

BOLETIN MINERO

DE LA

Sociedad Nacional de Minería

SANTIAGO DE CHILE

Director: Oscar Peña i Lillo

LAS PERSPECTIVAS DEL PLATINO

La situación desfavorable del platino derivada según lo dice en su último número, la revista alemana "Metallwirtschaft", del estudio estadístico de su producción y consumo, ha conducido a considerables bajas en los precios de este metal, aparte de que las perspectivas que se presentan para un mejoramiento de las condiciones en un futuro inmediato, no son tampoco muy halagadoras.

Se estima que durante el año pasado la producción de platino, obtenida de las minas, alcanzó a 175,000 onzas, mientras que en 1926 esta producción sólo llegó a 165,000 onzas.

Un factor de mucha importancia que hay que considerar, es la cantidad de platino viejo disponible.

Debido al alto precio de este metal y a su gran resistencia a las influencias destructivas, la mayor parte de él, vuelve al mercado al cabo de cierto tiempo, formándose, de esta manera, una acumulación progresiva del stock de platino destinado a atender las necesidades del consumo mundial.

Así, por ejemplo, el platino viejo que en los Estados Unidos llega al mercado, juega un papel no menos importante que las cantidades de metal nuevo, como lo demuestran las cifras que dan las estadísticas del Bureau of Mines.

Platino viejo elaborado de nuevo en 1926, 76,154 onzas.

Platino viejo elaborado de nuevo en 1927, 41,121 onzas.

La producción de Paladio en el año 1927, alcanzó, en los Estados Unidos, a 3,879 onzas, contra 6,437 onzas obtenidas en 1926. Por otra parte, la producción total de los metales del grupo del platino, fué en 1926, alrededor de

85,000 onzas, contra 46,000 onzas en 1927, diferencia que en parte ha estado contrarrestada por el hecho de que la cifra de importación llegó en 1927, a 128,544 onzas, contra 115,000 onzas en 1926.

El consumo de los metales del grupo del platino calculado por el Bureau of Mines para los Estados Unidos en el año 1927, ha sido de 149,686 onzas en contra de una cantidad estimada de 172,000 onzas para 1926.

El principal empleo del platino y en el cual se estima que se consume el 63% de su producción, es en la fabricación de joyas y objetos de lujo, en seguida las industrias eléctricas y la dentística, consumen un 13%, y finalmente, las industrias químicas un 8%. También las mismas estadísticas ponían de manifiesto que las existencias de platino del stock alcanzaron a 69,000 onzas a fines de 1927, mientras que en Diciembre de 1926, éstas sólo llegaron a 64,200 onzas.

Las cifras indicadas, demuestran que el principal mercado para el platino en los Estados Unidos, han sido las joyerías e indican también que las demandas con tal objeto, han disminuido apreciablemente. Un aumento del consumo del platino en los otros empleos, escasamente podrá compensar la disminución de su uso en joyerías y objetos de lujo y a menos que haya un restablecimiento de la demanda para joyas con platino en los Estados Unidos, es probable que el precio del metal se mantenga relativamente bajo.

Es de notar que la acción del Trust de Platino de Rusia de abaratar el costo de producción de este metal, con el objeto expreso de extender su uso y, por consiguiente, su demanda, ha producido efecto contrario. El interés del

platino como metal de joyería parece que estaba íntimamente ligado con el alto precio de este metal, por haberse disminuído considerablemente su empleo a medida que el metal llegó a ser relativamente barato.

Respecto a los otros empleos para el platino,

es de dudar que, en vista de la escasez del metal, llegara a ser alguna vez lo suficientemente barato para emplearlo sino con fines especiales, aunque su precio posiblemente, no sea altamente remunerativo para los productores.



LOS TRABAJOS EXPERIMENTALES RECOMIENDAN LA REDUCCION DE LOS MINERALES DE ESTAÑO CON HIDROGENO (*)

SEGUNDA PUBLICACION DE UNA SERIE DE ARTICULOS BASADOS EN LOS
ESTUDIOS FISICO-QUIMICOS DE LA METALURGIA DEL ESTAÑO

POR

C. G. FINK y C. L. MANTELL

Jefe de la División de Electro-química, Columbia University e Ingeniero Químico
Consultor, Pratt Institute, Brooklyn, el segundo.

En los trabajos corrientes de fundición, el carbón o el coke de una carga reductora son activos solamente cuando han llegado a oxidarse parcialmente a óxido de carbono. La reducción de los óxidos metálicos no se efectúa por los agentes reductores en el estado sólido.

Si resulta un procedimiento más fácil, eficiente y barato efectuando la gasificación del reductor fuera del horno de fundición, habrá que estudiar cuidadosamente las posibilidades de desarrollarlo. La reducción gaseosa de los concentrados de estaño ha sido desde este punto de vista estudiada.

El estaño metálico tiene un punto de fusión bajo. Es diferente de la mayor parte de los otros metales que se encuentran combinados en la naturaleza, pues su único mineral es un bióxido cuya temperatura de reducción, por reductores gaseosos, se encuentra sobre el punto de fusión del metal.

La reducción de la casiterita por el hidrógeno es completa a temperatura de varios cientos de grados bajo la temperatura a que

se verifica, en proporción apreciable la reducción con carbón.

La práctica actual de los reverberos y hornos de viento en la metalurgia del estaño requiere temperaturas de 1300 a 1400° C. La reducción con el hidrógeno debe efectuarse comenzando a 250° C. y el punto más económico se encuentra entre 750 y 800° C.

Se ha pensado en la elección del hidrógeno considerando la situación que tienen los yacimientos de estaño más grandes del mundo, tales como los de Bolivia, en regiones en que no hay carbón, pero que en cambio se encuentran en el medio de fuentes de energía hidráulica.

La pregunta del problema parece ser: ¿Resultará la fundición con agua?

REDUCCION GASEOSA DE LOS OXIDOS METALICOS

La reducción gaseosa se estudió primero en 1830 por C. Despretz (1) quien dijo que el hidrógeno y el óxido de carbono reducen el óxido metálico a metal.

W. Müller (2) realizó sus estudios con óxidos

(*) Traducido del Engineering & Mining Journal, Dic. 17/1927, por el Ingeniero de Minas, don Oscar Flores Silva. (Véase "Boletín Minero", N.º 349, p. 276).

(1) Ann. Chim. Phys. (2) 43, 222 (1830).

(2) Poggendorf Ann. 136,51 (1864); 153, 332 (1875).

calentados en contacto con hidrógeno en vasijas de vidrio cerradas. Demostró que muchos óxidos metálicos son reducidos a temperaturas de 200 a 400° C.

A. E. Arnolds (3) y W. Hampe (4) proponen un ensaye de reducción de los minerales de estaño con hidrógeno a la temperatura del rojo sobre una muestra de un gr. durante una o dos horas. Hacen resaltar la ventaja de la separación de los óxidos metálicos reductibles de los óxidos no reductibles (sílice, minerales no metálicos, ganga) por tratamiento con ácido de la carga reducida, resultando así una solución de los metales.

J. L. Bell (5) dice que el óxido estánico no muestra una reducción apreciable después de un tratamiento de seis horas con óxido de carbono a la temperatura de fusión del zinc (419° Cr.) Sobre esto no se han puesto de acuerdo los que han investigado posteriormente y nuestros propios trabajos demuestran que esto no es exacto.

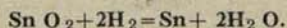
Hammick (6) demostró que el anhídrido sulfuroso no reacciona ni a la temperatura del rojo, con el óxido estánico. También demostró que el anhídrido sulfuroso oxidaba al sub-óxido de estaño (Sn O) y lo convertía en óxido estánico. Estas reacciones descartan la posibilidad de emplear el anhídrido sulfuroso como agente reductor con esta operación.

Vortman (7) ha patentado el uso del óxido estánico como catalizador para convertir el anhídrido sulfuroso en ácido sulfúrico.

REDUCCION DEL OXIDO ESTANICO POR EL HIDROGENO.

La reducción del óxido estánico por el hidrógeno especialmente purificado se estudió entre las temperaturas de 250 y 1000° C.

Se hicieron determinaciones del cambio de velocidad de la reacción.



con el cambio de temperatura. Se consideró como base la curva de velocidad de reducción con la temperatura. El método de determinación era el de someter cargas de óxido de estaño puro a una corriente de hidrógeno cuidadosamente purificado, manteniendo la car-

ga de óxido de estaño a temperatura constante (dentro de los límites de los aparatos comerciales empleados) en un horno eléctrico provisto con aparatos de control del voltaje, amperaje y temperatura. Había que disponer de una fuente de hidrógeno puro y seco, y la mayor parte de los aparatos que se necesitaron se emplearon en su purificación. Las temperaturas a que se sometieron las cargas se tomaron por medio de un pirómetro chromel-alumel Hoskins, de gran resistencia y de un termo-par N.º 22 de chromel-y alumel de marca B. & S. Tanto el pirómetro como las conexiones y el termo-par se calibraron juntos previamente.

El procedimiento para la preparación de las cargas de óxido de estaño fué el siguiente: se llenó parcialmente una pequeña cápsula con una carga de alundum molido a 60 mallas, aglutinado, libre de carbón; el material y la pequeña cápsula se calentaron a 800° C. durante media hora en el horno eléctrico. Ambos extremos del horno estaban abiertos. Para mayor claridad llamaremos a este el horno de oxidación. Después de 30 minutos se retiraron del horno la cápsula y el alundum (el horno se mantuvo a la temperatura constante de 800° C.) y se enfriaron hasta la temperatura del laboratorio en un secador de ácido sulfúrico. Después de enfriada la cápsula quedó lista para recibir la carga de óxido estánico. La cápsula y el alundum se pesaron en una balanza de análisis y se extendió una delgada capa de óxido sobre el alundum. Se repitió el calentamiento de la cápsula, del alundum y del óxido estánico en el horno de oxidación durante 30 minutos y se repitió este tratamiento hasta que se obtuvo peso constante. La cápsula y la carga se retiraron del horno a 800° C., y se colocaron en un secador y se enfriaron hasta la temperatura del laboratorio. Después de este tratamiento la carga quedó lista para la reducción.

En todas las pruebas las cargas se colocaron en el "centro térmico" del tubo de sílice del horno de reducción y la temperatura se aproximó ajustando el amperaje del horno. Las características amperaje-temperatura del horno habrían determinado previamente y cuando el pirómetro midió la temperatura exacta se le dejó tomar el equilibrio. Entonces se introdujo el hidrógeno purificado en una proporción determinada y se dejó que se produjera la reducción de la carga durante un intervalo de tiempo determinado. Al término de este intervalo se cortó la corriente y el hidrógeno se reemplazó por nitrógeno completa-

(3) Chem. News, 36,238 (1877).

(4) Chemik Zeit 11,19 (1887).

(5) Bell. Chem. News, 23,258 (1871).

(6) J. Chem. Soc. 111,379-389 (1917).

(7) D. R. P. 316,858 (1919).

mente libre de oxígeno y de anhídrido carbónico. Se dejó en seguida enfriar el horno y la carga, por radiación en una atmósfera de nitrógeno.

Cuando la carga se enfrió por lo menos a 30° C. bajo el punto de fusión del estaño, no se suministró más nitrógeno. Se abrió en seguida el horno y la carga se colocó en un secador en el que se enfrió hasta la temperatura del laboratorio. Después se pesó la cápsula y la carga, la pérdida del peso del óxido estánico producida por la reducción, se determinó restando el peso después de la reducción del peso

total antes de la reducción. Todas las reducciones se expresaron en porcentaje. El porcentaje de oxígeno quitado al óxido estánico dividido por el peso total del oxígeno en la carga de óxido estánico era igual al tanto por ciento de reducción. También se calculó para todos los ensayos el porcentaje de estaño en el residuo: igual a la cantidad de estaño en la carga original dividida por el peso del residuo. Por supuesto se deduce que con una reducción de 100%, habrá 100% de estaño en el residuo. Los resultados de los ensayos se dan en el cuadro I.

CUADRO I.—RESULTADO DE LOS ENSAYES CON OXIDO ESTANICO

Prueba N.º	Sn O ₂ en la carga	O ₂ en la carga	Pérdida después de la reduc- ción	Porcentaje de reduc- ción	Porcentaje de estaño en el res- iduo	Tiempo de ensaye	Tempera- tura gra- dos C.
B 1.....	3.2190	0.6820	0.0560	8.23	80	1 hr.	850
B 2.....	2.3633	0.5020	0.1700	33.9	85	7 hr.	850
B 4.....	1.7248	0.3760	0.3762	100.0	100	32 min	760-780
B 5.....	2.1680	0.4726	0.3475	73.5	93.13	20 min.	780-800
B 6.....	2.6337	0.5742	0.6625	100.0	100	30 min.
B 7.....	2.5204	0.5494	0.4359	79.34	94.5	15 hr. 50 min.	670-700
B 8.....	2.2053	0.4808	0.4798	100.0	99.94	41 min.	280-280
B 9.....	1.2347	0.7017	0.7553	100.0	100	1 min.	850
	(85% m)
B 10.....	2.0417	0.3320	0.4894	100.0	100	8 hr. 30 min.	450
B 11.....	4.0342	0.8553	0.8872	100.0	100	6 hr. 40 min.	480
B 12.....	4.2583	0.9029	0.7617	84.37	97.0	14 hr.	320
B 13.....	3.3530	0.7108	0.6749	94.95	98.66	7 hr 50 min	360
B 14.....	4.7328	1.0030	0.5734	57.16	89.73	1 hr.	490
B 15.....	5.7575	1.2200	0.7406	60.67	22 hr. 30 min.	250-270
B 16.....	4.5769	0.9703	0.1579	16.27	6 hr. 40 min.	290
B 17.....	4.4066	0.9342	0.4372	45.95	23 hr. 25 min.	250-270
B 18.....	2.3154	0.4909	0.3898	79.4	21 hr.	280
B 19.....	2.8430	0.6027	0.6485	100.0	10 hr.	510
B 20.....	2.1167	0.4487	0.3005	67.2	24 hr.	280
B 21.....	2.2344	0.4737	0.4961	100.0	100	8 hr.	400
B 22.....	1.9390	0.4011	0.4232	100.0	100	30 min.	600
B 23.....	2.1520	0.4564	0.4862	100.0	100	3 hr.	480
B 24.....	2.8121	0.5962	0.6035	100.0	100	7 hr.	380
B 26.....	3.9427	0.8359	0.5837	68.87	12 hr.	335
B 27.....	3.0141	0.6390	0.6452	100.0	100	10 hr. 10 min.	390
B 28.....	2.1085	0.4470	0.4898	100.0	100	15 min.	680
B 29.....	1.1752	0.2491	0.0560	22.5	22 hr. 35 min.	270
B 30.....	2.0498	0.4346	0.4397	100.0	100	36 hr.	310-320
B 31.....	1.7872	0.3789	0.3723	98.2	41 hr.	280-290
B 32.....
B 33.....	1.1545	0.2443	0.3170	100.0	100	15 min.	740
B 34.....	2.2690	0.4810	0.3437	85.2	35 hr. 40 min.	290

Prueba N.º	Sn O ₂ en la carga	O ₂ en la carga	Pérdida después de la reduc- ción	Porcentaje de reduc- ción	Porcentaje de estaño en el res- iduo	Tiempo de ensaye	Tempera- tura, gra- dos C.
B 35	1.2275	0.2602	0.2622	100	100	15 min.	710
B 36	0.9830	0.2084	0.0452	21.0	...	5 min.	670-705
B 37	0.9972	0.2114	0.1850	87	...	5 min.	510
B 38	1.3244	0.2808	0.2790	100	100	1 hr.	510
B 39	1.0775	0.2284	0.1062	46.5	...	12 min.	595-600
B 40	1.5912	0.3373	0.0337	10	...	5 min.	600
B 41	0.9803	0.2078	0.2225	100.0	100	5 min.	790
B 42	0.6932	0.1370	0.1385	100.0	100	33 hr. 30 min.	390
B 43	1.0465	0.2219	0.2346	100.0	100	5 min.	690-705
B 44	1.1579	0.2455	0.0863	35.15	...	3 min.	785
B 45	0.8965	0.1901	0.0089	36.5	...	10 hr. 30 min.	390
B 46	1.0918	0.2315	0.1168	50.4	...	20 min.	510
B 47	1.0812	0.2292	0.2258	98.4	100	15 min.	510
B 48	0.9189	0.1945	0.5579	17 hr.	...
B 49	1.0108	0.2143	0.0453	21.12	...	20 min.	510
B 50	2.0018	0.4240	0.0863	20.18	...	12 hr. 20 min.	280
B 51	1.2270	0.2602	0.2610	100	100	3 min.	850

El hidrógeno empleado se producía en un generador de vidrio, con un electrolito de hidróxido sódico al 30%, o bien en un generador del tipo filtro-prensa, de Shriver, del tamaño de laboratorio, empleando un electrolito cáustico y electrodos bipolares. Las impurezas contenidas en este gas eran nitrógeno, oxígeno, vapor de agua, anhídrido carbónico y a veces sulfuros. El vapor de agua se eliminó empleando cal sodada y penta-óxido de fósforo.

El oxígeno se eliminó por combustión parcial del hidrógeno en presencia de un catalizador. También se encontró que servían para este objeto el negro de paladio y el asbesto calentado a 350° C. El agua formada en la combustión del hidrógeno se eliminó en seguida empleando cal sodada y pentaóxido de fósforo. Para fabricar el catalizador negro de paladio se saturaba, con una solución de cloruro de paladio, asbesto previamente lavado con ácido, el que cuidadosamente se dejaba secar y después se calcinaba. Se encontró, sin embargo, que el paladio finamente dividido en su forma negra no se producía sino cuando la masa calcinada se sometía a la reducción con hidrógeno. Antes de la reducción con hidrógeno la masa calcinada tenía un color que variaba del pardo al pardo rojizo.

El nitrógeno que se encontraba como impureza en el hidrógeno electrolítico era el que

podía provenir del aire disuelto en el agua que se había electrolizado y que no fué posible eliminarlo. Por lo demás, su eliminación no era indispensable por cuanto su presencia lo único que hacía era diluir el hidrógeno. El anhídrido carbónico junto con la humedad se eliminaron por absorción en torres de cal sodada.

Los compuestos del azufre, orgánicos e inorgánicos, se eliminaron por medio de un tubo catalítico de níquel empleado en la purificación del hidrógeno. Se colocó níquel finamente dividido sobre asbesto calcinado en un tubo de sílice calentado eléctricamente a 700° C. El gas, después de pasar por el tubo catalítico, se lavó en una solución saturada de sulfato de cobre. La solución se empleó en tres frascos lavadores colocados en serie, cada uno de ellos lleno hasta las $\frac{3}{4}$ partes de su capacidad con bolitas de vidrio, de $\frac{1}{8}$ " de diámetro. Estas bolitas se emplearon con el objeto de deshacer las burbujas de gas para que así éstos ofrecieran mayor superficie de contacto a la solución absorbente.

El nitrógeno empleado para tener una atmósfera inerte se purificó de la misma manera que el hidrógeno, salvo que el oxígeno se eliminó por combinación química con cobre metálico finamente granulado, y calentado a 300° C. Como absorbente del oxígeno se em-

pleó un tubo de sílice lleno también con cobre finamente dividido, suspendido en asbesto calcinado, y mantenido a una temperatura cercana a 300° C. El elemento cobre-asbesto se fabricó saturando asbesto lavado con ácido con una solución de carbonato de cobre en una solución acuosa de amoníaco. La masa se secó en seguida y se calcinó hasta tener óxido de cobre, el que se redujo in situ, por el hidrógeno. Esta masa de óxido de cobre sirve para dos fines: PRIMERO, elimina masas relativamente grandes de oxígeno, dejando la eliminación de las pequeñas cantidades que quedan al tubo catalítico de paladio. SEGUNDO, elimina grandes cantidades de oxígeno del nitrógeno empleado para desplazar el hidrógeno de la cámara de reducción cuando se desea terminar el tiempo de contacto. Por supuesto el empleo del nitrógeno con grandes cantidades de oxígeno, como gas inerte no era conveniente, pues podía destruir el efecto reductor del hidrógeno. El nitrógeno se empleó como gas inerte, en cuya atmósfera las cargas reducidas se podían enfriar fuera del contacto del aire.

Los aparatos y su disposición se indican esquemáticamente en la figura 1. El orden en

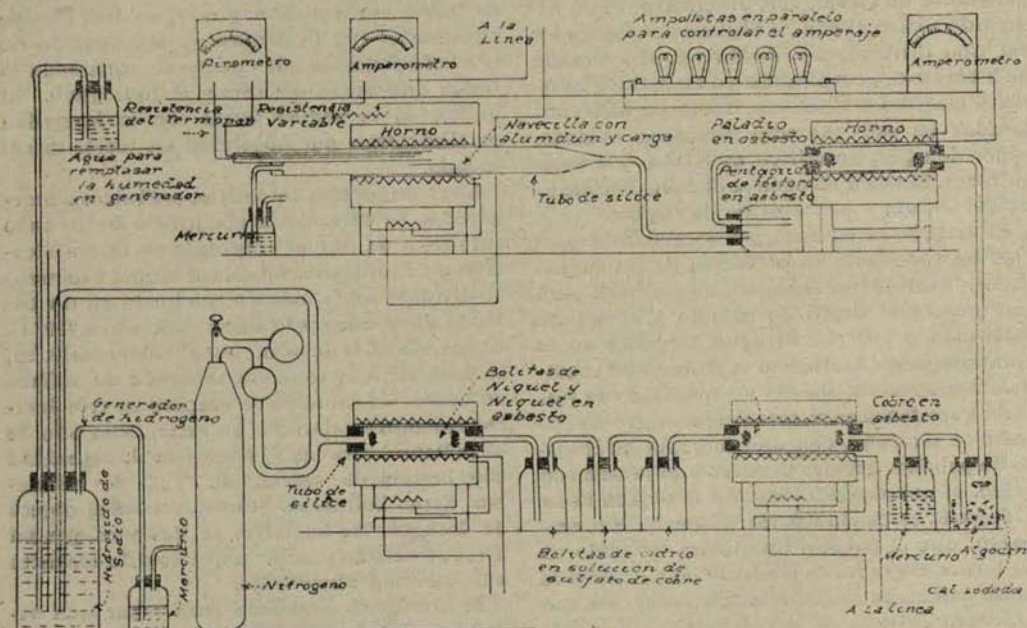
que se eliminaban las impurezas de los gases era: sulfuros y sulfo-compuestos, oxígeno, anhídrido carbónico, humedad, oxígeno y por último la humedad proveniente de la reacción entre el oxígeno y el hidrógeno en el tubo catalizador con paladio. El nitrógeno que se encontraba originalmente presente en el hidrógeno en pequeñas cantidades, no era perjudicial y servía únicamente como diluyente.

RESULTADOS DE LA REDUCCION DEL OXIDO ESTANICO POR EL HIDROGENO.

