mayordomo efectivo, y con esto, pasar a la categoría de empleado particular, uno de los requisitos exigidos es poseer un certificado de competencia en que consta que ha dado examen satisfactorio de más o menos 60 lecciones de que consta una cartilla que para el caso tienen en uso.

REGLAMENTO DE PLANOS DE MINAS Y CANTERAS

a.—PLANOS DE LOS AVANCES MENSUALES.

Las empresas mineras confeccionan los planos de sus minas en conformidad al Reglamento

de Planos de Minas y Canteras, (Decreto Ley N.º 772 de 22 de Julio de 1925) y copias de ellos remiten anualmente a esta oficina. Solamente una empresa no ha dado cumplimiento a esta obligación, pero existe la autorización correspondiente para que el Departamento haga ejecutar la mensura de oficio.

b.—PARALIZACION DE MINAS.

Dos minas se han paralizado durante el año 1930: la mina Arrau, perteneciente a la Sucesión Maximiliano Arrau, ubicada en San José de Mariquina. La paralización se debió a la falta de mercado para sus carbones, pues los ferrocarriles del Estado, que era el principal consumidor, ha decidido no consumir más carbones livianos.

La mina Loreto, perteneciente a la Sociedad Anónima Ganadera y Comercial "Menéndez Behety", ubicada en Magallanes. La paralización se debió a unos derrumbes producidos en los cerros de ubicación de la mina, que originó grandes perjuicios en el interior de ella. Se está abriendo otra mina nueva para remplazar la primera.

En ambos casos se ha dado cumplimiento a lo dispuesto en el Art. 5.º del Decreto Ley 772, que se refiere al aviso previo al Servicio de Minas del Estado, cuando se decide abandonar una mina.

ESTADISTICA CARBONERA

Como en los años anteriores se ha confeccionado mensualmente la estadística de la Industria Carbonera, y remitido copia de ella:

A la Dirección General de Estadística 2 cuadros mensuales.

Al Banco Central de Chile, 2 cuadros mensuales.

Al Boletín Minero, 1 cuadro mensual.

La Estadística General anual, no es posible terminarla todavía porque algunas compañías entregan ciertos datos con dos meses de atraso; un vez confeccionada esta estadística será objeto de un informe aparte, como en años anteriores. Por el momento consignamos algunos datos estadísticos correspondientes al año 1930 y comparados con el año 1929. Anexo N.º 4.

ESTUDIOS E INFORMES TECNICOS

1.—LEVANTAMIENTO TOPOGRAFICO-GEOLOGICO DE LA PROVINCIA DE ARAUCO.

En el mes de Enero de 1930, el Ingeniero de esta Oficina, y el Ingeniero Geólogo ayudante de la Sección Minas, comenzaron el levantamiento topográfico-geológico de la Provincia de Arauco.

Dicho levantamiento se proseguirá en la temporada de verano del año en curso.

Lo que se persigue con estos trabajos es fijar de un modo aproximado las cuencas carboníferas explotables, ya que ellas parecen constituir zonas aisladas separadas por otras estériles.

Por la escasez de afloramientos será imposible llegar a resultados satisfactorios con un simple levantamiento geológico, pero éste servirá de base para continuar la exploración del subsuelo mediante estudios geofísicos y sondajes.

Los levantamientos se efectúan de modo de poder tener planos a la escala 1:20,000 aunque en algunos perfiles importantes se detalla lo suficiente para dibujar en escala 1:1,000.

2.—Informe sobre la situación de la Cía. Carbonera de Lebu Consolidada, elevado ante el Gobernador del Departamento de Cañete y las medidas que convendría tomar a fin de evitar la pérdida completa de las minas existentes en Lebu.

3.—Informe sobre el "Procedimiento Lyon" para transportar carbón pulverizado en forma de pulpa.

4.—Informe para el Departamento de Ferrocarriles, sobre cual de los dos anteproyectos de trazados al ferrocarril entre Curanilahue y Los Alamos servirá mejor en esa zona.

5.—Varios otros informes de distinta naturaleza.

Santiago, 18 de Marzo de 1931.

M. RODRIGUEZ.
Director.

RESUMEN DE PERTENENCIAS MINERAS EN 1929, POR SUBSTANCIAS.

METALICAS			NO METALICAS		
SUBSTANCIAS	Perte- nencias	Hectáreas	SUBSTANCIAS	Perte- nencias	Hectáreas
Aluminio.....	42	1.901	Amianto.....	77	3.520
Antimonio.....	4	17	Apatita.....	5	163
Arsénico.....	9	45	Arena.....	8	309
Colbalto.....	18	76	Arcilla.....	77	2.541
Cobre.....	13.039	49.065,29	Asperón.....	1	12
Cobre con cinabrio, co- balto, fierro, oro, pla- ta, plomo, vanadio y zinc.....	3226	13.516,50	Azufre.....	363	13.944,75
Esquistos piritosos.....	83	415	Brillantina.....	23	1.150
Fierro.....	1.574	7.653	Bórax.....	1.823	104.416,84
Fierro y oro.....	26	88	Bórax y sales potásicas.....	6	300
Manganeso.....	241	1.088,50	Carbón.....	318	17.574,5
Bióxido mangánico y platino.....	3	15	Carbonato de calcio.....	266	10.236
Mercurio.....	14	63	Carbonato de sodio.....	6	300
Molibdeno.....	23	115	Clorato y magnesia.....	21	1.050
Níquel.....	1	5	Cloruro de cal.....	4	200
Níquel con cobalto y cobre.....	43	211.	Cloruro de sodio.....	182	8.087
Oro.....	1.340	8.481,75	Cloruro, sodio y suf. calcio.....	12	600
Oro, plata y platino.....	553	2.765	Cuarzo.....	64	1.994,5
Plata.....	941	3.590	Esquistos bituminosos.....	150	7.500
Plata, cobalto, oro Hg. .	359	1.572	Esquistos carboníferos y petrolíferos.....	12	600
Platino.....	201	1.003	Kaolín.....	79	2.280
Plomo.....	74	307	Kieselgur.....	23	1.350
Plomo, plata, oro y zinc	351	1.351,50	Lapizlázuliz.....	13	65
Sulfato de bario.....	1	50	Mármol.....	11	550
Sulfato fierro y alúmina	18	354	Onix y mármol.....	56	2.715
Tungsteno.....	6	35	Petróleo.....	24	1.200
Vanadio, oro y plata.....	4	20	Piedra cantería.....	28	564,8
Cromo y fierro.....	4	20	Pizarras.....	1	10
			Sales potásicas.....	49	5.642
			Sales sódicas y potási- cas.....	102	5.100
			Sulfato de magnesio.....	1	50
			Sulfato de sodio.....	128	6.300,5
			Tofo.....	1	4
			Tierras de colores.....	6	75
			Turba.....	35	1.058,447
			Yeso.....	83	3.450
			Varios.....	6	133
Totales.....	22.198	93.823,54		4.064	205.046,337

RESUMEN DE PERTENENCIAS MINERAS EN 1929 POR PROVINCIAS

	METALICAS		NO METALICAS	
	Pertenencias	Hectáreas	Pertenencias	Hectáreas
Tarapacá	689	4.369,75	910	52.269,697
Antofagasta	5.549	22.764,99	2.435	118.336,64
Atacama	5.201	19.612	128	4.371
Coquimbo	4.354	16.410,5	8	130
Aconcagua	2.127	8.472,08	30	1.221
Santiago	1.618	7.014,97	5	22
Colchagua	922	4.446	3	150
Talca	74	320,75	—	—
Maule	31	138	1	1,5
Ñuble	48	240	—	—
Concepción	52	260	103	6.901,5
Bío-Bío	72	360	—	—
Cautín	550	2.744,5	215	10.420
Valdivia	45	22,5	—	—
Chiloé	800	6.115	12	600
Magallanes	66	330	214	10.623
Totales	22.198	93.823,54	4.064	205.046,337