Encontramos que con hidrógeno cuidadosamente purificado el óxido estánico se podía reducir completamente a estaño metálico a temperaturas tan bajas como 250° C. (523° K).

Se lograba que la reacción se verificara en tal forma que no fuera reversible sino irreversible, empleando un exceso del reductor—hidrógeno molecular—en forma que actuara como un medio de eliminación del producto no deseable de la reacción, vapor de agua, haciendo que el gas pasara al través de la superficie de reacción.

Empleando óxido estánico en exceso sobre la cantidad requerida para transformar en



Disposición de los aparatos para la reducción óxido estánico con hidrógeno

Fig. 1

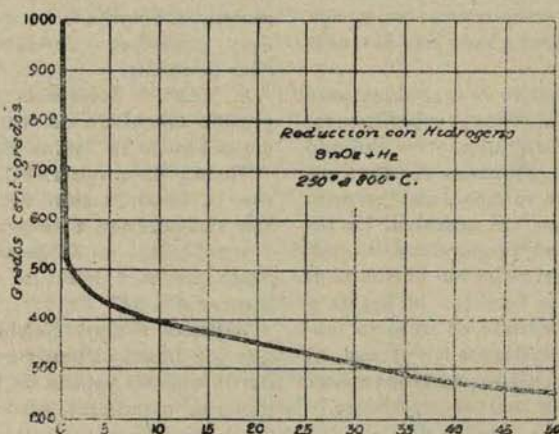
vapor de agua, a una temperatura determinada todo el hidrógeno presente, la reducción cesa tan pronto como la concentración del vapor de agua ha alcanzado a $N\%$, siendo N una función de la temperatura. Este valor de N , varía en razón inversa de las temperaturas. El hidrógeno debe suministrarse en una proporción tal que se mantenga un exceso de reductor del óxido estánico, y a una velocidad bastante alta para echar fuera el vapor de agua tan pronto como se forme.

Debe haber un exceso suficiente del reductor para evitar la reoxidación de los productos reducidos. Como la reacción se verifica entre un material sólido y un gas, la conclusión natural es que la reducción resultante es un fenómeno superficial. El óxido estánico se reduce en dos o en una etapa, dependiendo de si la temperatura empleada está debajo o sobre la temperatura de descomposición del óxido estañoso.

pequeña cápsula de alundum y sin base de alúmina para ella.

Con un tiempo de reducción considerablemente menor que el indicado por la curva a cada temperatura se produce una carga compuesta, consistente de una capa en el fondo de óxido estánico blanco, una capa intermedia de óxido estañoso negro o gris y una capa superior de estaño metálico de aspecto brillante. Sin embargo, en general con un espesor de carga apropiado, las cargas reducidas parcialmente no muestran las tres formas, pero consistirán de una capa inferior de óxido estánico y una capa superior de óxido estañoso o bien de una capa inferior de óxido estañoso y una superior de estaño metálico, o bien, a temperaturas más elevadas que el punto de descomposición del óxido estañoso, una capa inferior de óxido estánico y una capa superior de estaño metálico.

Uno de los factores que influye en la velo-



Curva que muestra el tiempo necesario para la completa reducción del óxido de estaño a diversas temperaturas

Fig. 2

La velocidad de reducción no era la misma en todas las partes de la masa y era mayor en aquellos puntos en que primero había sido ubicada. Este mismo fenómeno había sido observado por Hilpert (8) en su trabajo sobre la reducción del óxido de hierro por el hidrógeno y el anhídrido carbónico. Esto se demuestra por la reducción de una carga de más de 0,5" (13 m.m.) de espesor colocado en una

cantidad de reducción es la velocidad de difusión del vapor de agua formado en la reducción del óxido estánico. El espesor de la carga se mantuvo constante; su superficie era prácticamente constante y la cantidad de hidrógeno que pasaba también era constante. La curva que muestra la variación de reducción con la temperatura, debe entonces considerarse como una curva que representa el grado de difusión del vapor de agua con la temperatura.

Muchas de las cargas totalmente reducidas,

(8) Berichte, 42,4574-81 (1909).

a pesar de que la reducción tenía lugar casi sobre el punto de fusión del estaño, no mostraban una fusión bien marcada del metal reducido.

La forma corriente era la de un polvo gris fino, muy poco aglutinado. Con cargas de mineral boliviano sucedía lo contrario y se producían siempre grandes glóbulos de metal, por la reducción del mineral. Se ha demostrado, por trabajos posteriores, que este fenómeno era debido a la formación de aleaciones de bismuto y estaño que daban una fluidez mayor que la del estaño puro. Los concentrados bolivianos empleados tenían: 0,296% de bismuto o sea, 0,66% de óxido de bismuto.

El hecho de que, por el método de reducción empleado, el tipo de aparatos y el soporte de la carga de óxido estánico en la cápsula, haya poca penetración de la carga por el hidrógeno no significa que en la práctica cargas gruesas o columnas de mineral no se puedan reducir fácilmente. En este caso, el gas reductor no necesita ser soplado o arrastrado sobre la carga, sino que debe soplar o aspirarse al través del mineral por reducir.

El método de la capsulita es probablemente el más adaptable para el trabajo experimental en pequeña escala. Cualquiera otro método como la reducción en columnas requiere un material, como soporte inferior, que permita el pasaje rápido del gas sin atacarse. La reducción de columna no proporciona ni una fácil remoción del metal reducido ni una fácil carga, dos factores que facilitan el pesaje y el control. Se ha demostrado en nuestro trabajo que con carga relativamente gruesa, el mineral debe ser rastrillado continuamente con el objeto de exponer nuevas superficies.

En algunos ensayos la pérdida de peso fué mayor que la pérdida correspondiente al oxígeno eliminado por la reducción. Este error puede atribuirse a varias causas. La capsulita misma podía perder peso debido a la reducción o al calentamiento. El alundum no es volátil a las temperaturas alcanzadas y no contiene materiales de óxidos reductibles por el hidrógeno a esas temperaturas. Las mismas consideraciones valen para el alundum RR, libre de carbón y molido a 60 mallas, empleado como lecho de la carga. En todos los experi-

mentos las cápsulas y los lechos se trataron a 800° C. durante ½ hora hasta tener peso constante.

Otra causa de pérdida adicional podría haber sido la volatilización del estaño metálico producido en la reducción. Este punto ha sido estudiado por algunos autores y se ha encontrado que los vapores de estaño no tienen más presión mensurable bajo 1130° C. Por consiguiente, se elimina como causa de error la presión de los vapores de estaño.

Es poco probable que el óxido estánico, que tiene su punto de fusión a 1132° C., tenga una presión de vapor mensurable a las temperaturas de trabajo, con lo que se eliminaría cualesquiera fuente de pérdida debido a la volatilización del óxido estánico.

Wöhler y Balz (9) midieron la presión de disociación del óxido estánico sometido a 1000°C. de temperatura y a un gran vacío y encontraron que la presión del oxígeno a esta temperatura era del orden de 10^{-11} a 10^{-12} m.m. de mercurio. Establecieron que las presiones eran muy pequeñas y extraordinariamente difíciles de medir.

A. 1010° C. Johnston (10) establece que la presión calculada del vapor de estaño, sería del orden de 10^{-3} m.m. de mercurio.

Tiede y Birnbrauer (11) dicen que constataron la volatilización del estaño metálico a 880° C. sometido a un gran vacío.

Maeda (12) da la presión del oxígeno del óxido estánico igual a 4.47×10^{-15} m.m. de mercurio a 927° C.

Williams, Sims y Newhall (13) encontraron que con llama oxidante puede obtenerse en el horno algo de estaño de los desechos de las planchas estañadas; pero prácticamente nada en la atmósfera reductora de un horno eléctrico y concluye que la pérdida es mecánica y puede atribuirse a la transformación a óxido, siendo las partículas de óxido suficientemente livianas para escapar.

(9) Z. Electrochem, 27, 406-19 (1921).

(10) Ind. and Eng. Chem. Vol 9-1917, pp. 873.

(11) Z. Anorg. Chem. Vol. 87, pp. 129 (1914).

(12) Bull Inst. Phys. Chem. Res. (Yapan) 2, 350-61 (1923).

(13) Trans. Amer. Electrochem. Soc. 1923.

CUADRO II.—RESULTADOS DE ENSAYES CON OXIDO FERRICO.

Prueba N.º	Fe ₂ O ₃ en la carga	O ₂ en la carga	Pérdida después de la reducción	Porcentaje reducción	Porcentaje de Fe en el residuo	Tiempo de ensaye	Tempe- ratura, grados C.
B 65.....	0.8606	0.2582	0.2160	83.6	..	1 hr.	500
B 66.....	0.8290	0.2487	0.1480	56.0	..	45 min.	573
B 67.....	0.4295	0.1285	0.1257	98.0	100	30 min.	504
B 68.....	0.5817	0.1745	0.1612	92.5	..	1 hr.	470
B 69.....	0.4665	0.1400	0.1795	100.0	100	15 min.	815
B 70.....	0.6050	0.1815	0.1992	100.0	100	7 min.	580
B 71.....	0.5429	0.1629	0.1602	98.5	100	15 min.	585
B 72.....	0.6100	0.2048	0.2041	100.0	100	5 min.	822
B 76.....	0.4639	0.1392	0.0752	53.0	..	30 min.	490
B 79.....	0.7690	0.2307	0.2200	95.2	..	3 hr.	350
B 84.....	0.3327	0.0998	0.0942	94.2	..	1 hr.	420
B 57.....	1.7731	0.3759	0.1676	42.5	..	30 min.	450
B 78.....	0.7460	0.2238	0.2164	96.7	..	35 hr. 25 min.	330
B 80.....	0.8002	0.2401	0.1015	41.6	..	3 min.	870
B 81.....	0.6738	0.2021	0.2946	100.0	100	34.5 hr.	340
B 83.....	0.6111	0.1833	0.1979	100.0	100	36 hr.	340
B 85.....	0.1840	0.0552	0.0568	100.0	100	18 min.	680
B 86.....	0.3339	0.2002	0.0951	95.0	..	5 min.	665
B 87.....	0.4434	0.1230	0.1135	92.3	..	5 min.	680
B 88.....	0.2791	0.0837	0.1094	100.0	100	10 min.	670
B 90.....	0.3790	0.1187	0.0440	37.0	..	5 min.	500
B 91.....	0.2489	0.0747	0.0670	90.0	..	30 min.	450
B 93.....	0.1965	0.0589	0.0565	96.0	..	22 min.	455
B 94.....	0.2061	0.0618	0.0449	73.0	..	20 min.	455
B 95.....	0.3485	0.1045	0.0477	46.0	..	20 min.	450
B 97.....	0.1938	0.0581	0.0468	80.0	..	3 min.	785
B 96.....	0.2460	0.0738	0.0686	92.0	..	30 min.	455
B 84.....	0.3327	0.0998	0.0942	094.	..	1 hr.	420

CUADRO III.—DATOS PARA LA CURVA INDICADA EN LA FIGURA 2

Ensaye N.º	Porcentaje de reducción	Intervalos temperaturas	Tiempo	Temperatura, grados C.
B 7.....	79.34	...	15 hr. 15 min.	280
B 8.....	100	...	41 hr.	280
B 15.....	61.0	...	22 hr. 30 min.	280-290
B 16.....	16.0	...	6 hr. 40 min.	290
B 17.....	46.0	280	23 hr.	250-270
B 18.....	79.0	...	21 min.	280
B 20.....	67.0	300	24 hr. 30 min.	280
B 26.....	69.0	...	35 hr.	280
B 33.....	98.2	...	41 hr.	280-290
B 36.....	85.2	...	35 hr. 45 min.	290
B 55.....	20.2	...	12 hr. 20 min.	280
B 12.....	14 hr.	320
B 13.....	95.0	...	7 hr. 50 min.	360
B 24.....	100	...	7 hr.	380
B 27.....	100	...	10 hr. 10 min.	390
B 26.....	69.0	300	12 hr.	335
B 32.....	100	...	36 hr.	320
		400		
B 44.....	100	...	33 hr. 30 min.	390
B 47.....	36.5	...	10 hr. 30 min.	390
B 10.....	100	...	8 hr. 30 min.	450
B 11.....	100	400	6 hr. 40 min.	480
B 14.....	57.0	...	1 hr.	490
B 21.....	100	500	8 hr.	400
B 23.....	100	...	3 hr.	480
B 19.....	100	...	10 hr.	510
B 39.....	87	...	1 hr. 3 min.	510
B 40.....	100	500	1 hr.	510
B 48.....	20 min.	510
B 54.....	21.1	600	20 min.	510
B 41.....	46.5	...	12 min.	595
B 6.....	100	...	30 min.	670-700
B 22.....	100	...	30 min.	600
B 28.....	100	600	15 min.	680
B 41.....	46.5	...	12 min.	600
B 42.....	10.0	700	5 min.	600
B 45.....	100	...	5 min.	690
B 37.....	100	...	15 min.	710
		700		
B 35.....	100	750	15 min.	740
B 45.....	100	...	5 min.	710
B 4.....	100	...	32 min.	760-780
B 5.....	74.0	750	20 min.	780-800
B 43.....	100	...	5 min.	790
B 46.....	35.2	800	3 min.	785
B 9.....	100	...	1 hr.	850
B 56.....	100	...	3 min.	850

No es de todo punto cierto que en cualquier momento que el óxido estañoso se formara, por efecto de la reducción, alcanzara una apreciable presión de vapor suficientemente elevada para originar alguna pérdida por volatilización. Se demostrará más tarde en este trabajo que sobre 385° C., el óxido estañoso se descompone por el calor y sólo se establece a esta temperatura.

La última y más probable explicación del exceso de pérdida es que las partículas extraordinariamente finas de óxido estánico (término medio 1,8 μ) fuera arrastrada hacia afuera por la corriente del hidrógeno. Como es una reacción de superficie, no es posible efectuar los experimentos sino con óxido estánico finamente dividido. El porcentaje de pérdidas resultante por el arrastre mecánico de partículas se disminuyó aumentando al doble el tamaño de las cargas o aumentando el peso de la carga en una proporción mayor. El término medio en peso de la pérdida fué menor que 1%.

Cada punto de las curvas que se acompañan se obtuvo en forma análoga. A cada temperatura se efectuó un gran número de pruebas, manteniendo constantes todos los factores con excepción del tiempo. Los ensayos se efectuaron con tiempos decrecientes hasta determinar el tiempo mínimo necesario para obtener 100% de reducción de las cargas. Los resultados se han dibujado separadamente para el tiempo y el porcentaje de reducción correspondiente a cada temperatura. En seguida por la unión de todos los puntos fijados, han resultado las curvas que se indican en la figura y que corresponden al tiempo mínimo necesario para obtener 100% de reducción.

LAS MEJORES TEMPERATURAS SOBRE 750° C.

La curva de la figura 2 abarca el intervalo de temperaturas de 250 a 850° C. En todos los ensayos la velocidad del hidrógeno era la misma y su cantidad era tal que se encontraba en exceso sobre el absorbido por el óxido, como se demostró por el hecho de que la corriente de hidrógeno se mantuvo lo suficientemente rápida para que burbujeara continuamente a través del mercurio colocado al final del sistema. La curva de reducción es logarítmica y se encontró que su ecuación era:

$$\log T_k + \log M = C.$$

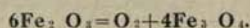
siendo en este caso T_k , la temperatura absoluta, y M el tiempo en minutos. Se tiene en otra forma:

$$T_k^n M = C.$$

siendo $n=10$ y la constante $C=30,8$. Extrapolante la curva se ve que, bajo las condiciones del experimento, la reacción sería instantánea a 1000° C. y requeriría más o menos 8½ días para efectuarse a la temperatura de 100° C., suponiendo que la reacción fuera posible a esa temperatura.

La forma de la curva indica que las mejores temperaturas para trabajar cuando se desea una reducción rápida, son aquellas que se encuentran sobre 750° C. Cuando se dibuja la curva del óxido estánico (Fig. 3.) con intervalos de tiempo relativamente pequeños en las ordenadas, se puede ver en la curva una marcada inflexión aproximadamente a 750° C.

Se deseaba determinar el grado de reducción del óxido férrico en comparación con el óxido estánico con el objeto de tener referencia sobre lo que sucede en un mineral complejo que contenga tantos óxidos de estaño y de hierro como de otros metales. Óxido férrico puro se obtuvo de la Compañía J. T. Baker; calentado a 800° C., daba 0,17% de materia volátil. Las determinaciones de su contenido en hierro demostraron que era muy puro. Kinnison (14) ha demostrado que el óxido férrico se disocia en óxido ferroso-férrico y oxígeno a 1350° C., según la ecuación:



En esta investigación particular lo más interesante es la reacción final:



y la curva de reducción. En este ensayo se emplearon también todos los aparatos que se usaron para el óxido estánico, con la única excepción de que el óxido estánico se substituyó por óxido férrico.

El hidrógeno antes de purificarlo (producto del generador Shriver) se analizó sobre mercurio, y dió:

(14) Trans. Amer. Ceramic Soc., 16, 136-143 (1914).

Anhidrido carbónico	0,2%
Oxido de carbono	0,0%
Oxígeno	1,1%
Hidrógeno	98,7%

Después de purificado dió prácticamente 100% de hidrógeno.

Se dibujó la curva tiempo-temperatura para la reducción del óxido férrico por el hidrógeno (Fig. 2.) Como en el caso del óxido estánico, la velocidad de reducción no era la misma para toda la masa, siendo menor en algunas partes y verificándose la mayor reducción en aquellos puntos que fueron atacados primero.

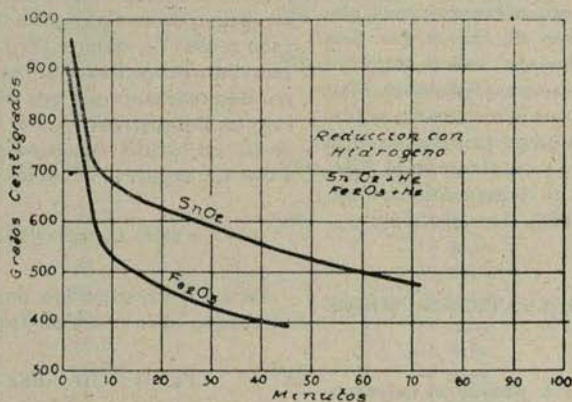
DISCUSION DE LOS RESULTADOS

La forma de la curva de reducción es la misma que la del óxido estánico. Se le aplica la misma expresión $T_k^n M = C$.

El valor de "n" es aproximadamente 7.67 y la constante C. aproximadamente 23,33; ambos valores son menores que los correspondientes al óxido estánico. La curva del óxido férrico está más cercana de los ejes que la del óxido estánico.

PRIMERO, reducción de óxido férrico;
SEGUNDO un estado en el cual ambos serían reducidos por el óxido férrico con mayor rapidez;
TERCERO, un estado en el que todo el óxido férrico estaría reducido, quedando algo de óxido estánico.

Se pensó que el tamaño de las partículas—con la superficie resultante—podría tener una influencia importante en la velocidad de la reacción. Sin embargo, como las velocidades del óxido estánico con hidrógeno, óxido de hierro con hidrógeno y el mineral de estaño con hidrógeno podían compararse fué necesario eliminar el error que podía provenir de las superficies diferentes correspondientes al mismo peso de materiales. Los concentrados de estaño se habían recibido en tamaños variables desde un polvo fino hasta partículas de $\frac{3}{4}$ de pulgadas de diámetro. Estas últimas se pulverizaron en un molino de bolas con pedernales. La molienda se continuó (el molino funcionó lleno más o menos hasta la mitad, durante 24 horas) hasta que el mineral de estaño quedó en forma de un polvo muy fino. Los óxidos de hierro y estaño eran materiales reducidos a polvo muy fino.



Curva que muestra el tiempo necesario para la completa reducción del óxido estánico y del óxido férrico a diversas temperaturas.

Fig. 3

Se llega, por consiguiente, a la conclusión que la reducción por el hidrógeno del óxido férrico es más fácil que la del óxido estánico. Se podría suponer entonces que en una mezcla de estos dos óxidos la tendencia sería:

Se efectuó una determinación del tamaño de las partículas de estas substancias. Se puede suponer, casi con seguridad y como aproximación, que polvos que tienen el mismo tamaño de partículas máximas tendrán más o

menos la misma superficie expuesta a los reductores.

Los óxidos estánicos, férrico y estanoso cuando se precipitan, secan y muelen en un molino de bolas, forman el mismo tipo de partículas.

Se empleó para este trabajo un microscopio con un ocular micrométrico que había sido calibrado previamente con respecto a la altura del porta tubo, ocular y objetivo. Así calibrado se podía obtener directamente el valor de μ (1/1,000 de m.m.).

En un vidrio de reloj se colocaron pequeñas cantidades de diferentes sustancias y se orientaron bajo el objetivo del microscopio en tal forma que un gran número de partículas se podían medir individualmente. De estas medidas se obtuvieron los resultados que se dan a continuación. Estos tamaños son el término medio de los máximos:

Substancias	Micrones
Concentrados de estaño (molido)	1.6
Oxido férrico.	1.8
Oxido estánico.	1.8
Oxido estanoso.	1.5

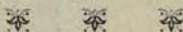
El hierro metálico resultante de la reducción del óxido férrico se midió también y se encontró que el tamaño de sus partículas estaba entre 2 y 3/ μ . Las partículas de estaño provenientes de la reducción variaban entre 1 y 2/ μ , cuando no estaban en forma de glóbulos.

CONCLUSIONES.

La reducción del óxido de estaño por el hidrógeno se ha estudiado y se ha demostrado que es rápida entre 700 y 800° C. Las posibilidades comerciales de este método son muchas. Las temperaturas necesarias son bastante más bajas que las que se emplean actualmente en las fundiciones de estaño. Las posibilidades futuras las indicarán las investigaciones en gran escala que están por efectuarse. Su aspecto económico se discutirá en un artículo posterior.

Nuestros resultados, basados en experimentos realizados en un amplio límite de temperaturas, señalaban como más convenientes, para las operaciones comerciales de la práctica, las temperaturas comprendidas desde 750 a 900° C.

(CONTINUARÁ)



ESTUDIO SOBRE LAS LEYES SOCIALES

Memorándum con las observaciones que al respecto formuló el Directorio de la Sociedad Nacional de Minería al Señor Ministro de Bienestar Social en Abril 27 de 1928

Santiago, 27 de Abril de 1928.

Señor Ministro:

Cumplo un encargo del Directorio, presentando a US. en pliego separado un Memorándum que concreta las observaciones que la Sociedad Nacional de Minería, formula a las leyes sociales.

Es éste, señor Ministro, el producto de un largo y detenido estudio sobre la materia para el cual nos hemos asociado a aquellas grandes empresas mineras, que, como Chuquicamata, han tenido ya una experiencia importante en la aplicación práctica de las referidas leyes.