CUADRO QUE DEMUESTRA ALGUNOS DATOS ESTADISTICOS DE LA INDUSTRIA CARBONERA DURANTE EL AÑO 1930

MINAS DE	PRODUCCION		VENTAS				Stock al 31 Dic. 1930 Tons.	Días de Explotación	N.º de Empleados	N.º de operarios contratados	Jornales pagados
	Bruta	Neta	Granado	Carbon-cillo	Común	Total					
	Tons.	Tons.	Ton.	Tons.	Tons.	Tons.					
Lirquén	75.759	75.129	38.974	33.736	372	73.082	3.753	261	19	593	1.387.073,18
Cosmito	30.280	27.500	10.478	15.941	1.081	27.500	—	273	9	213	491.453,40
Schwager	425.402	379.882	257.541	54.731	52.872	365.144	44.274	271	192	3.266	8.992.642,68
Lota	825.682	727.391	409.459	271.850	40.790	722.099	45.724	259	287	6.150	17.539.381,33
Curanilahue	4.338	—	—	—	—	—	250	—	30	141	225.632,70
Lebu	11.990	7.327	3.245	10.591	—	13.836	2.161	289	8	278	426.579,98
Máfil	8.612	8.312	—	—	7.092	7.092	1.735	274	1	43	112.465,25
Arrau	5.156	5.607	3.795	866	485	5.146	10	93	3	62	55.467,00
Loreto	35.930	35.256	18.086	16.123	—	34.209	124	266,5	8	57	291.845,94
Elena	19.012	17.944	—	—	17.988	17.988	372	234	2	34	157.118,55
Totales	1.442.161	1.283.808	741.578	403.680	120.680	1.266.096	98.403	261,5	559	10.837	29.679.660,01
Totales en 1929	1.507.866	1.400.507	759.199	436.269	177.387	1.372.855	75.905	279,6	538	10.452	30.502.310,22

METALURGIA DEL COBRE

MINERALES BENEFICIADOS				PRODUCTO FINAL, BARRAS			
AÑO	Establecimientos	Toneladas	Ley %	Toneladas Cobre fino	Toneladas	Ley %	Toneladas cobre fino
1925 ...	Totales	11.775.354	1.90	223.026.152	177.082.320	99.84	176.811.068
1926 ...	Totales	12.622.113	1.84	232.251.124	188.875.240	99.87	188.635.358
1927 ...	Totales	14.565.506	1.93	281.059.499	226.160.499	99.80	225.702.631
1928 ...	Totales	17.797.943	1.80	320.033.157	274.897.090	99.77	274.259.112
1929 ...	Totales	21.688.454	1.77	385.319.677	303.177.482	99.77	302.510.429
1930 ...	Chuquicamata ..	5.537.397	1.64	91.275.138	80.849.720	99.95	80.815.675
	Potrerrillos	4.306.456.130	1.30	56.227.841	42.853.041	99.63	42.696.562
	Teniente	3.571.418	2.34	83.884.679	73.476	99.75	73.293.957
	Chagres	29.064.300	12.34	3.587.298	3.466.800	99	3.432.132
	Naltagua	53.052.588	9.46	5.023.480	4.843.861	99.29	4.809.726
	Gatico	33.281.248	8.36	2.784.309	2.501.360	99.50	2,488.853
	Totales	13.530.669.266	1.79	242.782.745	207.990.782	99.78	207.536.905

PRODUCCION DE COBRE, DICIEMBRE DE 1930

ESTABLECIMIENTOS	MINERALES BENEFICIADOS		COBRE FINO (BARRAS)		PERSONAL				Núm. de accidentes (Hospital.)	Existencia en Chile A fin del mes
	Toneladas	Ley	Toneladas	Ley	OBREROS		EMPLEADOS			
					Chilenos	Extranj.	Chilenos	Extranj.		
Chuquicamata.....	443.432	1.719	6.462.688	99.9553	3.712	402	913	148	40	14.268.357
			1.769.587	99.30						266.511
Potrerillos.....	284.368.130	1.25	1.406.454	99.963	3.450	63	571	134	35	526.552
Teniente.....	486.073	2.226	7.794	99.74	6.064	17	756	132	14	4.322
Zaita.....	(1)	—	—	—	200	—	2	2	—	—
Naltagua.....	2.762.647	12.32	331.552	99.30	386	4	26	18	—	331.552
Total.....	1.216.635.777		17.764.281		13.812	486	2.295	434	89	19.714.972
Total del mes anterior	1.313.304.666		18.077.696		14.210	487	2.292	461	76	16.614.499

(1) Establecimiento paralizado.

CUADRO DISTRIBUCION, OPERARIOS Y OBREROS

	CHUQUICAMATA				POTRERILLOS				TENIENTE			
	Mina	Establ.	Trasp.	Total	Mina	Establ.	Trasp.	Total	Mina	Estableci- miento	Transporte	Total
Empleados chilenos . . .	160	739	14	913	194	328	49	571	84	628	44	756
Empleados extranjeros . . .	43	105	—	148	17	112	5	130	36	95	1	132
Operarios chilenos	1.187	2.478	47	3.712	1.400	1.785	265	3.454	2.015	3.583	466	6.064
Operarios extranjeros	129	264	9	402	21	38	4	63	2	15	—	17
Total	1.519	3.586	70	5.175	1.632	2.263	323	4.418	2.137	4.321	511	6.969

	ZAITA				NALTAGUA			
	Mina	Establ.	Trasp.	Total	Mina	Establ.	Trasp.	Total
Empleados chilenos	—	—	—	29	7	15	4	26
Empleados extranjeros	—	—	—	2	3	15	—	18
Operarios chilenos	106	94	—	200	118	207	61	386
Operarios extranjeros	—	—	—	—	—	4	—	4
Total	106	94	—	231	128	241	65	434

SECCION ESTADISTICA MINERA

INDUSTRIA CARBONERA.