La base esencial de las reformas que proponemos, está fundada en el reconocimiento del espíritu justiciero que informó esa legislación y tan sólo deseamos que su realización sea más expedita y no dé origen a las molestias y dificultades que hoy día experimentan los industriales.

Ha sido este nuestro anhelo y desde hoy lo dejamos encargado a las manos de US.

Dios guarde a US.

J. GANDARILLAS,
Presidente.

O. MARTINEZ C.,
Secretario.

Al señor Ministro de Bienestar y Previsión Social.—Presente.

MODIFICACIONES PROPUESTAS A LA LEY DE EMPLEADOS PARTICULARES

Decreto-Ley N.º 857

Artículo 2.º—Debe esclarecerse en forma bien precisa la calidad de empleado, porque hoy día, cualquier obrero que tiene que hacer un apunte cualquiera, o a quien se le encomienda la vigilancia de una cuadrilla de trabajadores, de la cual él mismo es trabajador, se considera empleado, y el Tribunal de Conciliación, basán-

dose en el Decreto 1442, con un criterio unilateral, da siempre la razón al obrero que se dice empleado, contra el empleador, haciendo caso omiso del hecho de que, bajo el inc. 3.º del Art. 2.º de la Ley 4053, un obrero con conocimientos técnicos, puede considerarse como obrero, con tal que su esfuerzo intelectual no predomine sobre el esfuerzo físico.

De todos modos, una persona clasificada como obrero, y que se considere empleado, debería reclamar de su calidad, en el plazo de seis meses, sin esperar el transcurso de los años o hasta la terminación de su contrato para hacer un reclamo, lo que es perjudicial para el empleador, quien hay que suponer, obra siempre de buena fe. Además, así como la Ley da muchas obligaciones al patrón, debe dárseles también al empleado. De consiguiente, insinuamos que se cambie el inc. 2.º del Art. 2.º de la Ley, por el siguiente:

“Cuando una persona clasificada por su empleador, como obrero, se considere empleado, tendrá un plazo fatal de seis meses para reclamar ante el Tribunal correspondiente, de su calidad de empleado. Si formulare su reclamo después de este plazo y fuere acogido, se entenderá que no se le considerará empleado, sino sólo desde la fecha de su reclamo”.

Como el Decreto 1442, tiene mucha relación con este Art. 2.º de la Ley, queremos hacer aquí un comentario, pues en la forma que está redactado, se va a prestar a mayores reclamos: Un mayordomo, capataz o vigilante, va a pretender que hace trabajo intelectual, como ha sucedido hasta ahora, y se basan para ello en listas que presentan, diciendo que están obligados a tomar nota de tal o cual cosa, y en la declaración de un sinnúmero de testigos que siempre encuentran a su favor, sin que la Compañía pueda contrarrestar esta prueba testimonial con otra de igual naturaleza, pues las únicas personas que podrían testificar, son empleados de la Empresa y el Tribunal no los acepta como testigos.

Artículo 4.º—Conjuntamente con el Art. 11 del Reglamento, ha sido causa de un sinnúmero de dificultades, pues en una Empresa, como

Chuquicamata, es imposible determinar la Sección de trabajo donde va a estar el empleado permanentemente ocupado.

La Compañía contrata un empleado que hace trabajo de escritorio, lo pone a trabajar primeramente en la Sección Bodega, más tarde, ya sea porque es inepto para el trabajo de esta sección, o por circunstancias del servicio, no se le necesita más allí, y por otro lado, se necesita un empleado que haga igual trabajo de escritorio en la Sección Pulpería, lo transfiere a esta última Sección.

A mayor abundamiento, debe tenerse presente que en una Empresa como Chuquicamata, tiene secciones de pasatiempos y empleados de escritorio en todas sus reparticiones; de modo que se puede pasar a un empleado de una sección a otra si es necesario.

Algunos empleados mal aconsejados, a pesar de que han firmado un contrato, han alegado que no se les podía transferir de una sección a otra, y de aquí han nacido dificultades.

Para evitar cualquiera dificultad en lo futuro, sugerimos que se modifique el Art. 4.º de la Ley y 11 del Reglamento, en la siguiente forma:

"El empleador, tratándose de faenas donde hay diversas secciones, podrá cambiar al empleado de una sección a otra de su trabajo, siempre que efectúe labor de igual naturaleza".

Aunque no hay nada en la Ley a este respecto, sin embargo, los Inspectores del Trabajo han llamado la atención de la Empresa de Chuquicamata en varias ocasiones, a que debería hacer nuevos contratos con los empleados, cada vez que se les aumente el sueldo, mientras que la Empresa cree que bastaría con hacer una anotación en el contrato primitivo, en que conste el aumento del sueldo y la fecha que éste tiene lugar. Por consiguiente, insinuamos que se agregue a la Ley y al Reglamento, lo siguiente:

"Si durante el tiempo del contrato, el empleado tiene alguna modificación en su sueldo, no será necesario celebrar nuevo contrato, bastando con poner una nota en el existente en que se indique la modificación, nota que firmarán el empleador y el empleado".

Artículo 15.—Debe modificarse este artículo para ponerlo de acuerdo con el Art. 42 del Reglamento, estipulándose en él, lo mismo que dice el mencionado artículo, que para tener derecho a la licencia por enfermedad, "el empleado deberá haber servido un año o más al mismo empleador".

Artículo 17.—Debe modificarse el inc. 1.º de este artículo, para ponerlo de acuerdo con el Art. 77 del Reglamento, pues hay varias Seccio-

nes en la Empresa de Chuquicamata, como por ejemplo, la Oficina de Pago, en que hay que hacer la liquidación de los salarios a fin de cada mes, lo que significa trabajar cierto número de horas extraordinarias en la primera semana del mes, lo que se compensa con trabajar menos de cuarenta y ocho horas en las otras semanas. Por consiguiente, sugerimos agregar:

"El empleador, de acuerdo con el empleado o con su delegado, podrán modificar esta distribución, en el caso de los empleados pagados por mes, aumentándola en unos días y disminuyéndola en otros, sin sobrepasar el máximo mensual, como está indicado en el artículo 77 del Reglamento".

Artículo 18.—Inc. 1.º—Como es de suponer que el espacio de dos horas mencionado, es para dar a los empleados el tiempo necesario para ir a su casa a tomar sus alimentos, y como en el caso de Chuquicamata, los empleados viven y almuerzan en sus mismos campamentos, consideramos que una hora es suficiente y que los empleados mismos prefieren tener una hora solamente al medio día para salir más temprano en la tarde y poder disfrutar de unas horas con luz natural, insinuamos que se agregue lo siguiente:

"Este espacio de dos horas se puede reducir a una en el caso en que los empleados vivan y trabajen en las mismas faenas", o

"En las faenas donde la mayoría de los empleados así lo prefieran, este espacio puede reducirse a una hora", o

se puede modificar el inc. 2.º en la siguiente forma:

"Se exceptúa de esta división de la jornada de trabajo, a los empleados de las minas, establecimientos metalúrgicos y auxiliares, etc., etc."

Artículo 18.—Inc. 2.º—Para evitar malos entendidos en las diversas secciones de una Empresa, insinuamos que se amplíe este inciso para cubrir los casos en que por ejemplo, el trabajo continuo es de día y de noche, y para el cual, la única manera de llevarlo a la práctica, es de dividir el trabajo en tres guardias de ocho horas cada una que no pueden ser interrumpidas. Se podría agregar un inciso que dijera:

"Se exceptúa también aquellos trabajos con procesos técnicos continuos, como la generación de la energía necesaria para la continuidad de estas industrias y los trabajos que por su naturaleza no sean susceptibles de interrupción; pero en este caso, el empleador deberá dar facilidades al empleado para que pueda tomar sus alimentos al mismo tiempo que está efectuando su trabajo".

Artículo 19.—Este artículo está relacionado con el Art. 82 del Reglamento. En los archivos de la oficina de Mr. Houston, obran detalles completos respecto al sistema de Chuquicamata referente al premio de 10% por constancia en el trabajo, y respecto al cual, dicho señor ha hecho ya una presentación al Ministerio de Previsión. Por consiguiente, sólo proponemos que se agregue un inciso al Art. 82 del Reglamento, en la siguiente forma:

“No se entenderá como parte del sueldo, cualquier premio eventual que el empleador pague al empleado, cuando se reúnan ciertos requisitos, número de días de trabajo o de la forma de practicar éste, siempre que este premio no sea mayor del 10% del sueldo fijo y cuando este sistema de premio hubiere sido fijado antes de la vigencia de la Ley. Tampoco se considerarán como parte del sueldo, los pagos por sobre tiempo”.

Artículo 26 de la Ley, letra a).—Como este artículo está en relación con el 167 a), del Reglamento, nos permitimos insinuar que se esclarezca el hecho de que el 5% sobre los sueldos, se refiere a los sueldos fijos, como se ha indicado al tratar del Art. 19 y que además, este 5% no se deducirá del sobre tiempo o de la indemnización por desahucio.

Letra c) de la Ley y 167 b) del Reglamento, mismo artículo.—A causa de haber visto los efectos producidos por este artículo, insinuamos suprimirlo en beneficio de los empleados, por ser muy duro y crear una situación por demás precaria a los mismos, como se ha comprobado con muchos obreros que por su preparación y competencia, han pasado a ser empleados, perdiendo tan gran porcentaje de sus sueldos en los dos primeros meses.

Artículo 34 de la Ley y 226 del Reglamento.—Con relación a este artículo, debemos hacer presente, que las empresas extranjeras tienen actualmente muchísimos empleados que han llegado a Chile para ejercer sus funciones por tiempo limitado, y quienes están asegurados en sus países de origen por una suma muy superior a la de \$ 5,000. Estos empleados han hecho solicitudes pidiendo ser eximidos de la obligación de asegurarse. Por lo tanto, insinuamos que se agregue un artículo, como sigue:

“Los extranjeros que vienen al país a ejercer un empleo por un tiempo determinado, bajo contrato, para regresar a su país, estarán eximidos, siempre que prueben estar asegurados en el mismo por una suma no menor de \$ 5,000”.

Artículo 46 de la Ley y 115 del Reglamento.—La última parte del artículo 115 dice, que un

empleador podrá hacer cesar en cualquier momento los servicios del empleado abonando las sumas que correspondan como indemnización por desahucio. Esto da a entender que sólo hay que pagar la indemnización por años de servicios, según el artículo 118, que define lo que es indemnización por desahucio, y ninguna suma por desahucio, propiamente dicho, o sea como se ha interpretado la disposición del Código Civil referente al arrendamiento de servicios inmateriales.

En el caso de que se entienda de que además de las indemnizaciones por desahucio habrá que pagar al empleado despedido por voluntad del empleador, un mes de sueldo en lugar del mes de aviso, insinuamos que se establezca en la Ley, que el mes de sueldo se entienda a contar desde el momento en que se pone término a los servicios del empleado y no habrá que pagarle lo que falte para enterarle el mes desde el día en que se puso término, más un mes de sueldo.

Por consiguiente, insinuamos que el inc. 3.º del Art. 46, se redacte en la siguiente forma:

“El empleador podrá hacer cesar en cualquier momento, los servicios del empleado, abonando las sumas que correspondan al desahucio. El desahucio correrá desde el mismo día en que se notifique al empleado que no se necesitan más sus servicios”.

Artículo 48 de la Ley y 123 del Reglamento.—En la forma en que está redactado este artículo hay un vacío, puesto que un empleado que tenga intenciones de retirarse, pudiera llegar a exigir que se le aumentara el sueldo o que se le dieran otras franquicias para continuar su empleo o renovar su contrato, y en caso de que el empleador no pudiese acceder a sus peticiones, el empleado puede alegar que hay falta de acuerdo para la continuación de sus servicios o renovación de su contrato, y exigir indemnización, cuando en este caso sólo se trata de un simple retiro voluntario, de acuerdo con el Art. 120, letra b) del Reglamento; pero hay que esclarecer la Ley y el Reglamento en este sentido. Por lo tanto, sugerimos que se elimine del Art. 48 de la Ley, las palabras: “o por cualquier motivo no hubiere acuerdo por ambas partes para continuar el contrato”, o que se redacte en la siguiente forma:

“Si el empleador desahuciare a un empleado que hubiere servido más de un año después de la vigencia de la Ley, o si dicho empleador no desee continuar o renovar el contrato en las mismas condiciones y siempre que no se trate de un retiro voluntario del empleado, el empleador deberá abonarle un sueldo mensual por cada año completo de servicios después

“ de la vigencia de la Ley, si el sueldo no excediere de \$ 1,000”.

Artículo 50 de la Ley.—Este artículo deberá ponerse de acuerdo con el Art. 125 del Reglamento, en que el 50% del sueldo por cada año de servicios antes de la vigencia de la Ley se refiere al sueldo calculado según los artículos 48 y 49 de la Ley, pues según el Art. 125 del Reglamento, el 50% del sueldo mensual sería calculado de acuerdo con el artículo precedente (124), mientras que el Art. 50 de la Ley no hace en este caso ninguna calificación de la forma de calcular los sueldos, limitándose a especificar, 50% del sueldo mensual.

Artículo 51 de la Ley y 116 del Reglamento, letra a).—La disposición de la letra a), se ha prestado a innumerables abusos, pues constantemente los empleados faltan tres días sin causa justificada, asisten a su trabajo y faltan otros períodos dentro de los tres días, aprovechándose de la disposición del Reglamento que no fija el término dentro del cual pueden faltar tres días y no se les puede despedir aunque esté en la conciencia del empleador que su falta se debe nada más que a flojera o muchas veces por estar en fiestas. Por lo tanto, sugerimos que se modifique este inciso en la forma siguiente:

“a) abandono del trabajo por más de tres días en el año sin causa justificada”.

Como se ha tenido casos en Chuquicamata en que un empleado ha faltado gravemente el respeto a su jefe inmediato llegando hasta las vías de hecho, insinuamos que se cambie la letra h) del Art. 116 del Reglamento, en la siguiente forma:

“h) las injurias, vías de hecho o actos del empleado que comprometan la seguridad personal, el honor o los intereses del empleador o sus representantes”.

Como también hay casos en que por negligencia culpable de algunos empleados han puesto en grave peligro las vidas de otros empleados u obreros, insinuamos que se agregue otra letra a este artículo en la siguiente forma:

“(?)—Por actos u omisiones que afectan a la salud o a la seguridad de los empleados u obreros o a la seguridad del establecimiento”.

Para cubrir los casos en que un empleado falta a sus obligaciones ya sea deliberadamente o nó, desatendiendo su trabajo o haciéndolo en forma indebida o conduciéndose en forma reprochable que hace insoportable su permanencia en las faenas, insinuamos que se agregue otra letra, como sigue:

“(?)—La insubordinación abierta del empleado, su negativa para hacer su trabajo en la forma requerida por su jefe, siempre que las

“ exigencias de éste, estén de acuerdo con las prácticas reconocidas y aceptadas por el Comercio e Industrias en general, la conducta inmoral, embriaguez consuetudinaria y la promoción de escándalos o desórdenes”.

Artículo 53 de la Ley y 280 del Reglamento.—Partiendo de la base que la Ley al crear beneficios para el empleado, debe también crearle obligaciones a fin de ayudar al cumplimiento de la Ley, y para evitar la creación de situaciones muy difíciles de resolver cuando los hechos de que se trata han sucedido con mucha anterioridad, creemos que debe ser obligación de un empleado, dentro de un tiempo determinado, digamos, seis meses, reclamar de las incorrecciones de que él cree ha sido víctima, o de sus derechos que crea tener y que no ha hecho efectivos, en lugar de esperar el transcurso de los años hasta terminar su empleo para formular sus reclamos.

Uno de los casos más comunes del hecho que estamos comentando, se encuentra bajo los comentarios que hemos hecho del Art. 2.º de esta Ley. Por consiguiente, nos permitimos insinuar que el Art. 53 se redacte en la forma que en seguida expresamos. En este caso, ningún reclamo sería admitido por los Tribunales sino dentro de seis meses de que los hechos de que se trata han sucedido o los derechos han podido hacerse valer. En otras palabras: ningún reclamo podrá alegarse sino dentro del período de seis meses después de ocurrido un acto o de que un derecho no ha sido cumplido, pues salta a la vista por ejemplo, que un empleado que ha trabajado sobre tiempo y no lo ha recibido, lo sabe en el acto de recibir su pago por mes, y una persona que se considera como empleado, pero que ha sido clasificado como obrero, lo conoce al momento de firmar su contrato, y al recibir su pago deberá advertir que se le ha hecho el descuento de la 4054, para obreros y no se le ha efectuado el descuento para el fondo de retiro prescrito por la Ley de Empleados Particulares.

De consiguiente, la modificación que sugerimos al Art. 53, es como sigue:

1.º—“Las acciones provenientes de los actos derivados del contrato y los derechos que la Ley establece a favor de las partes, prescribirán en seis meses, a contar desde la fecha en que dichos actos ocurrieron o en que los derechos debieron ser conocidos por las partes”.

2.º—“El empleado que tácitamente permite que su empleador, ya sea inadvertidamente o por otra circunstancia, no cumpla la Ley, y siga no cumpliéndola, será tan culpable como

“ el empleador y no se le oirá ningún reclamo
“ cuya causa se pruebe fué conocida por él por
“ lo menos seis meses antes de formularlo”.

Artículo 170 del Reglamento.—En vez de decir: “Dentro de los primeros cinco días de cada
“ mes” decir “Dentro de cada mes”.

En empresas tan grandes como la Chile Exploration Co., y muchas otras que hay en el país es imposible cumplir con este requisito en un período menor de treinta días.

Título XI del Reglamento.

Artículos 256 y siguientes. — Este título ha sido modificado casi en su totalidad por el Decreto N.º 2100 del 31 de Diciembre de 1927, creándose Tribunales y procedimientos distintos a los que existen hasta ahora. Sin embargo, se ha desatendido un reclamo que han venido haciendo los empleadores desde hace tiempo en el sentido de que se declare de que los empleados u obreros de un establecimiento o de un negocio pueden ser testigos del empleador en juicio entablado por un empleado o ex-empleado ante los Tribunales que establece esta Ley.

La razón para pedir esto, es que en empresas como Chuquicamata, las únicas personas que pueden declarar son los trabajadores o empleados, compañeros del demandante y que son los únicos que han podido presenciar los hechos, pues muchas de las faenas están dentro de cierres donde no pueden entrar nada más que los que trabajan en ellas y a las cuales no tiene acceso el público. Además, dentro de las faenas y de los campamentos, no permanecen ni viven sino los empleados y obreros de la Compañía con sus familias y algunos particulares que tienen tiendas por concesión especial y que están situados por lo menos a dos kilómetros de distancia de las primeras secciones de las faenas y éstas están todas cerradas.

El rechazo de los testigos empleados del empleador, basado en las disposiciones del Código de Procedimiento Civil, deja a las Empresas en la más absoluta indefensión, ya que como se ha dicho, los hechos que ha sido necesario probar en los procesos correspondientes, no han podido ser testificados sino por los compañeros del demandante que viven dentro de las faenas y que son todos empleados de la Empresa.

Sugiere por lo tanto, que se agregue al Reglamento, en la parte que se refiere al procedimiento de estos juicios, un artículo que diga:

“Podrán declarar como testigos, los obreros o empleados de la Empresa, no siéndoles aplicables, en este caso, la inhabilidad que esta-

“ blecen los números 4, 5 y 6 del Art. 347 del
“ Código de Procedimiento Civil, pudiendo el
“ Juez apreciar la prueba en conciencia”.

MODIFICACIONES PROPUESTAS A LA LEY N.º 4053, CONTRATO DEL TRABAJO

Artículo 11 de la Ley, Inciso 2.º—En Chuquicamata hay un servicio de bomberos pagados. Los que componen este Cuerpo no tienen más obligación que vivir en el Cuartel de Bomberos, y fuera de sus turnos para ausentarse de esa localidad, no pueden hacerlo sino con permiso para estar listos en caso de que llegado el momento de incendio puedan ir inmediatamente a cumplir con sus deberes. Afortunadamente los incendios en Chuquicamata nunca suceden. Fuera de esta obligación, la única otra que se impone a estos bomberos es la de hacer un ejercicio de bombas una vez por semana, cada Jueves a las tres de la tarde, después del cual, tienen que limpiar y dejar su equipo en orden.

Actualmente su trabajo no excede de una a dos horas por semana. El resto del tiempo están en entera libertad dentro de su Cuartel de Bombas, donde leen y se entretienen en la forma que más les conviene.

Hay también otros casos donde no hay trabajo, pero donde la permanencia en un puesto dado es obligatoria, como por ejemplo, los cuidadores de las Tomas de Agua, etc., etc.

Hay también un servicio de ambulancia para casos de accidentes, donde un chauffeur tiene que estar listo para salir con su ambulancia inmediatamente que hay un llamado. Este chauffeur no puede alejarse de su ambulancia, ni tampoco se le puede dedicar a otros trabajos.

Creemos que estos servicios pueden ser incluidos en el inciso 2.º del artículo 11, pero para evitar malos entendimientos en el asunto, nos permitimos insinuar se redacte este inciso en la siguiente forma:

“Esta disposición no es aplicable a las personas que ocupan un puesto de vigilancia o cuidado, de dirección, de confianza o de seguridad de la propiedad y vida. En estos casos el sueldo o jornal estipulado en el contrato, cubre todas las horas que sea necesario permanecer en su puesto fuera de las horas reglamentarias según el inciso anterior”.

Artículo 14 de la Ley.—Insinuamos que se agregue a este artículo, lo siguiente:

“Se exceptúa de esta división de la jornada de trabajo, a los obreros de las minas, establecimientos metalúrgicos y auxiliares y a los

“ de las empresas regidas por leyes especiales.
 “ Se exceptúan también, aquellos trabajos con
 “ procesos continuos, como la generación de
 “ la energía necesaria para la continuidad de
 “ estas industrias y los trabajos que por su na-
 “ turaleza no sean susceptibles de interrupción,
 “ o en aquellos casos donde por haber un ser-
 “ vicio continuo durante las veinticuatro horas,
 “ hay tres guardias de ocho horas cada una;
 “ pero en estos casos el patrón deberá dar fa-
 “ cilidades al obrero para que pueda tomar sus
 “ alimentos al mismo tiempo que está efectuan-
 “ do su trabajo”.

Artículo 21.—Como muchos obreros tienen la costumbre de llevarse las herramientas del trabajo para venderlas, la multa del 50% del salario de un día al obrero, no le significa nada cuando la ganancia que obtiene con la venta de las herramientas es mucho mayor; para terminar con este abuso, insinuamos agregar a este artículo un inciso, como sigue:

“En el caso de la pérdida de herramientas que estaban en poder del obrero para ejecutar su trabajo, el patrón podrá reembolsarse de su valor, deduciéndolo del salario del obrero”.

Artículo 27.—En primer lugar, queremos observar que el artículo 16 del Reglamento no está de acuerdo con este artículo de la Ley.