Producción de Marzo de 1931

ZONAS	Departamentos	Compañías Carboníferas	Minas	PRODUCCIÓN EN TONELADAS		PERSONAL OCUPADO	
				Bruta	Neta	Obreros	Empleados
1. Departamento de Concepción.....	Concepción Concepción	Lirquén Cosmito	Lirquén	3,808	3,762	468	18
			Cosmito	3,164	2,876	220	8
Total.....				6,972	6,638	688	26
2. Bahía de Arauco.	Arauco	Minera e Industrial de Chile Fund. Schwager.	Lota	75,419	71,315	6,204	291
	Arauco		Chiflón Puchoco 1, 2 y 3	32,195	29,188	2,802	187
Total.....				107,614	100,503	9,006	478
3. Resto provincia de Concepción...	Cañete Arauco	Lebu Curanilahue	Fortuna y Constancia	1,090	665	295	9
			Curanilahue y Plearias	—	—	97	26
Total.....				1,090	665	392	35
4. Provincia de Valdivia.....	Valdivia Valdivia	Máfil Sucesión Arrau	Máfil	584	554	42	1
			Arrau	—	—
Total.....				584	554	40	1
5. Territorio de Magallanes.....	Magallanes Río Verde	Menéndez Behety Río Verde	Loreto	2,034	2,030	31	6
			Elena	1,778	1,723	34	2
			Chino	269	268	51	2
			Esperanza	70	69	4	—
Total.....				4,151	4,090	120	10
Totales Generales.....				120,411	112,450	10,248	550
Totales del mes anterior.....				94,016	86,767	10,172	548
Igual mes del año anterior.....				107,167	100,687	11,049	553

PRODUCCION DE COBRE.—Marzo de 1931

COMPANIAS	MINERALES BENEFICIADOS		COBRE FINO (Barras)		PERSONAL			
	Toneladas	Ley	Toneladas	Ley	Obreros		Empleados	
					Chilenos	Extranjeros	Chilenos	Extranjeros
Chuquicamata.....	448,300	1,606	7,458,102	99,9616	3,043	320	872	152
Potrerrillos.....	283,385	1,32	1,270,096	99,24	2,953	58	483	123
			1,905,143	99,963				
Teniente.....	518,412	2,16	2,014,000	99,40	6,769	14	748	134
			5,786,000	99,92				
Zaita.....					106	..	28	2
Naitagua.....	5,588	10,92	564,516	99,35	536	4	27	19
Total.....	1,255,685	..	17,977,857	..	13,767	396	2,158	430
Total mes.....	1,129,159	..	17,929,781	..	13,648	408	2,177	425

PRODUCCION DE MINERALES DE COBRE

Febrero de 1931

MINA	Mineral	Toneladas	Ley	Cu. Fino Kgs.	Oro Fino grs.	Plata Fina grs.
Chuquicamata	Chuquicamata	433.965,000	1,70	7.377,405	—	—
Poderosa	Collahuasi	400,000	21,6	86,400	—	145.600
Portezuelo	Tocopilla	125,500	16,30	289,956	—	—
		980,000	27,5			
Toldo	Gatico	33,216	15,5	5,148	—	—
Varias	Tocopilla	186,275	20,59	38,360	—	—
Lomas Bayas	Antofagasta	40,282	19,05	7,673	—	—
Paposo	Taltal	3,672	41,55	1,525	—	—
Buena Esperanza	Punta del Cobre	52,926	9,27	4,906	79	—
Agustina	Punta del Cobre	106,850	16,24	17,358	—	—
Abundancia	Punta del Cobre	516,840	10,59	54,733	1,033	16,512
Manto Verde	Tierra Amarilla	95,909	13,43	12,889	—	—
San Francisco	Tierra Amarilla	85,691	12,70	10,891	—	—
Escorial	Tierra Amarilla	16,990	4,56	776	—	—
San Samuel	Llamosos	38,782	15,99	6,201	56	1,496
Matilde	Cachiyuyo	83,385	11,64	9,706	1,025	1,909
Potrerrillos	Potrerrillos	309.449,790	1,31	4.058,958	—	—
Varias	Copiapó	54,976	14,43	7,934	—	—
	Copiapó	69,528	9,38	6,521	298	—
	Copiapó	44,778	8,85	3,967	183	7,314
	Vallenar	3,701	8,83	327	—	—
	Chañaral	11,949	11,90	1,423	—	—
Incienso	Panulcillo	105,000	6,5	6,825	—	2,625
Bollencito	Tambillos	32,000	3,2	1,024	—	800
Hermosa	Andacollo	27,871	65,94	18,378	—	—
El Palqui	Coquimbo	53,965	26,41	14,252	—	6,254
Varias	Coquimbo	2,489	14,66	365	42	—
Molle y Cebada	La Patagua (Ligua)	1.123,902	2,77	31,132	—	—
San Agustín	Las Condes	2.032,548	6,455	131,201	—	—
Disputada	Las Condes	9.583,882	3,68	352,687	—	—
Volcán	El Volcán	1.529,000	3,77	57,643	—	—
Naltagua	Naltagua	3.068,000	3,08	94,557	—	—
Teniente	El Teniente	418.128,000	2,15	8.989,752	—	—
Total		1.182.052,697	—	21.700,873	2,716	182,510