La exigencia del artículo 16 del Reglamento de entregar a cada obrero una libreta con el texto del Reglamento del Régimen Interno de la fábrica o faena es muy engorroso. Habiendo un movimiento anual de más o menos diez mil hombres, se tendría que estar imprimiendo constantemente un número inmenso de ejemplares de los Reglamentos.

Además, fuera de este movimiento anual a que nos hemos referido, cada una de las diferentes secciones de una empresa grande, tiene su movimiento propio y sus reglamentos especiales.

A mayor abundamiento, queremos hacer constar el gran número de analfabetos que existen en las faenas del norte del país, y si los obreros han demostrado tener muy poco interés por conservar sus libretas de seguro, que se ha visto las destruyen o las botan, a pesar de representar varios cientos de pesos para ellos, menos interés tendrán, no ya por leer, sino por conservar los reglamentos de su trabajo.

Por consiguiente, insinuamos que se suprima el Art. 16 del Reglamento o ponerlo de acuerdo con la Ley, y además, que se modifique el Art. 27 de la Ley, quitando mucho de los detalles que exige deben ser puestos en los Reglamentos Internos que los haría muy voluminosos y casi inmanejables.

Artículo 28.—Para el suministro de datos en detalle que indica este artículo, la Dirección del Trabajo ha permitido suministrarlos dando solamente el número de trabajadores de cada diferente labor, el minimum y maximum de los salarios que ganan y las horas trabajadas. Con el objeto de que quede constancia en la Ley sobre este particular, insinuamos que se agregue un inciso a este artículo, como sigue:

“En toda faena que tenga un número mayor de (100 ó 1,000) obreros, no será necesario dar los datos que se indican en este artículo, sino solamente el número de trabajadores de cada diferente labor, el minimum y el maximum de los salarios que ganan y las horas trabajadas”.

Artículo 40.—Como se ha visto en la práctica y especialmente durante la paralización de las faenas salitreras, que llega a Chuquicamata un sinnúmero de gente con el pretexto de comerciar como ambulantes, generalmente con artículos de ínfimo valor, que venden a los obreros a precios sumamente elevados—artículos que se encuentran en las tiendas y pulperías particulares de los campamentos a precios muy razonables—y como este abuso ha dado mucho que hacer durante varios años, pues en varias ocasiones los mismos obreros han reclamado de esta explotación, creemos conveniente que sin mengua de la libertad de comercio que consagra este artículo, se reglamente la forma de hacerlo, y, en especial, que esté de acuerdo con la reglamentación interna de cada empresa, principalmente en aquellas partes que se refieren al mantenimiento del orden, de la tranquilidad y disciplina porque debe velar todo jefe de industria o comercio.

En la actualidad, en Chuquicamata, por ejemplo, entran mensualmente cien agentes viajeros de casas comerciales serias de diferentes puntos del país y quienes surten con sus últimos artículos a las tiendas y pulperías particulares de los campamentos, lo que constituye un comercio bueno y honesto.

Además de estos almacenes y pulperías particulares, hay alrededor de ciento cincuenta vendedores ambulantes, lo que demuestra una completa libertad de comercio. Todos estos comerciantes cumplen con muy buena voluntad con la reglamentación interna de la Compañía; pero siempre hay un número de gente díscola que quiere hacer su comercio en la forma más irregular posible y siempre tratan de atropellar la reglamentación que para el buen orden ha dado la Compañía. Debe, en consecuencia, permitirse a los industriales tener sus normas que, sin coartar la libertad de comercio, sirvan para pro-

teger los intereses de sus obreros. Por consiguiente, proponemos agregar al final del primer inciso del artículo 40, lo siguiente:

"y a los reglamentos internos que cada empresa dicte para el mantenimiento del orden, tranquilidad, moralidad y disciplina dentro de sus faenas y campamentos".

Inciso 4.º, mismo artículo.—Respecto al último párrafo (Art. 40), las compañías, como Chucamicamata, venden todos los artículos de primera necesidad a menos del costo lo que va en beneficio de la gente menos pudiente y como sucede en otras partes las ventas no se hacen solamente a esta clase de gente, sino también, a la clase pudiente, que requiere artículos de lujo, creemos que, cuando los artículos de primera necesidad se vendan a menos del costo, el precio de los otros artículos pueda ser un poco mayor, siempre que en las ventas totales el 10% para los gastos de administración no sea excedido.

Por esto proponemos que se agregue al final del inc. 4.º una de estas frases:

"Esta limitación será solamente para los artículos de primera necesidad", o

"En caso cuando los artículos de primera necesidad sean vendidos a menos del precio de costo, esta limitación de 10% para los gastos se referirá a la venta total".

Artículo 11 del Reglamento, letra c) inc. 2.º.—Hay una disconformidad entre lo estipulado en este inciso y lo estipulado en el Art. 7.º de la Ley, pues en esta última, se da al patrón, como al obrero, la facultad de poner término al contrato en cualquier momento, dando seis días de aviso, y en el inc. 2.º de la letra c) del Art. 11 del Reglamento, el aviso sólo es obligatorio para el obrero, y el patrón, en caso de poner término al contrato antes del vencimiento del plazo, estará obligado a darle al obrero seis días de indemnización.

Sugerimos que se modifique el Reglamento, dejándolo en igual forma que el Art. 7.º de la Ley.

Artículo 16 del Reglamento.—Ya se ha pedido al tratar del Art. 27 de la Ley, que se suprima este artículo por engoroso y difícil de cumplir.

Artículo 17 del Reglamento.—Sugerimos que se suprima la letra c) en este artículo, en primer lugar, porque no está contemplado en el Art. 6.º de la Ley, y en segundo lugar, porque puede ser perjudicial para el obrero.

Artículo 31 del Reglamento.—Está modificado por el Decreto 2100, de 31 de Diciembre de 1927, que fija los Tribunales ante los cuales se presentarán las reglas de esta Ley y Reglamento y el procedimiento que se ha de seguir en la tramitación.

MODIFICACIONES PROPUESTAS A LA LEY N.º 4054 DE SEGURO OBLIGATORIO, ENFERMEDAD E INVALIDEZ.

Artículo 5.º del Reglamento.—El Reglamento de la antigua Ley no ha sido modificado hasta ahora, a pesar de las modificaciones que ha sufrido la Ley. Como, indudablemente, este Reglamento, tendrá que modificarse pronto, y debido a la condición nómada de los obreros, especialmente en el norte del país, que con raras excepciones permanecen más de un año o aún seis meses en una misma faena, razón por la cual el cálculo es sumamente difícil, proponemos que se modifique este artículo, en la siguiente forma:

"Se estimará que gana más de \$ 8,000 al año, el obrero u operario que reciba un salario mayor de \$ 26.66 al día, tomando el año legal de 300 días, o una renta mayor de \$ 666.66 al mes. Aquellos obreros que según este cómputo, ganen en un mes, más de la renta antes dicha, y que en meses anteriores hayan ganado menos, se les advertirá por los patrones que para conservar la continuidad del seguro, podrán acogerse a lo dispuesto en el Art. 5.º de la misma ley; es decir: podrán pagar la cuota correspondiente a cuotas voluntarias. Los que hayan ganado más de \$ 666.66 al mes y principien a ganar menos automáticamente caerán bajo la Ley".

En caso de que esta modificación no tuviere aceptación, sugerimos esta otra:

"Para determinar si un obrero cae bajo las disposiciones de esta Ley, cada primero de Abril y primero de Octubre, se clasificará definitivamente para los siguientes seis meses la situación de cada obrero, con relación a las ganancias de los seis meses anteriores, y en el caso de un obrero que no hubiere trabajado por seis meses en su entonces ocupación, se le clasificará por asimilación con los que desempeñan el mismo trabajo y en las mismas condiciones; esta clasificación una vez hecha, no dará lugar a reclamos, ya sea porque el asegurado pueda ganar en los siguientes seis meses un salario mayor o menor del necesario para dar \$ 8,000, ó menos de \$ 8,000 al año".

Deben suprimirse en la Ley y en el Reglamento, la palabra "empleado", ya que para éstos existe una Ley especial que rige para ellos, cualquiera que sea el sueldo que ganen en el mes; por consiguiente la Ley 4054 no se aplica a los empleados sino a los obreros u operarios. Debe conservarse la frase: "Empleados Domés-

ticos", porque éstos se consideran como obreros y no como empleados particulares.

Artículo 11 de la Ley.—El plazo de tres días que se da al patrón para inscribir a sus obreros en el Registro de la Caja Local, es sumamente exiguo, pues, en empresas grandes, como Chuquicamata, con un personal que fluctúa entre cinco y diez mil obreros, es imposible hacer las inscripciones en un término tan reducido sin que se deslicen algunos errores. Insinuamos que se agregue un inciso como sigue:

"En las faenas donde trabajan más de mil operarios, este plazo de tres días, se extenderá a veinte".

Artículos 12 y 14 de la Ley.—El sistema de fijación de estampillas demanda mucho personal y muchos gastos para efectuar este trabajo en debida forma. Por consiguiente, sería más práctico que en lugar de exigir la fijación de estampillas para el pago de las cuotas, se anotaran los valores en las libretas en cada período, enviando, al mismo tiempo, a la Caja un formulario adecuado con todos los detalles. Esto permitiría a la Caja llevar un control que puede ser confrontado en cualquier momento con las libretas de cada asegurado.

No estaría por demás advertir, que con el sistema de cuotas de tanto por ciento de los salarios ganados durante cada período, las imposiciones en la mayoría de las veces, llegan a cantidades de tantos pesos y tantos centavos, necesitando la fijación de un sinnúmero de estampillas hasta por valor de un centavo para completar con exactitud las cantidades calculadas.

Salta a la vista que sin menoscabo del objeto de la Ley, sería mucho menos engorroso fijar una cantidad redonda determinada para la cuota de cada obrero y la cuota patronal por cada uno de dichos obreros, pues hoy día debe haber ya cálculos del término medio de las cuotas correspondientes a los obreros en las diferentes zonas del país, los que pueden ser usados para este objeto. Con este sistema no habría necesidad de tomar en cuenta el salario que gane cada obrero. O bien podría seguirse el sistema de fijar cantidades redondas escalonadas por los diferentes salarios de cada obrero correspondientes a su cuota y a la del patrón. Con esto queremos decir, por ejemplo, entre 300 y 350 pesos, la cuota sería de tanto, y entre 350 y 450 sería de tanto.

Antes de concluir estos comentarios respecto a los artículos 12 y 14, queremos llamar la atención a que en una faena, como Chuquicamata, la cantidad de estampillas que se necesita comprar todos los meses, asciende a sumas considerables, las que tienen que estar bajo gran vigi-

lancia debido al numeroso personal que forzosamente tienen que trabajar con ellas.

Como hay muchos obreros que al retirarse de su ocupación no reclaman sus libretas, ya sea por no tener interés o por olvido, en las empresas grandes quedan varios miles de libretas de seguro de obreros. Insinuamos que se agregue a la Ley o al Reglamento, el siguiente artículo:

"Las libretas que queden en poder del patrón por no haber sido reclamadas por los interesados que se han retirado del trabajo, deberán ser entregadas a la Caja Local, después de tres meses del retiro del interesado".

Artículo 15 de la Ley.—Como es bien sabido que la mayor parte de los obreros son muy reacios para hospitalizarse y como esto puede acarrearles graves consecuencias, insinuamos que se suprima la última parte del primer párrafo de la letra a) de este artículo que dice: "salvo que el enfermo, ...".

Letra b) del mismo artículo.—La frase del primer párrafo, que dice: "y a sus expensas", creemos que debe cambiarse por ésta: "o a sus expensas".

La razón para este cambio, es la siguiente:

Hay muchos casos de obreros que tienen familia que no viven con él; pero que viven a sus expensas.

Como la palabra "familia" se ha prestado a diversas interpretaciones, en Chuquicamata han adoptado el siguiente sistema que creemos el más racional y humano, y sugerimos que se adopte en los Reglamentos que se dicten para esta Ley:

Beneficios completos:

- 1.—Matrimonios legalmente constituidos, con o sin hijos;
- 2.—Hombres legalmente casados que pueden probar al empleador, que aunque sus familias no residen en el lugar de la faena, ellos son el sostén de sus familias;
- 3.—Personas solteras de quienes dependen padres ancianos, madres viudas, hermanos o hermanas menores residentes en el lugar de la faena;
- 4.—Hombres que viven con mujeres, pero solamente a aquellos con hijos que hayan tenido en las mismas;
- 5.—Hombres que viven en igualdad de circunstancias que las que se detallan en el párrafo anterior, sin los hijos que en el caso se mencionan, pero que sean el sostén de sus hijos provenientes de una unión anterior.

Medios beneficios:

- 1.—Personas solteras;
- 2.—Personas que no tengan hijos o personas que vivan a sus expensas;
- 3.—Hombres que vivan con mujeres y sin hijos en éstas;
- 4.—Hombres que vivan con mujeres en igualdad de circunstancias del inciso 4.º, anterior, cuyas mujeres tengan hijos de alguna otra unión.

La experiencia en Chuquicamata ha demostrado que mientras que un hombre con familia en muy raras veces finge estar enfermo para gozar de los subsidios por enfermedad, los solteros simulan con frecuencia estar enfermos.

Para no premiar esta inmoralidad y en vista de que el obrero sin familia estando hospitalizado no tiene gasto de ninguna especie, pues tiene casa y comida por este hecho, insinuamos que se agregue a la letra b), el inciso que apareció en la primera redacción de la Ley, bajo el artículo 14, letra b), como sigue:

“Si el enfermo estuviere hospitalizado y no tuviere familia que viva con él o a sus expensas, no tendrá derecho a este subsidio”.

(Mismo artículo).—En relación con los comentarios hechos anteriormente sobre los artículos 12 y 14, y en caso de que alguna de las ideas allí insinuadas tenga aceptación, sugerimos la de que en vez de que se pague un subsidio sobre la base del salario de la semana anterior, se pague una suma fija o escalonada, según el salario, al asegurado mientras dure su enfermedad.

Letra c), mismo artículo.—Este inciso se cambiará de acuerdo con las últimas observaciones hechas bajo la letra b), en caso de que fueren aceptadas.

Letra d).—En la práctica se ha visto que los parientes o amigos de un difunto, intentan siempre cubrir con los \$ 300 mencionados, las diversiones del velorio, haciendo caso omiso de un funeral y sepultación decentes. Por consiguiente, insinuamos que se agregue a esta letra una frase que diga:

“Los trescientos pesos otorgados para funerales, se dedicarán a los gastos de ataúd, carroza y sepultación”.

Letra e), 2.º párrafo.—Los mismos comentarios hechos para la letra c), cubren esta letra.

Letra f).—Igual que la letra e), en caso de que sean aceptadas las sugerencias anteriores de establecer sumas fijadas o escalonadas.

Artículo 81 del Reglamento.—A fin de que el médico pueda asegurarse de si el enfermo está siguiendo sus instrucciones con objeto de obtener su mejoría y para evitar cualquier des-

cuido del mismo asegurado o de su familia que lo atiende, produciéndose una gravedad en la enfermedad, con el correspondiente perjuicio al Fondo General, insinuamos que se agregue el siguiente inciso:

“Si el enfermo permanece en su domicilio, deberá ser visitado por el médico una vez cada dos días, y si el enfermo puede trasladarse a la clínica del médico, deberá ir a su consultorio, por lo menos, una vez cada dos días”.

Artículo 82 del Reglamento.—Este artículo ya ha sido discutido en los comentarios que cubren el artículo 15, letra a).

MODIFICACIONES PROPUESTAS A LA LEY 4055, ACCIDENTES DEL TRABAJO

Artículo 2.º—Insinuamos que se agregue después del inc. 2.º, el mismo párrafo de la antigua Ley, que decía:

“Podrán declarar como testigos los demás obreros o empleados de la empresa, no siendo aplicables en este caso, la inhabilidad que establecen los números 4, 5 y 6 del Art. 347 del Código de Procedimiento Civil, pudiendo el juez apreciar la prueba en conciencia”.

La razón para pedir que se agregue este párrafo es la de que en empresas como Chuquicamata, las únicas personas que pueden declarar son los trabajadores o empleados, compañeros del accidentado y que son los únicos que han podido presenciar el accidente, pues muchas de las faenas, están dentro de cierres donde no pueden entrar más que los que trabajan en ellas y a las cuales no tiene acceso el público. Además, dentro de las faenas y de los campamentos de la Compañía, no permanecen, ni viven, sino los empleados y obreros y sus familias y algunos particulares que tienen tiendas por concesión especial de la Compañía y que están situados por lo menos a dos kilómetros de distancia de las primeras secciones de la faena y éstas están todas cerradas.

Artículo 14.—Insinuamos que se agregue después del primer párrafo del N.º 4, lo siguiente: “No tiene derecho a pensión la mujer que hacía vida marital con el fallecido”.

La razón para pedir que se agregue esta cláusula, es que el N.º 4, como está redactado actualmente, tiende a fomentar las uniones ilegales, contrariamente a cuanto se está haciendo actualmente por el Gobierno para constituir legalmente la familia.

Constantemente se están presentando casos de

que al hacerse el finiquito, debido a la costumbre imprevisora de los trabajadores, los beneficiarios se encuentran sin el dinero suficiente para atender a sus necesidades inmediatas, como ser, cancelar los gastos de alimentación en las diversas pensiones donde han sido asistidos, y también para atender a los gastos de primera necesidad al llegar al punto donde van a residir. Por este motivo, creemos que sería de gran beneficio de que se les pudiera adelantar hasta una suma correspondiente a tres meses de pensión a estas personas. Por lo cual, sugerimos que se agregue después del inc. 2.º de este artículo, la siguiente frase:

“Sin embargo, en casos de necesidad justificada por el beneficiario, el patrón o empleador adelantará al momento de firmarse el finiquito, una suma que corresponda a los tres próximos meses de pensión”.

Artículo 39.—Para que la gente tome la debida precaución en su trabajo y fuera de él, y para evitar que los obreros y empleados, por imprevisión, demasiada confianza o falta absoluta de criterio y sobrado espíritu de novedad que los lleva constantemente a meterse donde nada tienen que ver con su trabajo, nos permitimos insinuar se agregue el siguiente párrafo a este artículo:

“El patrón no será responsable por un accidente del trabajo, en que se pruebe que se produjo por infracción, cometida por el accidentado, a los reglamentos de seguridad dictados por el patrón, de acuerdo con lo dispuesto en este Título”.

Artículo 45.—Con relación a este artículo creemos más viable cambiar el sistema de pagar una suma alzada por el de pagar una pensión de tanto por mes durante un tiempo limitado. Este sistema puede ser adoptado para todas las indemnizaciones por incapacidades relativas que no imposibilitan al accidentado para trabajar; pero para hacer más viable esta idea, nos permitimos insinuar que la cantidad correspondiente sea depositada en una cuenta especial a nombre del accidentado en la Caja Nacional de Ahorros y de la cual el interesado solamente podría disponer para la compra de una propiedad o negocio bajo un sistema de reglamentos similar al que existe para préstamos bajo la Ley de Empleados Particulares para la compra de bienes raíces, etc., o de la que podría retirar una suma determinada mensualmente en caso de que el accidentado prefiera este sistema.

Por otra parte, la obsesión del obrero de obtener una suma alzada de indemnización los induce en innumerables casos a mutilarse inten-

cionalmente. Hay además, otra razón, y es la de que generalmente los beneficiarios gastan lo que reciben en uno o dos días en placeres y diversiones cuando pueden escapar de la horda de especuladores que siempre están al acecho de estos infelices.

No insinuamos ninguna redacción determinada como una modificación a la Ley, pues ésta sería motivo de una reglamentación especial y sólo nos permitimos esbozar esta idea.

Artículo 47 del Reglamento.—Sugerimos que se haga la misma modificación que se expresó al hablar del Art. 14 de la Ley, en la parte que da derecho a pensiones a las personas que sean parientes o nó, que vivan a expensas de la víctima en la casa de ella y que acrediten que carecen de otra forma de sostén, que estén absolutamente incapacitadas para el trabajo o que sean menores de diez y seis años.

Es muy común que los obreros simulen estar incapacitados para el trabajo después de un accidente, especialmente en enfermedades a la vista, pues saben que las Compañías no tienen especialistas y los manda a Santiago para su tratamiento y curación. Se ha comprobado varios de estos casos de simulación y algunos de ellos han costado bastante caro, como por ejemplo, el de un obrero que sufrió un golpe en los órganos genitales y después de pretender durante mucho tiempo que no podía andar por que a consecuencia de este golpe le había quedado una pierna tiesa (según él); bajó a Antofagasta a reclamar al señor Intendente y al Inspector del Trabajo, que la Compañía de Chuquicamata no le quería pagar la indemnización de su pierna. Sometido a un examen médico en Antofagasta, no se dejó tocar la pierna. El doctor de la Compañía, señor Schlack, tuvo que bajar especialmente para este caso y llevado el hombre al Hospital del Salvador a objeto de hacerle un buen examen, se le puso en la mesa de operaciones para darle anestésico, pero tan pronto como el obrero comprendió que en esta forma sería descubierto, saltó de la mesa y escapó del Hospital diciendo: “Me pillarón”.

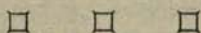
A fin de evitar muchos casos semejantes, de obreros que han estado yendo a curarse al Hospital demorándose cinco minutos en andar diez metros y después, cuando creen no ser vistos andan normalmente, nos permitimos sugerir que se agregue un artículo o inciso después del Art. 11 de la Ley y 37 del Reglamento, que diga más o menos, como sigue:

“Cuando se compruebe que una persona que ha sufrido un accidente esté simulando una incapacidad que no tiene, se le suspenderán

“ sus medios jornales y tratamiento y quedará facultado el patrón o empleador para perseguirlo criminalmente por estafa”.

Artículo 37 de la Ley y 114 del Reglamento. —La disposición del inciso final del Art. 37 de la Ley y la del 114 del Reglamento, ha demostrado en la práctica que no tienen beneficio ninguno y no acarrear sino dificultades y demoras que perjudican más al obrero. Aunque la Compañía de Chuquicamata corre con todos los gas-

tos, siempre los obreros, por mil motivos, incurren en algunos, esperando la resolución. Sugerimos que este inciso de la Ley y el Art. 114 del Reglamento sean suprimidos, en primer lugar, por las razones ya dichas y en segundo lugar, porque según la disposición del Art. 246 del Código Civil, se podría considerar la indemnización a que tiene derecho un accidentado, como su peculio profesional o industrial.



Cómo ha sido solucionado en Noruega el problema del “fierro esponjoso”, especialmente en vista de la utilización de minerales pobres y de menor valor. ⁽¹⁾

POR

E. EDWIN,

Ingeniero.

Se entiende por “fierro esponjoso”, al fierro obtenido directamente de sus minerales naturales, a una temperatura bastante baja para que el fierro no pueda alcanzar su punto de fusión.