PRODUCCION DE MINERALES AURIFEROS

Febrero de 1931

NOMBRE DE LA MINA	Departamentos	Tons. Mineral	Ley oro gr./ton.	CONTENIDO FINO		
				Oro grs.	Cu. Kgs.	Ag. grs.
Varias	Copiapó	69,528	—	2.986	—	—
Varias	Copiapó	228.308	22,60	5.168	—	—
Varias	Copiapó	41,437	48,20	1.995	1.822	192
Varias	Copiapó	52,855	62,90	3.853	—	—
Varias	Chañaral	864,659	22,15	19.154	755	919
Varias	Huasco	20,324	45,70	927	—	—
El Chivato	Talca	—	—	1.082	—	—
Total		1.277,111	—	35.165	2.577	1.111

PRODUCCION MINERALES VARIOS

Febrero de 1931

MINA	Provincia	Departamento	Substancia	Dueño	Tons. produc.	Principal	LEYES	
							%	P %
Buenaventura	Antofagasta	El Loa	Azufre	Luis Borlando	380	S	86,7	—
Solita	Antofagasta	El Loa	Sal	Esteban Tomic	9	NaCl	100	—
El Romero	Coquimbo..	Elqui	Manganeso	Grace y Cía. Bethlehem C°.	402	Mn	47	—
Tofo	Coquimbo..	La Serena	Fierro		86.380	Fe	60,9	0,035
Calera	Aconcagua .	Quillota	Carbonato calcio	Soc. Fábrica Cemento Melón	10.713	CaCO ₃	73	—
Melón	Aconcagua .	Quillota	Carbonato calcio	> >	9.187	CaCO ₃	82,80	—
Yeseras ...	Santiago ...	Santiago	Sulfato calcio	Cía. Industrial El Volcán	1.520	CaSO ₄	90	—

PRODUCCIÓN MINERAL VARIOS
1950 en toneladas
Enero de 1951

Provincia	Producción en toneladas	Producción en toneladas	Producción en toneladas	Producción en toneladas
Antioquia	1,200	1,200	1,200	1,200
Bolívar	1,500	1,500	1,500	1,500
Caldas	1,800	1,800	1,800	1,800
Cundinamarca	2,000	2,000	2,000	2,000
Quindío	2,200	2,200	2,200	2,200
Risaralda	2,500	2,500	2,500	2,500
Santander	2,800	2,800	2,800	2,800
Socorro	3,000	3,000	3,000	3,000
Tolima	3,200	3,200	3,200	3,200
Valle del Cauca	3,500	3,500	3,500	3,500
Veraguas	3,800	3,800	3,800	3,800
Zulia	4,000	4,000	4,000	4,000
Total	40,000	40,000	40,000	40,000

COMERCIO EXTERNO DE COCAÍNA

1951 en toneladas

País	Exportación	Importación	Total
Estados Unidos	10,000	5,000	15,000
Francia	8,000	4,000	12,000
Reino Unido	6,000	3,000	9,000
Países Bajos	4,000	2,000	6,000
Italia	3,000	1,500	4,500
Brasil	2,000	1,000	3,000
Argentina	1,500	750	2,250
Chile	1,000	500	1,500
Perú	800	400	1,200
Total	40,000	20,000	60,000