Por “problema del fierro esponjoso”, entendemos el problema técnico y económico que tiene por objeto hacerlo utilizable para la producción moderna del fierro y del acero.

Puesto que dicho problema existe, es permitido preguntar: ¿HAY EN REALIDAD UNA RAZON JUSTIFICADA PARA QUE EL OCUPE UN IMPORTANTE LUGAR ENTRE LOS PROBLEMAS METALURGICOS DE NUESTRO TIEMPO?

A pesar de que en esta ocasión, mi principal objetivo sea el informar sobre los ensayos efectuados por la “Sociedad Norsk Staal”, y de que el tiempo disponible para el desarrollo de mi conferencia sea de lo más reducido para esta sola cuestión, no veo, sin embargo, la posibilidad de evitar dar algunos detalles de este problema y lo creo tanto más necesario, cuanto que los hombres más versados en metalurgia, se han inclinado a juzgar demasiado rápidamente los trabajos que se han efectuado en este respecto. Ellos reconocen que son muy interesantes y preciosos bajo el punto de vista científico, pero los consideran inútiles y sin resultado bajo el punto de vista práctico.

Me parece que estos hombres que juzgan tan rápidamente, olvidan que el trabajo cotidiano y los numerosos problemas que allí se encuentran a menudo, son causa de que escapen a su atención, nuevas necesidades y nuevos conceptos que se presentan en condiciones un poco especiales. Por lo general, no se les observa sino cuando se imponen en la vida como hechos consumados ocasionando consecuencias más o menos desagradables.

No me atrevo, por consiguiente, a dejar sin exponer muy rápidamente y de una manera muy general las razones de ser de este problema del fierro esponjoso.

Voy a ensayar de hacerlo, hablando muy brevemente de la evolución del tratamiento del fierro.

Cuando el fierro fué por primera vez utilizado por el hombre, lo fué, sin duda, bajo la forma de fierro esponjoso que, en seguida, por martilleo y batido, fué transformado en fierro compacto y dúctil o fierro dulce. Durante los primeros 3 ó 4,000 años de la historia del fierro, este procedimiento se mantuvo como la manera normal de obtener este metal. A pesar de los recursos técnicos todavía primitivos que el hombre tenía entonces a su disposición y a pesar de su carencia de conocimientos sobre los análisis químicos y metalográficos, que forman parte hoy día, de los medios indispensables de la metalurgia, se han encontrado, sin embargo, restos muy antiguos de objetos de fierro que

(1) Conferencia dada ante la Asociación de Técnicos Suecos, en Grangesberg (Suecia), y traducida por Oscar Peña i Lillo, Ingeniero de Minas.

atestiguan que nuestros antepasados sabían obtener un hierro dúctil tal, que la más avanzada técnica moderna no habría podido, sino con mucho trabajo igualar.

Con el desarrollo rápido de las comunicaciones y la actividad de construcciones que ha sobrevenido, y que han aumentado sin cesar las exigencias de hierro en cantidad y en precio, fué necesario modificar los métodos antiguos; pero los fabricantes, que han sido siempre conservadores, han aceptado estas nuevas necesidades modificando lo menos posible los principios de estos métodos.

Estas dos condiciones: cantidad y precio, parecían poder cumplirse aumentando la capacidad de los aparatos.

Se aumentaron entonces las dimensiones de los hornos y también la corriente de aire y se ha llegado insensiblemente a los aparatos que han dominado casi por completo en la producción del hierro y del acero durante el último siglo, es decir, al alto horno de coque, de enormes dimensiones, donde el hierro sale fundido en forma de metal.

Más tarde vinieron los procedimientos Bessemer, Thomas y Martín, que han hecho época en la evolución de la producción del acero, mientras que en el mismo tiempo, las investigaciones sistemáticas, dirigidas por los estudios metalográficos, crearon un sistema y una serie de mejoramientos importantes en el tratamiento propio del acero.

Una mejor calidad se exigía sin cesar, sobre todo para ciertas industrias nuevas especiales, al mismo tiempo que las investigaciones sistemáticas demostraban que la calidad de las materias primas, no eran del todo apropiadas para lo que debían emplearse. El hierro fundido en los altos hornos de coque con escorias básicas, tenía ciertas calidades menos ventajosas, lo que era, en parte, inexplicable. Se podía, sin duda, satisfacer fácilmente las condiciones de los análisis químicos y metalográficos, pero en la práctica era difícil llegar a las mejores calidades que se deseaban obtener.

Los dos procedimientos de conversión, el Bessemer y el Thomas, fueron descartados en lo que respecta a la fabricación de productos de calidad. El procedimiento Martín se mantenía un poco mejor, con tal que no se le obligase, a causa de un contenido elevado en fósforo, a aumentar la oxidación. La seguridad era, sin embargo, débil y resultaban calidades variables. Se han ensayado los procedimientos llamados "duplex" en los que se sometía el acero convertido, a una refinación básica o ácida más intensa por el procedimiento Martín y se ensayaron también los procedimientos "triplex"

en los cuales el acero, ya refinado por la vía básica, era finamente tratado por la vía ácida o en un horno eléctrico.

A pesar de todo esto, sólo a costa de los mayores esfuerzos se ha podido llegar a las calidades habitualmente alcanzadas en Suecia, por medio de un simple tratamiento directo del hierro puro obtenido por fusión con carbón de madera y por la vía ácida.

Parecía, pues, que la fundición que daban los hornos a coque, obtenida por una fusión incontrollable en condiciones básicas, poco ventajosas, estaba, desde su comienzo, sujeta a defectos, a los cuales ha sido muy difícil, por no decir imposible, encontrarles un remedio adecuado.

Mientras tanto, se evitaba este inconveniente usando como materia prima, materiales especialmente elegidos, llamados "residuos de calidad", que tenían la ventaja de estar exentos de fósforo. Haciéndolos fundir y refinar en los hornos Martín, o en los hornos eléctricos, o tratándolos sucesivamente en las dos clases de hornos, se ha llegado, en un límite de precio razonable, a satisfacer las exigencias corrientes. Eso ha sido posible tanto más cuanto que los "residuos" de relativamente buena calidad, han sido muy abundantes después de la guerra y que al principio no era, por decirlo así, sino la industria especial, cuyo consumo es bastante reducido, la que había formulado esas exigencias. Los consumidores en gran escala (construcciones de barcos y la industria de máquinas pesadas), se contentaban, por el momento, con emplear un mayor tonelaje de acero barato aunque fuera de menor calidad.

Sin embargo, en estos últimos años, ha habido un cambio de opinión en los grandes consumidores. La industria de las máquinas emplea siempre en mayor escala el acero colado, en lugar de la fundición ordinaria y en la industria naviera se ha comenzado, sobre todo para las altas construcciones, a admirarse de que la administración imponga coeficientes de seguridad aparentemente exagerados o construcciones pesadas y de fundación difícil. Estas construcciones comienzan a exigir aceros más homogéneos y más resistentes.

Se ha hecho así más y más evidente, entre los metalurgistas, la necesidad y urgencia de un renacimiento de ciertos métodos de fabricación del acero. La pregunta que se impone, es la siguiente: ¿Cómo debe satisfacerse esta evolución?

Es evidente que partiendo de los de "residuos", no se puede producir ningún nuevo acero, pues éste proviene de una manera o de otra de la fundición. Mientras la demanda del ace-

ro de alta calidad no provenía, sino de un consumo relativamente reducido, los buenos "residuos" todavía sobraban y se podían encontrar a precios razonables. Pero la demanda en calidad y en cantidad aumenta siempre y el aprovisionamiento de buenos "residuos" se hace más y más difícil. Para obtenerlos de calidad segura, homogénea y de pureza garantida, se estará, por decirlo así, bien pronto obligado a procurárselos en su propia fábrica. Ahora ya está sucediendo que los precios de los "residuos" de calidad garantida sobrepasan considerablemente a los de la fundición.

La materia que se puede conseguir todavía a buen precio, es decir, la fundición proveniente de los hornos a coke, no tiene, como ya se ha dicho, las calidades requeridas y no ha podido, en la mayor parte de los casos, satisfacer las exigencias actuales. Al mismo tiempo el desarrollo social hace ahora casi imposible encontrar en cantidad suficiente los obreros preparados y experimentados que son indispensables si se quiere tratar materias primas de menor calidad. Finalmente, la fundición de los hornos a coke es más bien de baja calidad, y como ha habido una explotación de varias décadas que no tomaba en cuenta el porvenir, se ha privado a los altos hornos de buenas materias primas fáciles de encontrar. Estas, que deben ser buscadas lejos, resultan a menudo demasiado caras. Esto que se acaba de decir no se refiere solamente al mineral bueno, sino también al carbón para los hornos, no siendo este último material de ningún modo inagotable. Los economistas que se dan cuenta de estas cosas, han comenzado a hacer presión sobre los productores de hierro y acero, lo que estos últimos no pueden por más tiempo dejar de considerar. Se está, pues, frente a una situación bien difícil que, por lo que se prevé, irá agravándose.

Estas dificultades han hecho salir a luz el problema del hierro esponjoso.

Parece quizás ilógico, que el maravilloso acero sueco, obtenido con carbón de madera, no haya conocido, ante esta situación, un período más floreciente que nunca. Es necesario, sin embargo, recordar que para los productos de acero de otros países, esta materia prima les costaría más del 100% más cara que el acero proveniente de sus propios altos hornos, lo que les hace descartar esta combinación. Ellos eligen más bien un método "triplex", complicado, que, aunque no les da la mejor calidad de acero, no les resulta un procedimiento de costo muy elevado.

"Como se acaba de decir, son estas dificultades para la producción de acero de calidad, las

que constituyen la razón de ser, del problema del hierro esponjoso".

La necesidad de una calidad elevada, aun para las fabricaciones corrientes, para las cuales el precio debe mantenerse inferior a un cierto límite, ha hecho surgir el deseo de encontrar una nueva materia prima más apropiada que la de que se dispone actualmente. Una materia prima que, desde luego, esté exenta de las calidades mediocres del acero de los altos hornos, que presente, además, más seguridad, tanto de aprovisionamiento, como de homogeneidad,—lo que no sucede con los "residuos" empleados actualmente—y, en fin, que resulte a un precio razonable con respecto al del notable acero obtenido con el carbón de madera.

Considerando ahora la producción maravillosa de nuestros antepasados, hecha bajo una inspiración de las más primitivas, recordando que su materia prima era el hierro esponjoso, no es de extrañarse que numerosos metalurgistas tengan grandes esperanzas en la solución del problema que tiene por objeto hacer este hierro económicamente obtenible en grandes cantidades y con las cualidades deseadas. Desgraciadamente carezco del tiempo necesario para explicar en detalle por qué el hierro esponjoso debe resolver todas las dificultades de que acabo de hablar. Mi exposición sobre las investigaciones de la Sociedad Norsk Staal, espero que dará indicaciones claras sobre esta cuestión. Debo, sin embargo, decir que el gran tesón con que el problema del hierro esponjoso es estudiado en casi todos los países civilizados y las personalidades que de él se ocupan, son, a mi juicio, la prueba de que mi esperanza de ver que su solución resuelva todas las dificultades encontradas en la producción del acero, no está desprovista de fundamento. No he querido hacer la historia del problema moderno del hierro esponjoso. Para los que se interesen por esta cuestión, diré que el ingeniero E. Edwin Fornander, ha hecho en los anales de la "Värmlandske Bergmannsförening", del año 1923, una exposición corta y clara de su desarrollo en Europa, y sobre la cual, en los "Reports of Investigations", del Bureau of Mines de los Estados Unidos, serie 2656, se ha dado una corta reseña histórica. Para dar una idea del tesón con que se ha tratado este problema, haré presente que en estos últimos años se han gastado millones en él, por los siguientes países:

Estados Unidos, por el Bureau of Mines, Henry Ford, etc.
 Inglaterra, por William Beardmore, Hornsey, Bourcoud, etc.

Suecia, por Sieurin Gröndal y Jern-Kontoret por el procedimiento llamado Wiberg. Finalmente en Noruega, por la Sociedad Norsk Staal, con las firmas Krupp y Badische como elaboradores fuertemente interesados.

EXPOSICION DEL PROCEDIMIENTO DE LA NORSK STAAL.

Antes de exponer la solución que ha dado al problema del hierro esponjoso la Sociedad Norsk Staal, voy hablar de las particularidades del punto de partida de las investigaciones emprendidas por ella. Estableció desde el comienzo su programa de modo de encarar la parte del problema, técnicamente la más difícil y complicada, teniendo por objeto la producción de un hierro esponjoso que reuniera las más altas calidades y partiendo de las materias primas menos ricas y consideradas hasta el presente prácticamente sin valor. Tal elección puede parecer ilógica, puesto que normalmente se debe buscar más bien resolver las combinaciones más simples antes de afrontar los problemas más complicados.

Si la Norsk Staal, contrariamente a todos los que han estudiado o estudian este problema, se ha dirigido desde el principio a los puntos técnicamente los más difíciles del problema, es decir, el tratamiento de los minerales pobres y de menor valor, con carbón o coque como reductor, eso se explica por la ventaja económica enorme obtenida empleando estos materiales. Para demostrarlo, haré notar que en las usinas continentales, en Westfalia, los minerales empleados hoy en día cuestan, puestos arriba de los altos hornos, 40 a 35 marcos oro por tonelada de hierro producido, mientras que los minerales pobres, pero ricos en sílice, pueden ser puestos en los puertos de la costa oeste de Noruega y llevados a la usina por más o menos 15 marcos oro por tonelada de hierro producido.

Parecen haber condiciones análogas en Suecia.

Si se llegara, pues, a encontrar un método técnico que permitiera emplear estos minerales baratos sin inconvenientes y sin enriquecerlos previamente, lo que es costoso, se tendría, en comparación a la producción de hierro por el procedimiento corriente de los altos hornos, una ventaja económica de 25 a 30 marcos oro por tonelada, o sea el 30 ó 40% sobre los precios de venta de todos los productos.

SOLUCION TECNICA

Desgraciadamente, me falta el tiempo para extenderme sobre las condiciones teóricas de

la reducción del mineral de hierro a baja temperatura. Sin embargo, para el que ignoraba completamente los principios de esta operación, voy a indicarlos muy rápidamente con la ayuda del gráfico, fig. 1.

Para simplificar, este gráfico no ha sido hecho sino para el carbono y el óxido de carbono en combinación con los óxidos de hierro y el hierro metálico. Se puede naturalmente hacer un gráfico semejante en lo que respecta al hidrógeno.

La abscisa de las temperaturas y la ordenada el porcentaje de óxido de carbono. Las curvas indican el estado de equilibrio entre:

C — CO y CO² (curva X)
 FeO — Fe — CO y CO²
 Fe³O⁴ — FeO — CO — CO²

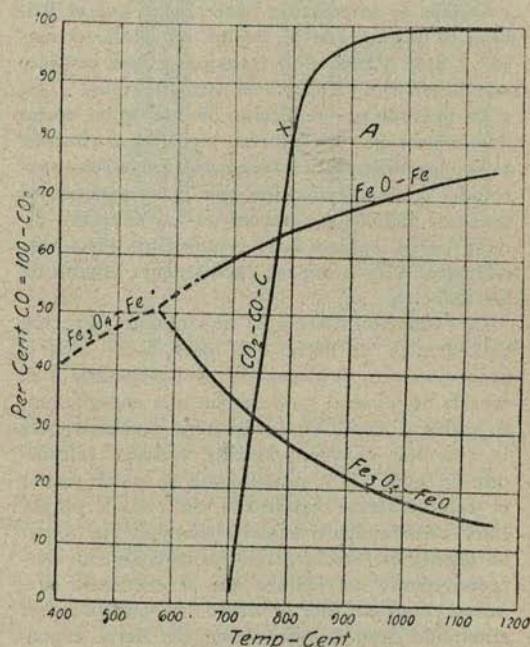


Fig. 1.—Diagrama de equilibrio para el sistema C. O. Fe.
 Temp.—cent. = Temperatura.

El gráfico se encuentra así dividido en varias partes, entre las cuales la parte A, nos interesa más especialmente. En esta parte, el carbono no puede coexistir con una mezcla de hierro puro y de FeO, y se efectúa una reducción. Durante la reducción del FeO en Fe, si la mezcla de óxido de carbono y ácido carbónico no es demasiado rica en ácido, se la enriquece todavía hasta que se alcance el límite de la curva FeO. En los límites de la parte A, se puede así obtener teóricamente hierro o hierro esponjoso, tanto por reducción directa por el carbón,

como por reducción directa por el gas. La temperatura del tratamiento está limitada entre 800 y 1000° centígrados, puesto que nosotros no deseamos provocar la fusión del hierro.

Estos dos caminos han sido seguidos por todos los que han intentado resolver el problema del hierro esponjoso. La reducción directa, es decir el calentamiento hasta más de 800° C., de una mezcla de mineral de hierro y de carbón, resulta el procedimiento que más se acerca a los procedimientos de reducción corrientes y como, técnicamente hablando, es éste el que presenta menores dificultades prácticas, la mayor parte de las pruebas efectuadas para producir hierro esponjoso, han sido hechas de esta manera. Señalo, con este objeto, como los trabajos más recientes los del Bureau of Mines, de Basset, de Hornsey de Beardmore, de Vermaes, de Gröndal y, hasta cierto punto, de Sieurin.

Quizás es interesante hacer notar que el Bureau of Mines, que ha hecho, sin duda, el mejor y más sistemático trabajo en este sentido, escribe en sus "Reports of Investigations", que si ha operado por reducción directa, lo ha hecho únicamente por no haberse atrevido a afrontar todas las dificultades técnicas que habría acarreado la sola reducción por gas, aunque no ignorase todos los defectos de la reducción directa por el carbón bajo el punto de vista metalúrgico. Voy a indicar rápidamente alguno de los defectos.

La reducción directa es una potente reacción endotérmica, es decir, que para hacer bien el procedimiento, es necesario proporcionarle a la mezcla de mineral y de carbón una energía considerable y, como la temperatura necesaria para la reacción es relativamente elevada (alrededor de 1,000° C.), difícilmente se puede evitar el calentamiento exagerado de ciertas partes. Este calentamiento acarrea siempre, sin tomar en cuenta ciertas formaciones silicosas, un desprendimiento del fósforo que se encuentra presente y que se une al hierro, no pudiendo ser eliminado después sin fusión. Un hierro esponjoso totalmente exento de fósforo y de azufre no podría ser obtenido por este método sino empleando mineral limpio y carbón de madera. Además, sería preciso emplear mucho carbón de madera, el cual no podría por consiguiente, ser eliminado del producto, sino parcialmente.

Cuando la Sociedad Norsk Staal, como se ha dicho antes, se dió la tarea de producir hierro esponjoso de calidad muy alta, sin emplear mineral limpio o carbón de madera, se encontró, por este hecho, en la obligación de resolver la cuestión por el solo procedimiento de reducción por gas.

La Sociedad se daba cuenta de la enorme dificultad de su propósito, pero robustecida por la

experiencia adquirida en los últimos años en lo que respecta al tratamiento por los gases, sobre todo por el desarrollo de la nueva industria del ázoe, el problema técnico no le ha parecido sin solución. De un lado, para dar una idea de las ventajas de la reducción por gas bajo el punto de vista metalúrgico, y de otro lado, para demostrar con qué dificultades técnicas era necesario contar teóricamente, he aquí un resumen.

Las ventajas esenciales de la reducción por gas son las siguientes:

1.º—Posibilidad de emplear minerales pobres, tal como se presentan, porque puede efectuarse una reducción por gas con velocidades prácticamente utilizables, a una temperatura baja para que no se produzca la aglomeración de la masa ni la formación de silicato de hierro.

2.º—Posibilidad de conducir la operación sin absorción de calor, puesto que la reducción del mineral por el óxido de carbono o por el hidrógeno es un procedimiento en el que prácticamente no interviene el calor. Proporcionar calor en la cámara de reducción, es, pues, inútil, con tal que se cuide, por medio de dispositivos aisladores especiales, que se mantenga la temperatura, es decir, que las pérdidas de temperatura se las compense de una u otra manera. Todo riesgo de calentamiento parcial de la masa resulta así descartado;

3.º—Fácil eliminación de las impurezas de gases provenientes de la combustión del carbón, lo que evita que las impurezas del carbón se pongan en contacto con el hierro metálico y que se incorporen a él. Las impurezas del mineral mismo y, en primer lugar, el fósforo, no se desprenden, el fósforo queda, después de la reducción, como deshecho, separado completamente del hierro, mecánica y químicamente; y

4.º—Si la reducción se ha efectuado en las condiciones de la parte A del gráfico aquí indicado, en que el carbón no coexiste con el hierro, se debe poder obtener un hierro prácticamente exento de carbón, lo que en ciertos casos, es de gran importancia.

En contra de estas ventajas esenciales, hay una serie de dificultades técnicas considerables, que son:

1.º—Hemos visto en la figura 1, que un gas no puede ser utilizado más allá de un cierto porcentaje pequeño, pues el estado de equilibrio se opone a ello. Además, velocidades en que progresa la reducción por gas dependen, en cierta medida de que no se acerque demasiado a este estado de equilibrio. Resulta así, en lo que respecta al óxido de carbono, difícil obtener provecho del gas de más del 25%. Esta utilización tan pequeña del gas, ocasiona evidentemente un rendimiento excesivamente me-

diocré de la masa por reducir, y siendo el gas, desde el punto de vista calorífico más caro que el carbón de que proviene, es evidente que, si no se toman disposiciones especiales, este sistema de reducción, no es económicamente posible.

2.º—Se trataba además de una producción continua de cantidades considerables de óxido de carbono o de hidrógeno prácticamente puro, o de una mezcla de estos dos gases. Eso era también un problema técnico casi no tratado todavía.

3.º—En fin, era necesario calentar estos gases a 1,000 ó a 1,100° C., sin alterar su composición química. Como se sabe, al gas se le calienta, generalmente, por medio de su propia combustión, la que lo lleva a la temperatura deseada. Esto no puede, naturalmente, hacerse aquí. El empleo del gas regenerado o recuperado es igualmente imposible, por diferentes razones.

Es claro, pues, que si se exigía una mejor utilización de los materiales de reducción que la dependiente del equilibrio químico y de un empleo directo del gas, era preciso encontrar un método nuevo especial. La idea de eliminar los productos de reacción CO_2 y H_2O del gas, para poder en seguida emplear a éste de nuevo, ha venido, naturalmente, a la imaginación. Las dificultades estaban, sin embargo, en el hecho de que no había un método económico que permitiera la absorción del ácido carbónico en las concentraciones y cantidades del gas, que es el punto básico. La absorción regeneratriz barata del ácido carbónico bajo presión, no era tampoco económicamente utilizable en las condiciones en que se le encontraba.

La Sociedad Norsk Staal, tuvo entonces la idea de producir por la reducción del ácido carbónico por medio del carbón, el óxido de carbono, al mismo tiempo que el exceso del ácido era eliminado de la mezcla de gas en circulación. "Lo esencial del procedimiento de la Sociedad Norsk Staal reside en el hecho de que ella ha encontrado recursos técnicos utilizables para efectuar tal regeneración del ácido carbónico". El problema fué solucionado con la ayuda del arco eléctrico a alta tensión, largo y estable, como el que había introducido en la industria del azoe la Sociedad Badische Anilin. Todo el mundo sabe, sin duda, que dicho arco permite llevar a un gas, cantidades de energía ilimitada en una fracción de segundo.

Como la regeneración del CO_2 en CO por el carbono es, en realidad, una combustión invertida, las cantidades de energía que hay que llevar al gas son muy considerables. En efecto, de cerca de 1,800 kilo-calorías por cada metro cúbico de CO_2 por regenerar.

En la figura 2, he tratado de indicar la instalación de la Sociedad Norsk Staal para la regeneración y que tiene este horno eléctrico a alta tensión.

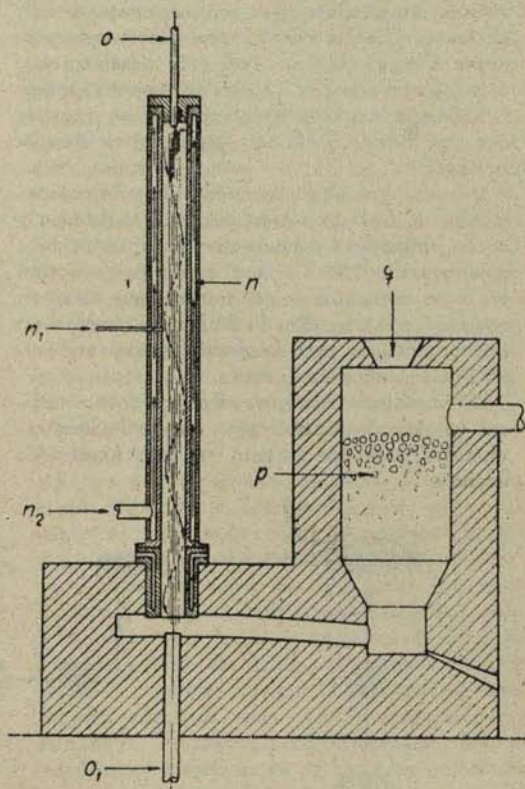


Fig. 2.—Corte esquemático transversal del horno de acero y del generador O—O': Electrodos; n: Horno de arco; n': Llegada; p: Generador; q: Entrada del coque.

En principio, este horno eléctrico consiste en una llama eléctrica a alta tensión de varios metros de longitud y mantenida en actividad estable en un tubo (n) relativamente estrecho, al mismo tiempo que el gas por tratar está animado de un movimiento giratorio a través de la llama, pasando de un electrodo a otro. Se ha introducido ya en este tubo una parte del carbón necesario para la regeneración, bajo la forma de gas, conteniendo el carbono y el hidrógeno (hidrocarburo), o aceite bruto, o alquitrán o eventualmente un combustible pulverizado. Sin embargo, para que el horno funcione de una manera satisfactoria, los gases deben tener a la salida del tubo, una temperatura de 1,600 a 1,700° C. Esta temperatura es demasiado elevada para que se les pueda introducir en la cámara que contiene el mineral; se les baja entonces, de 1,700 a 1,100° C., haciéndolos atravesar una capa de coque o carbón en (p), eliminando así todo lo que queda de ácido carbónico.

Aunque este sistema de horno, con su regenerador, en la instalación de ensaye de la Sociedad Norsk Staal, funciona ahora con una regularidad y una seguridad comparables a las de una lámpara eléctrica incandescente, las dificultades que ha habido que vencer antes de llegar a este resultado, han sido considerables.

En lo que respecta a los principios de la parte metalúrgica del procedimiento, voy a tratar de dar una idea de ellos con ayuda del gráfico de la figura 3.

Después que el gas, en el sistema de regeneración, ha sido despojado del ácido carbónico y de las impurezas perjudiciales es introducido a más o menos 100° C., en el horno de reducción y allí se encuentra con el mineral que viene en sentido contrario. En Trodhjem se emplea un horno giratorio pero se puede igualmente emplear otros tipos de hornos.

Se puede, por ejemplo, idear un horno vertical cuando el mineral tiene las cualidades requeridas para ser tratado en este género de hornos.

El gas pasa lentamente en el horno de reducción que contiene el mineral calentado a 900° C. y se carga por la reducción del ácido carbónico y del vapor de agua. Como el mineral es introducido en el horno después de haber sido calentado y las pérdidas por radiación son compensadas de otra manera, el gas no se enfría sensiblemente en el horno y sale de él a una temperatura relativamente elevada, 800 a 900° C.

El calor del gas a la salida del horno es utilizado en el recuperador (r), que sirve para recalentar el gas que vuelve al sistema regenerador (n) y (p), que acabamos de ver. De allí, enfriado a 200° (el gas va a un purificador (s) donde es despojado del vapor de agua y del polvo y es recibido en el gasómetro (t), que sirve para regularizar la circulación del gas. Del gasómetro el gas frío y puro pasa al recuperador (r), donde es llevado a la temperatura de 600 a 700° C., antes de ir al sistema regenerador, donde el ciclo recomienza.

El mineral, tal como sale de la mina, pasa en seguida a un triturador que lo reduce a frag-

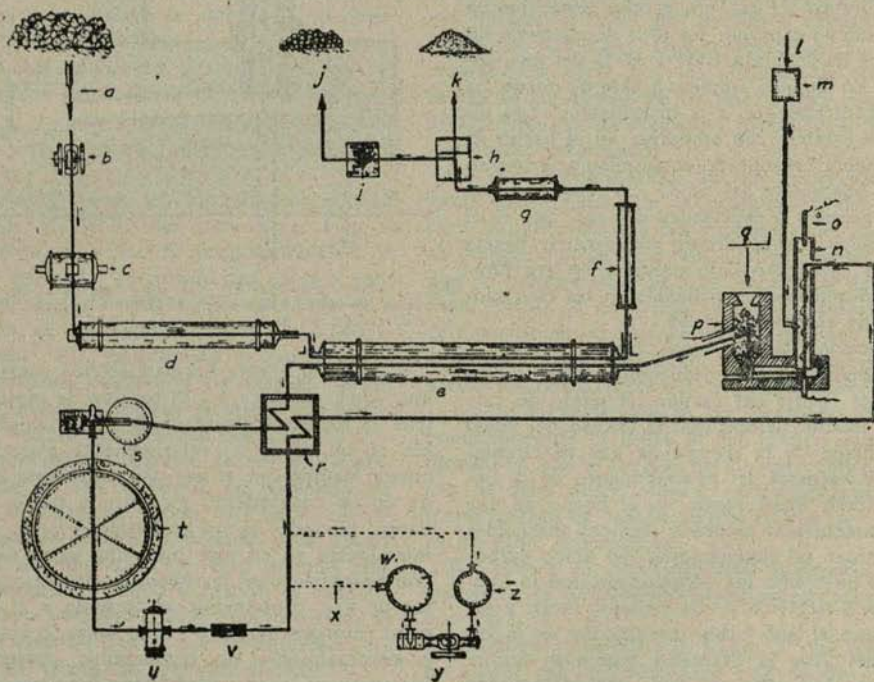


Fig. 3.—Diagrama esquemático del procedimiento de la Sociedad "Norsk Staal". Leyenda: a) Mineral bruto; b) Triturador; c) Molino; d) Horno de calentamiento previo; e) Horno de reducción; f) Refrigerador; formación de vapor de agua; g) Molino de bolas; h) Separador magnético; i) Prensa de briquetas; j) Briquetas de hierro esponjoso; k) Residuos; l) Aceite o alquitrán; m) Depósito para el aceite; n) Horno de arco a alta tensión; o) Electrodo de alta tensión; p) Generador; q) Llegada del coke; r) Recuperador; s) Depurador de gas; t) Gasómetro; u) Bomba para la circulación de los gases; v) Medidor de gas; w) Dispositivo de contacto para la reacción $\text{CO} + \text{H}_2\text{O} = \text{H}_2 + \text{CO}_2$; x) Llegada del vapor; y) Compresor; z) Absorción regeneratriz del ácido carbónico.

mentos de 8 a 10 cms., después va a un triturador de mandíbulas o de rodillos, de donde sale en trozos de 6 a 8 mm. En esta forma va al horno (d), que en una instalación industrial puede ser giratorio y abierto, donde se le calienta a 900° C., en una atmósfera oxidante. El objeto de este calentamiento previo es evitar el desprendimiento de carbono en el horno de reducción, al mismo tiempo que da al mineral una tuesta oxidante.

Por medio de un dispositivo cerrado herméticamente, el mineral es introducido en seguida en el horno de reducción donde se encuentra con el gas caliente que sirve para la reducción y que viene en sentido inverso. Después de haber atravesado el horno de reducción, el producto se presenta bajo la forma de un hierro esponjoso bruto, en que el hierro y la ganga están mezclados en proporciones variables según la riqueza del mineral. Los granos de hierro y de roca, a causa del tratamiento técnico que han experimentado, quedan, en gran parte, separados los unos de los otros. Este resultado, que se trata ordinariamente de obtener por una trituración muy pronunciada del mineral, se le obtiene aquí esencialmente por la vía técnica.

El hierro esponjoso bruto se enfría en aparatos especiales ideados con este fin y después que los trozos que han quedado son triturados en un pequeño molino de bolas, se le conduce a un separador, cuyo principio explicaré más adelante. La roca y las impurezas son completamente eliminadas por este separador y el hierro esponjoso puro, aprensado en briquetas de forma conveniente queda listo para ser almacenado.

Se nota en la figura 3, un aparato acoplado en "shunt", sobre la circulación del gas. Este aparato debe desempeñar un importante papel en el procedimiento de la Sociedad Norsk Staal, cuando se trate de la aplicación industrial del procedimiento; y aunque no figura en la instalación del ensayo de Thondhjem, voy a hablar de él brevemente.

Operando por circulación de gas y regeneración del ácido carbónico, se obtiene evidentemente una mejor utilización de los materiales de reducción que si el gas fuese producido en un regenerador y empleado de la manera más simple en la reducción. Sin embargo, la experiencia ha demostrado (y esto se refiere especialmente a los hornos giratorios), que no se debe descontar sino una utilización muy débil del gas en el horno de reducción, a menos de complicar en tal forma a éste, que se hace prácticamente inutilizable. Los gases al abandonar el horno no contienen en general sino 15 a 17% de ácido carbónico, mientras que el 75 a

80%, poseen todavía sus propiedades reductoras, lo que varía según la riqueza en hidrógeno. La mayor parte de estos gases es reconducida a la regeneración, pero el óxido del mineral y el carbono introducido para la regeneración deben ser necesariamente eliminados y, si no se toman precauciones especiales, esta eliminación se opera a expensas de una cierta cantidad de gas, que escapa así al sistema de regeneración. Este gas puede ser quemado o utilizado en otra operación calorífica, pero en realidad, resulta muy demasiado caro para tal empleo.

Como la práctica ha demostrado la inutilidad de tratar de alcanzar una utilización elevada de los gases en el horno de reducción, ha sido preciso encontrar otros medios para evitar emplearlos, a causa de su valor, en simples operaciones de calentamiento. La solución ha sido igualmente aprovechada en la industria de azoe y, en el caso presente, en la síntesis del amoníaco. "Haber" desarrollada por la Badische Anilin.

Si un gas compuesto de óxido de carbono, ácido carbónico e hidrógeno, pasa junto con vapor de agua sobre hierro esponjoso, preparado de cierto modo especial, el óxido de carbono reduce el vapor de agua para dar ácido carbónico y una cantidad igual de hidrógeno. Si se tiene una mezcla compuesta de 25% de hidrógeno, 15% de ácido carbónico y 60% de óxido de carbono y además la cantidad necesaria de vapor de agua, y se la hace pasar por este hierro esponjoso, sale del aparato: 52% de hidrógeno, 46% de ácido carbónico y solamente un pequeño porcentaje de óxido de carbono. Por esta transformación, el gas no pierde, naturalmente, nada de sus propiedades reductoras, el óxido de carbono es transformado en hidrógeno mientras que, por otra parte, todo el carbono y todo el oxígeno del óxido de carbono se transforman únicamente en ácido carbónico. De esta mezcla de gas, el ácido carbónico puede ser eliminado por absorción por medio del agua bajo presión y el hidrógeno vuelve a la circulación de gases.

Un cálculo de los términos aquí presentados, demuestra que la cantidad de gas que entra en acción según estos principios, es en todo caso, mínima. Haciendo pasar más o menos 10 a 15% de los gases en circulación a través de semejante aparato de contacto, se puede, sin preocuparse de la utilización del gas en el horno mismo de reducción, llegar a un rendimiento práctico de 100%, de los carbones. Al mismo tiempo se enriquece el gas en circulación, bajo el punto de vista de su contenido en hidrógeno, lo que ha resultado ser de gran importancia para llegar a una reducción rápida y satisfactoria.

El vapor de agua necesario es obtenido por enfriamiento del hierro esponjoso y el procedimiento de contacto es, por sí mismo, tan exotérmico, que no hay necesidad de ningún agregado de calor. La disposición de los aparatos, que por lo demás es muy sencilla, ha sido experimentada en una mayor escala para la síntesis del amoníaco y su funcionamiento da resultados enteramente satisfactorios.

Con la ayuda de algunas curvas voy a mostrar, como este aparato influye sobre el consumo del carbón y de energía eléctrica.

10% de los gases en circulación experimentan el tratamiento en el aparato de contacto. Como se ve, en el primer caso, el consumo de carbón y más todavía el de la energía eléctrica, dependen enormemente de la utilización del gas y progresan rápidamente con la disminución de ésta. En el segundo caso, en que el 10% de gas pasa al aparato de contacto, no solamente el consumo de carbón y de energía disminuyen bajo el punto de vista absoluto, sino que, al mismo tiempo, la proporción de gas utilizada llega a ser un factor despreciable.

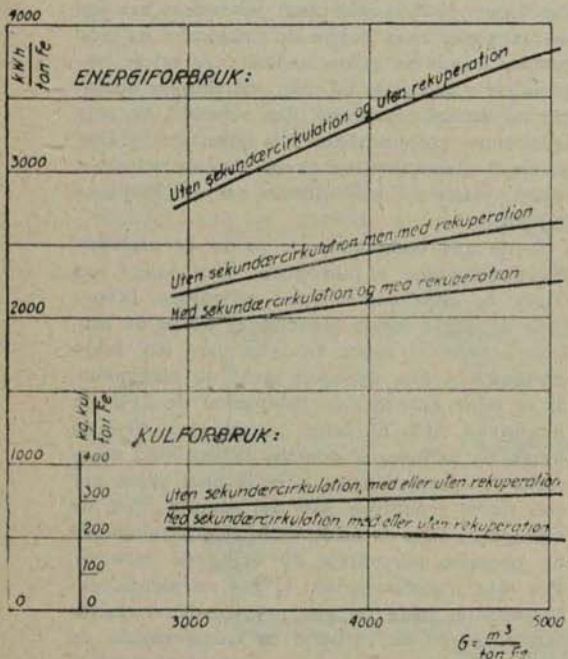


Fig. 4.—Consumo en energía eléctrica y carbón, en proporción a la cantidad de gas en circulación.

Energiforbruk: Consumo de energía.
 Uten sekundærcirkulation og uten rekuperation: sin circulación secundaria y sin recuperación.
 Uten sekundærcirkulation men med rekuperation: sin circulación secundaria pero con recuperación.
 Med sekundærcirkulation og med rekuperation: con circulación secundaria y con recuperación.
 Kolfbruk: Consumo de carbón.
 Kol: Carbón.
 Med eller uten rekuperation: con o sin recuperación.

En la figura 4, la abscisa indica la circulación del gas del sistema principal, expresada en metros cúbicos por tonelada de hierro producido, eso constituye igualmente una indicación práctica de la utilización del gas. La ordenada indica el consumo de carbón y de energía eléctrica, igualmente por tonelada de hierro producido.

La curva superior—tanto para el carbón, como para la energía eléctrica,—expresa la situación con un sistema de circulación ordinaria, y la curva inferior expresa la situación cuando el

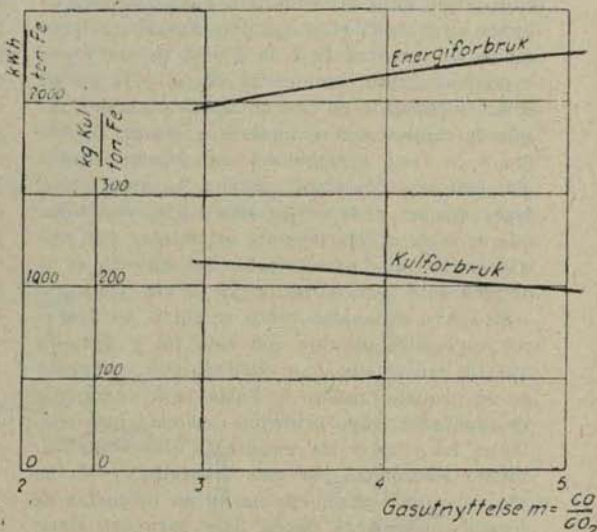


Fig. 5.—Consumo de energía eléctrica y carbón, en proporción a la utilización del gas.

Para dar a la representación un forma que esté más de acuerdo con lo que sucede la mayor parte del tiempo, he tomado por abscisa, figura 5, la razón o proporción directa entre el óxido de carbono y el ácido carbónico a la salida del horno de reducción. Se ve muy claramente aquí que una variación en esta proporción, que vaya de 2.8 a 5, no tiene sino una débil influencia sobre el consumo de energía eléctrica y el carbón. Hay evidentemente una pequeña ascensión en la curva de la energía eléctrica, pero la del carbón desciende más o menos en las mismas proporciones.

EJECUCION DE LOS ENSAYOS

Para desarrollar técnicamente las ideas que he expuesto más arriba, la Sociedad Norsk Staal ha hecho construir una instalación de en-

sayo en Trondhjem (Noruega). La construcción fué comenzada en el verano de 1917, pero a causa de la guerra, no se efectuó ningún ensayo antes del verano de 1920. En esta época fueron establecidos los principios fundamentales del sistema de regeneración (sin que se ocupasen por el momento de los problemas metalúrgicos) y se tuvo éxito durante los cuatro meses de verano, en los cuales se disponía de energía, para constatar que los métodos ensayados para esta parte del procedimiento estaban bien elegidos en principio y que las dificultades técnicas no eran insuperables.

En el verano de 1921 se continuó con los ensayos del sistema regenerador, al mismo tiempo que se agregaba un horno vertical muy sencillo, en el cual se quería estudiar previamente el sistema empleando trozos de mineral rico. Se vuelven a encontrar de consiguiente aquí, una serie de dificultades metalúrgicas. Se constató, desde luego, que sólo una pequeña parte de los minerales ensayados permanecían estables bajo la acción de la reducción. La mayor parte de estos minerales se pulverizaban desde la parte alta del horno y venían a obstruir completamente el canal de llegada de los gases. Otras clases de minerales y especialmente los más ricos, presentaban el inconveniente, a partir de una temperatura de poco más de 800°, de aglomerarse en tal forma, que era casi imposible obtener un funcionamiento regular y satisfactorio del horno: después de una marcha de algunas semanas, esta pasta se adhería a las paredes, a causa de lo cual, el mineral descendía irregularmente en el horno y se presentaban molestias de naturaleza diversa. Resultó así prácticamente imposible fabricar un producto homogéneo bajo el punto de vista del grado de reducción. Como era imposible evitar la introducción de vez en cuando, de trozos de mineral con tendencia a convertirse en polvo, había a menudo una obstrucción parcial, que ocasionaba irregularidades en la circulación de los gases y molestias en todo el sistema.

Aunque yo no quiera deducir de esto, que el empleo del horno vertical es del todo inapropiado para el objeto perseguido, tengo que precisar que solamente pueden ser tratados allí minerales especiales y cuidadosamente elegidos. Sin embargo, sería difícil obtener en dicho horno un producto absolutamente homogéneo en lo que respecta al grado de reducción. El resultado de estos ensayos fué que se decidió reemplazar el horno vertical por un horno giratorio horizontal. Esta transformación se efectuó en 1922, razón por la cual, en ese año, no se hicieron ensayos.

El año 1923 los ensayos comenzaron con el horno giratorio. Ante las dificultades de la ven-

ta en Naruega del mineral concentrado, la Sociedad Norsk Staal decidió tratar este producto por su procedimiento. Estos ensayos le costaron alrededor de 2,000,000 kr. y duraron más o menos cuatro meses. Sin embargo, en vista de los resultados, hubo que parar en Otoño, pues se demostraba que la reducción por los gases del mineral concentrado, por el procedimiento continuo, era impracticable. No hablaré de todas las dificultades que se presentaron. La peor de éstas se refería a que el concentrado, a todas las temperaturas a las cuales era posible su reducción por los gases, se adhería a las paredes del horno de reducción y fué imposible encontrar remedios eficaces para evitarlo. A este respecto haré notar que es este fenómeno el que hasta el presente ha hecho fracasar la mayoría de los ensayos que se han intentado para convertir los minerales ricos y pulverulentos en hierro esponjoso.

En el curso del invierno 1923-1924, fué estudiada la causa de este fenómeno bajo el punto de vista científico, en nuestros laboratorios se descubrió que el empastamiento del horno no tenía nada que ver con la formación de silicato ni con la tuesta ordinaria y que era tanto más pronunciado cuanto más rico y más puro era el mineral. Se ha tenido éxito al analizar el caso, porque se pudo observar la producción simultánea de no menos de tres o cuatro fenómenos diferentes de empastamiento con relaciones muy complejas entre sí.

El resultado de estas investigaciones fué que se podía asegurar que, sin tratamientos previos especiales, era prácticamente imposible la reducción por gas de los minerales concentrados, en un horno giratorio. Como lo ha demostrado el Bureau of Mines, estas dificultades pueden allanarse agregando al concentrado pulverizado una cantidad suficiente de carbón que no tenga la tendencia de formar pasta, más o menos en la proporción de 1 a 0.80 en peso. Esta solución no era, sin embargo, la que le convenía ensayar a la Sociedad Norsk Staal.

Por nuestros ensayos de laboratorio, nosotros habíamos llegado a constatar que por ciertos medios de tratamientos técnicos previos del mineral, los inconvenientes de empastamiento podían reducirse considerablemente. Este tratamiento consistía en una menor tuesta, y se estableció una instalación más pequeña para ensayar, durante el verano de 1924, de resolver, por este medio la cuestión del empleo del mineral concentrado. Tuvimos éxito, en efecto, a comienzos del verano de 1924, y obtuvimos prácticamente una marcha regular, gracias a este tratamiento previo, pero no nos dimos cuenta de que el mineral concentrado, es demasiado caro y, por lo tanto, impropio como materia

prima, para la producción industrial del hierro esponjoso.

Se decidió, pues, volver al plan primitivo de la Sociedad, tratando el mineral bruto directamente y se hizo en el verano de 1924, en este sentido, un ensayo preliminar durante unos quince días. Los fenómenos de empastamiento pudieron ser eliminados completamente. Hubo, sin embargo, que hacer ciertas modificaciones en la instalación antes de emprender ensayos definitivos y concluyentes.

Antes de describir la instalación definitiva y los resultados obtenidos en los ensayos de 1925 con la instalación transformada, es necesario indicar una serie de dificultades inherentes siempre al comienzo de las experiencias de este género.

Todos los metalurgistas saben en qué grado enorme el consumo de energía de un horno térmico depende de la capacidad de éste. No tengo sino que mencionar al horno Martín. Un horno de esta clase, establecido para una carga de 200 a 300 kilos tendría probablemente, un consumo de carbón 6 a 8 veces mayor proporcionalmente que el de un horno normal que trabaja con una carga de 15 a 20 toneladas.

Esta diferencia térmica es todavía más notable en el caso de un horno giratorio. Este horno, como se sabe, no es, bajo el punto de vista térmico, muy favorable y es solamente con hornos de más de 40 metros de largo con los que se obtiene mejores condiciones.

Por nuestros ensayos precedentes, habríamos podido constatar en qué forma se podía realizar el aislamiento de nuestros aparatos y evaluar exactamente las pérdidas de calor por metro cuadrado de superficie, lo que había que tomar muy en cuenta. El cálculo de las condiciones de temperatura para un horno giratorio, nos había demostrado que, para una producción correspondiente a la capacidad de la instalación de Trondhjem, con una cantidad razonable de gas en circulación, estas pérdidas habrían sido tales que habría sido imposible mantener el horno a una temperatura suficiente. Nos vimos, pues, obligados a buscar medios para mantener la temperatura del horno giratorio con la ayuda de un aporte directo de energía. Nosotros lo hemos realizado en Trondhjem colocando en el revestimiento mismo del horno, bandas delgadas de hierro calentadas directamente por electricidad hasta 800°, lo que compensa, en gran parte, las pérdidas por radiación exterior.

Aunque, por los ensayos efectuados previamente con un horno vertical y sin recuperación del calor del gas, nosotros habríamos constatado un consumo de energía "de más o menos 2,700 kw.-hora, por tonelada de hierro metálico", un cálculo hecho para un horno giratorio, con

una pequeña producción de 60 a 80 kilogramos por hora solamente, demostró que era necesario contar con "cerca de 5,400 kw.-hora por tonelada de hierro metálico". Fué imposible disminuir este consumo para una instalación tan pequeña y nos vimos obligados a efectuar los ensayos haciendo este consumo relativamente elevado de energía. En consecuencia, una parte del calor debía ser proporcionada directamente al horno, a causa de sus pérdidas por radiación.

Para formarnos una idea del consumo de energía eléctrica para instalaciones mayores, hemos hecho el cálculo para cuatro capacidades diferentes. Los cálculos de este consumo por tonelada de hierro fueron basados en la misma pérdida de calor por metro cuadrado, en el mismo tiempo de reducción y en las mismas condiciones de temperatura. Los resultados están dados por las curvas de la figura 6.

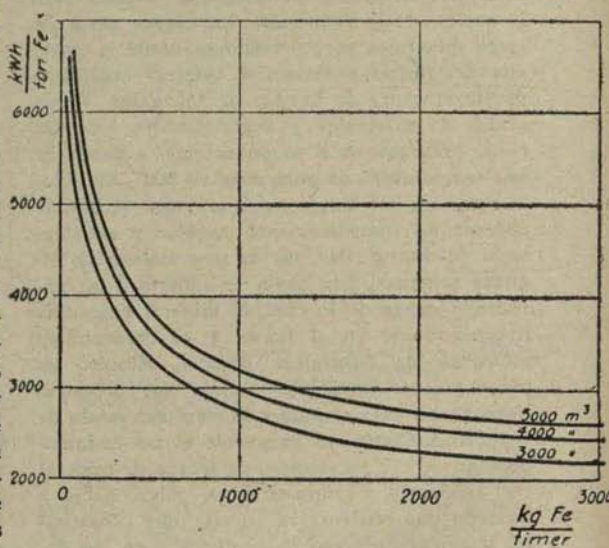


Fig. 6.—Consumo de energía en proporción a la importancia de la instalación.

El consumo de energía está calculado sin tomar en cuenta el aparato de contacto del cual se ha hablado más arriba y que corresponde a las condiciones de una usina de experimentación. Las diferentes utilidades del gas están expresadas por curvas que corresponden a 3,000, 4,000 y 5,000 m³. de gas en circulación. Resulta que el horno giratorio comienza a ser económico, en cuanto a consumo de energía, solamente cuando alcanza a una producción de dos toneladas por hora. Para la producción prevista en la instalación de Trondhjem (60 a 80 kgs. por

hora), se tenía, como ya se ha dicho, calculado un consumo de energía de más de 5,400 kw.-hora por tonelada de hierro. Yo he tratado tan largamente esta cuestión porque en ensayos con hornos giratorios de dimensiones muy reducidas, es de todo punto imposible evitar, bajo el punto de vista de la experimentación técnica, estos fenómenos tan molestos como desagradables, y que, por consiguiente, el consumo de energía de una instalación más grande no pueda ser determinado sino por el cálculo. Pronto veremos en qué forma los ensayos nos han autorizado para creer que en realidad es así.

EVOLUCION TECNICA DE LA INSTALACION ACTUAL

Para dar una idea de la evolución de la instalación de Trondhjem, tal como ella existe hoy en día, se da en la figura 7, un corte del horno. Como se ve, el coke es introducido por un dispositivo, que evita la pérdida del gas y que pasa por una chimenea relativamente alta antes de llegar a la zona muy caliente. En el fondo del generador a coke se efectúa la reducción del ácido carbónico al mismo tiempo que la reducción del gas, y a causa de la elevada tempera-

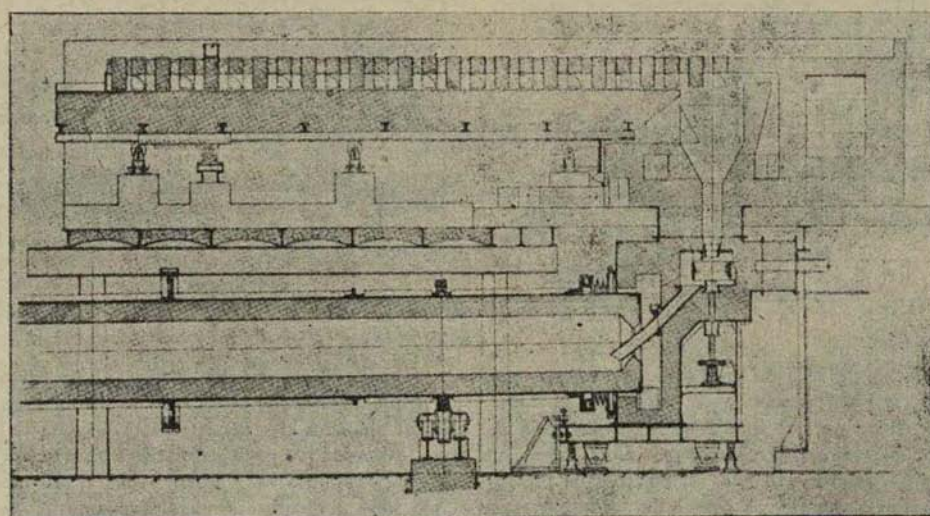
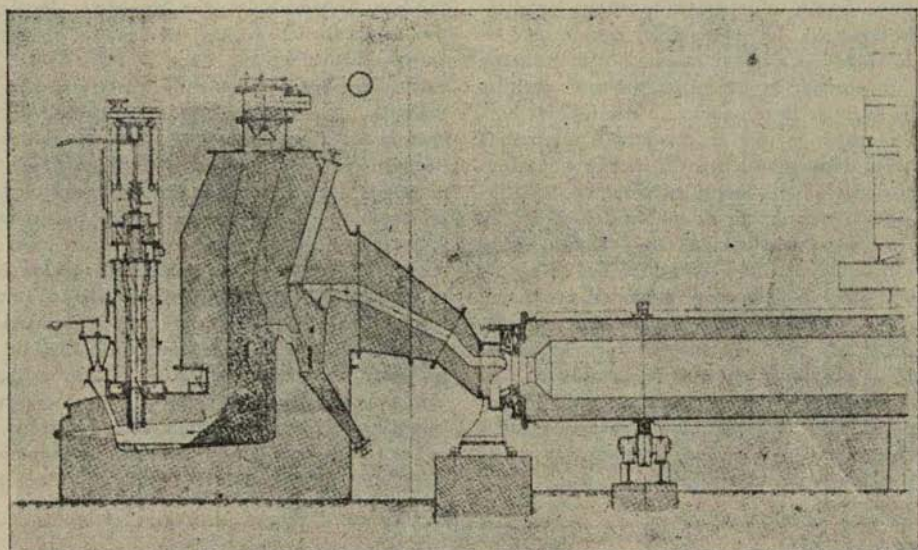


Fig. 7.—Corte vertical de la instalación.

tura del gas que viene del horno eléctrico, las escorias del coque se funden y se aglomeran formando un baño en el fondo del generador y del horno de arco, de donde esas escorias son evacuadas de tiempo en tiempo. Antes que los gases abandonen el generador, atraviesan una capa de cal donde las impurezas a base de azufre, son prácticamente eliminadas en su totalidad e inmediatamente.

El horno giratorio que está revestido de piedras refractarias, tiene una longitud útil de poco más de 10 metros y un diámetro interior de más o menos 65 cms.

La impermeabilidad de sus dos extremidades se obtiene según un dispositivo nuevo patentado por nosotros. La extremidad por la cual se hace la introducción del mineral está montada sobre un camino de deslizamiento que permite quitarlo y tener libre acceso al interior del horno en el caso de que se produzcan anomalías durante el funcionamiento. El horno de calentamiento previo del mineral, no tiene en Trondhjem, sino la apariencia de un horno giratorio, pues no era posible colocar un pequeño horno giratorio como se había pensado. En este horno, el mineral avanza por medio de un mecanismo y el calentamiento se hace por la combustión de los gases en exceso, que vienen del sistema de circulación y que se queman en una cámara separada de donde son arrojados sobre el mineral. Esta disposición no es recomendable pero ella nos ha prestado, sin embargo, grandes servicios hasta el presente.

dad de los separadores conocidos era muy reducida y nos habían ocasionado grandes dificultades a causa del polvo. Por otra parte, una concentración magnética con la gravedad como fuerza antagónica, no daba un producto suficientemente puro. Nosotros hemos adoptado, entonces en lugar de la gravedad, la fuerza centrífuga. Utilizando campos magnéticos especiales y tambores que giran a velocidades de 600 a 700 vueltas por minuto, logramos obtener, desde luego, una fuerza separatriz varias veces mayor de hecho, que la fuerza centrífuga que obraba en lugar de la gravedad y, en consecuencia, un enorme aumento de capacidad por tambor. Debido a la gran superficie desplazada por segundo, los granos del mineral se encuentran, por decirlo así, libre al lado de las partículas de roca y todas estas partículas son proyectadas con fuerza por los tambores. Todo el sistema de separación puede ser completamente hermético y los ensayos han demostrado que se puede separar así por categoría, es decir, de tal manera que se obtiene como producto intermedio entre el hierro esponjoso puro y la roca pura, todos los granos en los cuales la roca no está todavía despojada del hierro. Los ensayos con minerales del tipo "Dunderland" (Noruega), han dado alrededor de 25% de este producto intermedio. Este último es sometido a una nueva trituración y a un nuevo tratamiento que pone término a la separación.

La figura 9, da un esquema del separador. Está compuesto de tres tambores que giran

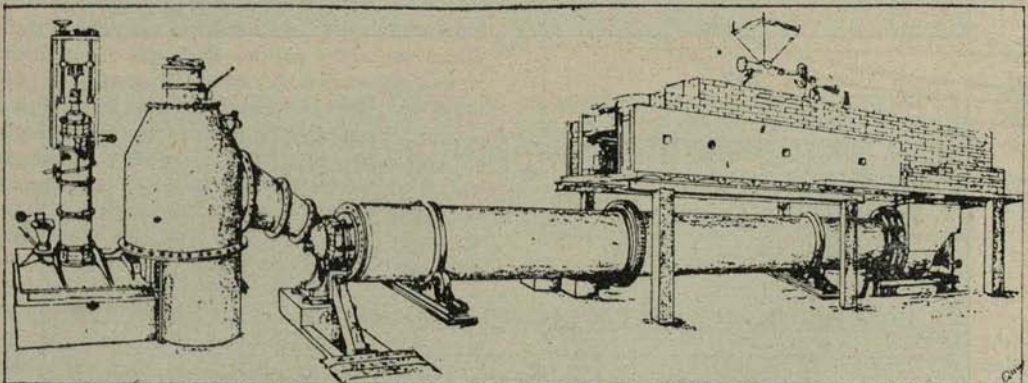


Fig. 8—Vista de la instalación.

Una buena idea de conjunto de hornos se da en la vista perspectiva de la figura 8.

He dicho anteriormente que la separación del hierro esponjoso producido se hacía según un principio nuevo. Parecía, en efecto, que una separación magnética habitual del producto seco y pulverulento no era satisfactoria. La capaci-

a velocidades diferentes. Sobre el de arriba se efectúa una primera separación y sobre los dos inferiores una separación más completa del hierro esponjoso y de la roca. El trayecto seguido por el producto magnético y por el no magnético está indicado por las flechas que parten desde los tambores.

En vista de la sencillez de la instalación de Trondhjem, no cuenta con el sistema de aparato de contacto indicado más arriba (circulación secundaria). No era, por otra parte, necesario, pues se encuentra afuera, es decir, "en shunt", del procedimiento esencial y porque había sido ya desarrollado en gran escala y muy técnicamente en la industria alemana del ázoe.

do 70% de coke y alrededor de 30% de aceite bruto. Este último fué introducido directamente en el horno de arco. No es absolutamente necesario emplear el aceite con el coke; pero no estando instalado el aparato de contacto en Trondhjem, era conveniente hacerlo para mantener un cierto porcentaje que no debe ser inferior a 20%.

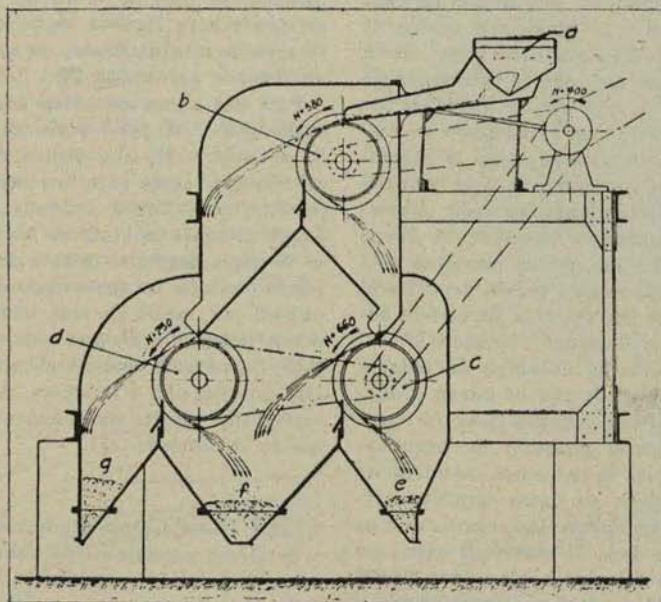


Fig. 9.—Corte esquemático del separador magnético.—a) Alimentación; b) 1.ª separación; c) 2.ª separación; d) 2.ª separación del residuo; e) Fierro puro; f) Producto intermediario; g) Residuos.

RESULTADOS EN LOS ENSAYOS

Yo he tratado, tanto como era posible en una conferencia, de dar una idea del desarrollo lógico de la evolución técnica del procedimiento de la Sociedad Norsk Staal. Para terminar, voy a hablar de los resultados técnicos obtenidos en la Usina de experimentación de Trondhjem.

En el verano de 1925, se hizo una demostración oficial de una quincena de días, ante expertos extranjeros que durante este tiempo, controlaron la marcha. Es, pues, natural, fijarse en esta demostración para darse cuenta completa de los resultados obtenidos.

Como mineral, se utilizó únicamente mineral bruto del tipo "Dunderland". Este contiene por término medio 35% de fierro soluble en los ácidos y está compuesto de "magnetita" y "hematita" en cantidades casi iguales. Su contenido en azufre es de más o menos 0.1% y en fósforo de 0.3 a 0.4%. Este mineral es, como ya se ha dicho, muy difícil de tratar y hasta el presente no se ha podido hacerlo económicamente.

Como materiales de reducción, se ha emplea-

do Al fin de cada día se tomó un análisis promedio de los productos obtenidos. El fierro esponjoso fué constantemente examinado desde el punto de vista de fierro metálico, carbono, azufre y fósforo. Como es imposible en una conferencia pasar revista a análisis hechos por centenas, estoy obligado a basarme en los análisis máximo, mínimo y medio, los cuales están resumidos en el cuadro I, que doy a continuación:

Cuadro I.—Resultado de los Análisis del 3 al 4 de Septiembre de 1925.

(Mineral de Dunderland)

	Mineral composición media		Fierro esponjoso	
	Máximo	Mínimo	Máximo	Medio
Fierro puro, Fe	35,0	95,1	92,8	94,0
Grado de reducción, fierro metálico, fierro total		97,6	87,8	94,2
Carbono		0,419	0,105	0,26
Azufre	0,08	0,02	0,01	0,011
Fósforo	0,35	0,026	0,003	0,016

Como se ve, se ha obtenido, a pesar de las materias primas impuras, un producto excesivamente puro y homogéneo que puede ciertamente considerarse, aún bajo las severas condiciones exigidas en Suecia, de la mejor calidad.

El consumo de materiales de reducción (coke y aceite), fué durante la quincena de demostración, por término medio 333 kilos por tonelada de fierro esponjoso producido. El coke fué pesado húmedo y el porcentaje medio de cenizas fué de 10%. Hay que hacer notar, en lo que respecta al consumo, que el calentamiento previo del mineral se hizo con la ayuda de los gases producidos. Para una explotación en mayor escala, en que entraría en juego la circulación secundaria, este consumo de coke y aceite se reduciría a 100 kilogramos, es decir que sería de 230 kilogramos por tonelada de fierro esponjoso. Los 100 kilos que se necesitan más o menos en el calentamiento previo del mineral serían reemplazados por residuos de carbón barato, tales como los llamados "menudos".

En lo que respecta al consumo de energía eléctrica, voy a hablar de ello de nuevo. Conociendo las condiciones desventajosas de temperatura de un horno giratorio de pequeñas dimensiones, nosotros lo habíamos calculado de antemano, basándonos en datos térmicos técnicos y tomando en cuenta los resultados que habíamos obtenido bajo el punto de vista del aislamiento. Estos cálculos habían dado "5,420 kw.-horas por tonelada de fierro esponjoso".

El consumo medio de los ensayos durante el período de demostración fué de "5,340 kw.-horas".

Puede parecer paradójico que yo diga que este consumo aparentemente elevado debe ser considerado como el resultado más notable de los ensayos. Si la concordancia entre el cálculo y el resultado hubiera sido menor en este punto en un sentido o en otro, la exactitud de los cálculos, hechos sobre la misma base, del consumo de energía de una instalación industrial más grande, sería incierta. La perfecta concordancia que se constató aquí entre el cálculo teórico previo y el resultado de los ensayos es una garantía de que nuestras suposiciones descansan sobre una base sólida.

Si se calcula entonces, el consumo de energía en igual forma que para Trondhjem, pero para una producción de más o menos 3 toneladas por hora, ese cálculo dará "alrededor de 2,000 kw.-horas por tonelada de fierro". Y se puede estimar casi con certeza que el consumo real de semejante instalación no se alejará sensiblemente de esta cifra. En los 200 kw.-horas, está comprendido el consumo de todas las máquinas auxiliares y aparatos de trituración. El consumo de electrodos del horno a alta tensión no

es sino de algunos gramos por tonelada de fierro, lo que es del todo insignificante desde el punto de vista económico.

Un punto de vista característico es, como se deduce de lo que se ha dicho, que el procedimiento es enteramente automático. Desde la entrada del mineral hasta la salida del fierro producido, no es necesario ninguna intervención humana, ni bajo el punto de vista manual ni del intelectual. Para la vigilancia de un horno de arco de una instalación en gran escala, basta un hombre por 10,000 kw.

Para dar ahora una idea de las condiciones económicas del procedimiento, he establecido en el cuadro II, que doy a continuación, un cálculo controlado para una instalación con capacidad para 25,000 toneladas de producción anual, situada en el Oeste de Noruega, cerca de la mina. Según se deduce de este cálculo, se puede producir un fierro esponjoso de la mejor calidad por medio de una instalación relativamente pequeña a un precio de 62,50 kr. (noruegas), la tonelada, comprendiéndose en este precio, amortización e intereses. Al cambio actual, este precio resulta sensiblemente igual a 50 kr. suecas la tonelada. (1)

Cuadro II.—Costo de producción de la tonelada de fierro esponjoso, de calidad superior, en una instalación cerca de un Fjord en el Este de Noruega y para una producción anual de más o menos 25,000 toneladas.

	Kr.	\$ m/l.
3 toneladas de mineral a 5 Kr.	15,00	33.30
2,000 kw.-horas a 0,5 òre (100 òre= 1. Kr.)	10,00	22.20
180 kgs. de coke a 36 Kr. la tonelada	6,50	14.43
50 kgs. de aceite bruto a 100 Kr. la tonelada	5,00	11.10
100 kgs. de carboncillo (menudos)	2,00	4.44
25 kgs. de piedra calcárea a 20 Kr. la tonelada	0,50	1.11
Salario comprendiéndose aquí el personal dirigente	3,75	8.32
Materiales refractarios, mantención, reparación	3,50	7.77
Briqueteaje	2,25	4.99
Gastos generales	4,50	9.99
Costo de producción	53,00	117.65

(1) En la actualidad la equivalencia de estas monedas en pesos chilenos son las siguientes: 1 corona noruega = \$ 2,21; una corona sueca = \$ 2,22

Interés del capital y amortización: 10% de 2.000,000 de Kr. (gasto del primer establecimiento) 240,000:25,000...

Kr. \$ m/l.
9,0 21,09

Precio de costo total por ton... 62,50 \$ 138,74

No se han efectuado todavía ensayos industriales con minerales suecos, pero yo puedo decir que la Sociedad de la cual somos ahora huéspedes, ha decidido hacer tratar algunos de sus minerales de valor secundario en la instalación de ensayo de Trondhjem. Si estos ensayos resultan satisfactorios, lo que bien se puede esperar, está Suecia en las condiciones requeridas para la producción de un hierro esponjoso de calidad superior, exento de fósforo y de azufre a un precio que no debe pasar de 55 a 60 Kr. suecas la tonelada.

Los resultados que he indicado más arriba en lo que respecta a la calidad de los productos,

son los resultados indirectos de ensayos efectuados con un mineral bruto del tipo "Dunderland". A fin de dar una idea de lo que serán estos resultados con otros tipos de mineral, he indicado esquemáticamente, en la figura 10, los obtenidos en una serie de ensayos con minerales suecos. Estos ensayos han sido hechos, en todo caso, en pequeña escala, pero la experiencia nos ha enseñado que en la forma como se han efectuado, nos dan una imagen real de las condiciones de una instalación mayor, a lo menos, en lo que concierne al tratamiento.

La figura 10, da una serie de curvas para diferentes minerales, indicando la proporción de hierro en el hierro esponjoso concentrado producido en relación con el resultado de los análisis del mineral. La tabla anexa a la figura indica además el contenido de fósforo y de azufre de los minerales y de los productos obtenidos. El tratamiento se efectuó exactamente en idéntica forma como se hace industrialmente.

Vemos aquí una serie de minerales que dan un resultado práctico perfecto, aun en lo que

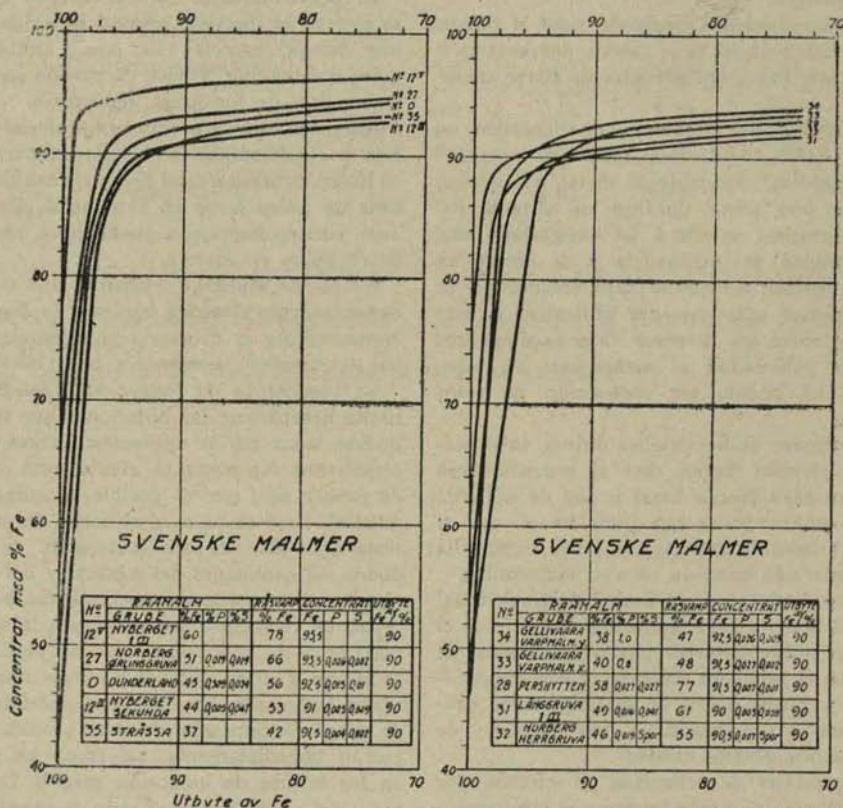


Fig. 10.—Resultado de los ensayos de minerales suecos.—Concentrat. med. % Fe: Porcentaje de hierro en el producto concentrado. Svenske Malmer: Minerales suecos. Utbyte av Fe: Rendimiento en hierro.

respecta al contenido en fósforo y en azufre. El rendimiento es, como se ve muy elevado para la mayor parte de los minerales, en general 90 a 95% y el porcentaje de hierro en el concentrado está en análoga proporción.

OPINION DEL PROFESOR WÜST SOBRE EL PROCEDIMIENTO NORSK STAAL.

Dr. Phil. Fritz Wüst Geheimer Regierungstat—Professor der Eisenhüttenkunde.

Dr. Ing. E. H. Dr. Mont. H. C. Director A. D. des Kaiser Wilhelm—Institut für Eisenforschung.

La extracción del hierro de su mineral se hace hoy en día únicamente en los altos hornos, por medio de los cuales se obtiene fundición, es decir, hierro que contiene 6 a 8% de cuerpos extraños. Para tener hierro dúctil es necesario que la fundición sea despojada de estos cuerpos extraños con la ayuda de una cierta cantidad de energía.

Este procedimiento empleado para la obtención de hierro dúctil tiene ciertas desventajas y no se puede hacer sin pérdidas de hierro metálico.

La solución del problema, que consiste en producir hierro dúctil directamente de su mineral, sin pérdida apreciable de metal, ha preocupado por otra parte, durante los últimos 100 años, a muchos sabios y se ha gastado una gran cantidad de inteligencia y de dinero en su investigación sin que se haya encontrado un procedimiento prácticamente utilizable. A este respecto, entre los diversos 75 procedimientos alemanes patentados, al menos que yo sepa, ninguno ha podido ser reconocido de valor práctico.

A comienzos de Septiembre último, tuve ocasión de estudiar varios días el procedimiento de la Sociedad Norsk Staal y soy de opinión, por las observaciones que pude hacer, que el problema buscado durante tan largo tiempo ha encontrado una solución técnica indiscutible.

El procedimiento de la Sociedad Norsk Staal extrae el hierro a baja temperatura, a la cual el metal no puede absorber cuerpos extraños, de modo que el producto obtenido es excesivamente puro y puede servir de materia prima preciosa para la producción de hierro dúctil y de acero, ambos de alta calidad.

La operación de reducción se efectúa por gases reductores, puede iniciarse y regularse a voluntad. Progresa automática e independientemente de la experiencia o habilidad del obrero.

El procedimiento de la Norsk Staal trata el mineral sin adición de materiales que forman la

escoria. Es, pues, aplicable a los minerales que no pueden ser tratados industrialmente en los altos hornos, pues, a causa de la gran cantidad de estos materiales que sería necesario juntar, el contenido en hierro de la carga sería en tal forma escaso, que el tratamiento sería imposible.

Es igualmente aplicable a minerales que, a causa de la reunión íntima del mineral y de la ganga, no pueden ser enriquecidos mecánicamente y en los cuales la proporción de ganga en relación con el metal, es demasiado elevada para ser tratados en un alto horno.

Por el procedimiento de la Sociedad Norsk Staal, esas diversas clases de minerales que hasta el presente eran sin valor, han venido a ser una materia prima apreciable para la producción de hierro.

El gas reductor, después de haber pasado a través del mineral calentado, es enviado a muy alta temperatura sobre el coque o el carbón para que pueda efectuar un nuevo trabajo de reducción.

El procedimiento, contrariamente a lo que es el caso en los altos hornos, no exige coque de una calidad especial. Se puede utilizar cualquier combustible a base de carbón para la regeneración de los gases reductores.

Además, este procedimiento ofrece la ventaja, a consecuencia de la baja temperatura, de no hacer incorporarse al hierro el fósforo susceptible de encontrarse en el mineral. De un mineral rico en fósforo se puede, pues, obtener un hierro pobre en fósforo.

No es, sin embargo, aplicable sino cuando se tienen energía eléctrica barata a su disposición. Naturalmente es necesario también que el precio del mineral permanezca bajo cierto límite.

La instalación de ensayo en Trondhjem, ha hecho desaparecer las objeciones que se habían podido hacer por la aplicación técnica del procedimiento. No obstante, ella no está en estado de probar sino que es posible la aplicación industrial. Esto se basa en el hecho de que no se trata aquí sino de una instalación de ensayo, donde las cantidades del mineral y del gas empleadas, están en una proporción tan poco ventajosa en relación a sus pesos y a la superficie del horno de reducción, que las pérdidas por radiación y conductibilidad toman una importancia exagerada. En una instalación de ensayo de mayores dimensiones, esas pérdidas disminuirán inmediatamente, así como ha sucedido en los hornos de inducción para la fusión del acero del sueco Kjellin. Según recuerdo, su primer horno de ensayo no tenía sino una carga de unos 100 kilogramos y consumía 7,000 kw.-horas por tonelada de acero, mientras que el consumo de su horno actual, para 3,000 kgs. de

carga, no es sino de 700 kw.-horas por tonelada.

El mercado del producto fabricado según el procedimiento Norsk Staal es ilimitado. A causa de la ausencia de fósforo llegará a ser una materia prima de gran valor y el precio elevado para la producción de un acero de propiedades ácidas en los hornos eléctricos o en los hornos Martin.

La obtención de acero ácido ha disminuído enormemente en todos los países, a causa de la carencia de minerales apropiados. A pesar de que este acero ofrece grandes ventajas en com-

paración con el acero básico, éste es siempre producido en grandes cantidades.

NOTA.—El profesor Wüst ha estudiado de nuevo sobre el terreno el procedimiento Norsk Staal en 1926, y ha hecho saber que sus impresiones, grandemente favorables, del año precedente, han sido fuertemente reforzadas en todos sus puntos.

Los ensayos industriales de minerales suecos, de los que se ha hablado al fin de la conferencia de M. Edwin, han sido hechos después y sus resultados han sido del todo satisfactorios.

Resultado de la reducción de tres minerales de hierro extranjero por el procedimiento "Norsk Staal", en 1926

N.º de Minerales tratados		% contenido en:			Grado de reducción %	Insoluble %
		Fierro Fe.	Fósforo P.	Azufre S.		
47	Mineral bruto	44,2	1,0
	Fierro esponjoso	95,5	0,027	0,012	93	..
48	Mineral bruto	38,6	0,12 0,30	0,20
	Fierro esponjoso	95,07	0,016	0,013	92	1,66
49	Mineral bruto	37,0	0,02	Débil
	Fierro esponjoso	91,5	0,007	0,007	88,5	3,85

N. B.—1. Los análisis han sido hechos o controlados por la comisión que ha supervigilado las experiencias.

2. Los análisis del fierro esponjoso fundido dan 99,95% de Fe.



SECCION CARBONERA

LOS COMBUSTIBLES LIQUIDOS

CLASIFICACION Y GENERALIDADES SOBRE SU CONSTITUCION Y FORMACION (1)

POR

D. ENRIQUE HAUSER

Profesor-jefe del Laboratorio Químico Industrial de la Escuela de Minas de Madrid.

(CONCLUSIÓN)

INFLUENCIA DE LA MARCHA DE LA DESTILACIÓN

Otro punto que debemos ahora estudiar en general es la influencia de la temperatura a que se hace la destilación de un carbón y el modo de conducirla, sobre la naturaleza de los productos obtenidos y su cantidad.

El siguiente cuadro (2) resume las diferencias obtenidas, según que la temperatura se eleve gradualmente sin exceder de unos 600° o el calor se aplique bruscamente hasta una temperatura de 1,100°:

cos en hidrógeno y óxido de carbono (cuyo poder calorífico es de unas 3,000 calorías por metro cúbico), los de baja temperatura son pobres en dichos gases, que se hallan sustituidos por hidrocarburos de un poder calorífico próximamente triple que el suyo; para los alquitranes, que mientras los de alta temperatura contienen cierta proporción de carburos aromáticos y la proporción de compuestos fenólicos no excede generalmente del 10 por 100 ni pasan frecuentemente del 5 por 100, en los alquitranes de baja temperatura suelen al-

Temperatura alcanzada en la destilación...		450 a 600° C.	900 a 1.100° C.
Productos por tonelada.	Gas, metros cúbicos.	57 a 114 (de 9.000 calorías).	255 a 368 (de 6.000 calorías).
	Alquitrán, litros.	68 a 182.	50 a 64.
	Sulfato amónico, kilogramos.	hasta 3,64.	hasta 13,60.
	Coque.	}	{ duro y difícil de encender, para fundiciones.
	Semicoque (carbón sin humo)	} con 12 por 100 de M. V., frágil y fácil de encender.	

Las diferencias de carácter químico de los productos obtenidos son: para los gases, el que mientras los de alta temperatura son ri-

canzar el 30 por 100, que exceden en algunos casos.

Para que puedan formarse una idea de la composición de estos fenoles, he reunido en el siguiente cuadro los principales conocidos:

(1) Véase el número anterior. (N.º 351).

(2) Los datos para formarlos están tomados de la obra de F. S. Sinnatt, COAL AND ALLIED SUBJECTS, y se refiere a carbones ingleses.

FENOLES

NOMBRES	FÓRMULAS	T. F.	T. E.	P. E.
Fenol ordinario.....	(C ₆ H ₆ O).....	+ 42° C.	184,6° C.	1,071 a 25-4°C.
o-Cresol.....	(C ₇ H ₈ O) (1-2).....	+ 32°	188,5°	1,051 a 20-4°
p-Cresol.....	> (1-4).....	+ 36,5°	199°	1,039 a 15-5°
m-Cresol.....	> (1-3).....	3,5°	201°	1,035 a 20-4°
Xylenol (Xenol).....	(C ₈ H ₁₀ O).....			
o-Xenol.....	(1-2-4).....	65°	222°	
>	(1-2-3).....	73°	212,5°	
m-Xenol I.....	(1-2-3).....	74,5°	211,5°	1,036 a 0°
> II.....	(1-3-4).....	25°	209°	
> III.....	(1-3-5).....	63°	218°	
p-Xenol.....	(1-3-4).....	75°	208,5°	0,971 a 18°
Mesitol.....	(C ₉ H ₁₂ O).....	69°	220°	
Seudocumenol.....	Idem.....	72°	235°	
Timol.....	(C ₁₀ H ₁₄ O).....	51,5°	231,8°	0,969 a 20-4°
α-Natfol.....	(C ₁₀ H ₈ O).....	95°	279°	1,224 a 4°
β >		122,5°	186°	1,217 a 4°
Antrol.....	(C ₁₄ H ₁₀ O).....			
Fenantrol.....	Idem.....			

Como ustedes saben, los fenoles derivan de los carburos bencénicos correspondientes por sustitución de uno o más átomos de hidrógeno por otros tantos del radical oxhidrilo: es decir, que se trata de compuestos oxigenados.

Continuando en el examen de las diferencias fundamentales entre ambos alquitranes diremos que mientras los fenoles contenidos en los alquitranes de alta temperatura pertenecen en su mayor parte a los que destilan a más baja temperatura (fenol, cresoles y xenoles), los contenidos en los alquitranes de baja temperatura pertenecen principalmente a los fenoles superiores a aquellos y de menos valor comercial. (1) Esta mayor producción de fenoles en la destilación de carbones a baja temperatura es probablemente consecuencia de la menor producción total de ácido carbónico y óxido de carbono, pues si bien el contenido en óxido de carbono de los gases del principio de la destilación es casi lo mismo en una y otra, y el ácido carbónico mayor en baja que a elevada temperatura, en cambio como el volu-

men total de gases desprendido es de tres a seis veces menor a baja que a alta temperatura, resulta bastante más reducido el volumen total de dicho óxido de carbono y hay, por lo tanto, cierta cantidad de oxígeno disponible para producir los fenoles que caracterizan la destilación gradual a baja temperatura.

OBJETO DE LA DESTILACIÓN GRADUAL DEL CARBÓN A BAJA TEMPERATURA

Expuesto en líneas generales el proceso de este método de destilación, comparándole con el empleado para la obtención del gas de alumbrado, debemos indicar cuál es el fin industrial que persigue, y para ello debemos hacer un poco de historia.

El hecho de que los carbones destilados gradualmente a baja temperatura produzcan mayor cantidad de alquitranes, a expensas del volumen de gas, fué señalado ya por Murdoch en 1810; pero puede decirse que no adquirió ese método de destilación carácter industrial hasta que en 1856 fué practicado en Sajonia por Rolle, quien, con sus trabajos hasta 1872, fué el precursor de los principales hornos hoy conocidos para dicho fin. Rolle, destilando lig-

(1) La relación entre ambas clases de alquitranes la ha comprobado experimentalmente A. Pietet haciendo caer el alquitrán primario, obtenido en el vacío, dentro de un tubo de hierro calentado al rojo cereza y conteniendo trozos de coque. Durante esta operación dicho alquitrán se transforma en un gas rico en metano e hidrógeno, aguas amoniacales y alquitrán, con los componentes característicos del de alta temperatura (benceno, tolueno, xileno, naftalina, etc.).

nitos húmedos, ricos en alquitranes, pero de bajo poder calorífico, puesto que sólo rendían 2,650 calorías, obtenía, según unas pruebas, 27 por 100 de semicoque de 6,000 calorías y alrededor de 6 por 100 de alquitrán con aceites ligeros, ambos con valor comercial, mientras que el lignito destilado lo tenía muy escaso. En 1906, Parker, en los Estados Unidos, en vista del elevado precio que allí tiene la antracita, aplicó el procedimiento de destilar el carbón bituminoso, mucho más barato que aquél, a baja temperatura (de 450° a 500° C), para obtener un carbón sin humo (coalita), aplicable, a un precio económico, a los usos domésticos, tratando de resolver así el problema del humo en las grandes urbes. Por lo demás, en el país del petróleo no podía pensarse en utilizar los alquitranes de esta destilación para competir en precio con el petróleo natural.

En 1911, Pictet y Ramseyer, en Suiza, hicieron unos ensayos de destilación de la hulla en el vacío; en Inglaterra, Wheeler, en 1914, empezó una serie de estudios semejantes, y Franz Fisher y W. Gluud, en Alemania, se ocuparon desde 1915, sustituyendo el vacío por una corriente de vapor de agua, en trabajos análogos. En 1917, Benson y Davis, en los Estados Unidos, empezaron el estudio de la destilación del lignito en el vacío. En 1918 recopiló Amé Pictet (1) sus trabajos sobre esta materia, publicados de 1913 a 1917; y por la importancia de los resultados obtenidos y la claridad de su exposición, ya que, como de un país neutral, no tenía reservas que hacer sobre estudios, son dichos trabajos los que más han llamado la atención, aunque algunas personas, por no haberlos leído, sólo hablen de referencia.

El resultado fundamental de dichos trabajos es que por la destilación lenta (unas cinco horas) de la hulla, de 35 por 100 de materias volátiles, operando a unos 15 milímetros de vacío y sin exceder de 450°, obtenía 4 por 100 de alquitrán conteniendo 98 por 100 de hidrocarburos (naftenos e hidruros no saturados de los carburos aromáticos) en serie casi ininterrumpida. La temperatura del comienzo de la destilación de mismo, a la presión atmosférica, era de 135°.

Muchas personas vieron en estos experimentos, de gran importancia científica, un medio industrial de producir petróleos, sin fijarse en que el referido alquitrán, según dice su autor (2), «en el momento de su preparación flota sobre el agua que ha arrastrado con él,

pero se espesa pronto, poniéndose más obscuro, y aumenta de densidad; al cabo de algunos días ésta es exactamente la del agua, y aumenta todavía más. Este fenómeno tiene lugar lo mismo al abrigo del aire que en su presencia; por lo tanto, no se debe a una oxidación, sino seguramente a una transformación espontánea que experimentan ciertos constituyentes poco estables».

Ahora bien: sólo los productos estables pueden considerarse comerciales, para ir directamente al consumidor o alcanzar buen precio en el mercado.

Esta inestabilidad de los alquitranes obtenidos por destilación en el vacío hasta 450°, no parece ser mayor para los que se obtienen a la presión ordinaria calentando hasta 550° o 600°, debiendo tener presente, para interpretar estos hechos, como los petróleos se descomponen al destilarlos sobre 300° C. En cambio, los alquitranes de alta temperatura son productos estables, con más valor en el mercado. Así, según un estudio de Mr. Ch. Demeure (LA CARBONISATION A BASSE TEMPERATURE EN ANGLETERRE, 1925), la MIDLAND COAL PRODUCTS LTD., de Netherfield, destilando el carbón en hornos con calefacción interna, sólo obtiene para su alquitrán (de baja temperatura) el precio de seis a ocho libras esterlinas por tonelada en el mercado, mientras que el alquitrán de los hornos de coque, es decir, de alta temperatura, se cotiza de 13 a 14 libras (3).

En estas consideraciones no hemos tenido en cuenta lo que la presencia de productos sulfurosos, en el alquitrán y en el gas, procedentes de muchos lignitos, puede hacerles desmerecer.

MEDIOS DE DAR VALOR A LOS PRODUCTOS DE LA DESTILACIÓN GRADUAL DEL CARBÓN A BAJA TEMPERATURA.

Por lo que precede vemos que para hacer remunerativa la industria a que hacemos referencia es menester dar valor comercial, salvo en casos especiales, a los productos que en la misma se obtienen; es decir, que la industria de destilación de carbones a baja tempe-

(3) En prensa esta lección, leemos en THE CHEMICAL NEWS, números del 24 de Febrero y 2 de Marzo de 1928, que, según unas Conferencias dadas por el coronel W. A. Bristow, la LOW TEMPERATURE CARBONISATION LTD., y por perfeccionamientos al procedimiento hasta ahora empleado (Coalite Process) de destilación del carbón, en retorta de hierro a unos 450° con inyección de vapor, ha conseguido obtener alquitranes, conteniendo, además de nafta, aceites fenicados, creosotados y antraconicos, que alcanzan en el mercado un valor comercial mayor que el alquitrán de las fábricas de gas.

No tenemos suficientes datos para comprobar los resultados que anteceden ni conocemos la variación en el costo de producción que significa el perfeccionamiento aludido.

(1) ANNALES DE CHIMIE. París, Nov. Dic., 1918.

(2) Página 257, loc. cit.

ratura debe ir generalmente ligada a la de TRANSFORMACIÓN de los mismos, para poder lanzarlos al mercado en buenas condiciones.

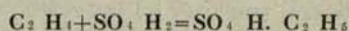
Así, en vez de quemar el gas en los hogares de los hornos de destilación podemos depurarle para utilizarle luego en el alumbrado, motores de gas o para ciertos trabajos de soldadura autógena, quemando en su lugar parte del semicoque residuo de la destilación. Este carbón semipulverulento, de no existir en la localidad industrias que le consuman, y si ha de ser transportado, habrá que aglomerarlo mediante la adición de brea, o bien coquizándolo después de mezclarle con carbón crudo, operación que origina la producción de otra clase de alquitrán. La competencia que en España harían a este nuevo carbón las antracitas leonesas y palentinas fijarían su valor en el mercado.

En cuanto a los alquitranes, es evidente que vendidos para quemar en los motores Diesel, el beneficio sería el más reducido, y resultará siempre preferible fraccionarlos por destilación, a fin de obtener, al menos, esencias, aceites para Diesel y aceite de creosota para impregnación de maderas; pero no hay duda que la verdadera manera de dar valor comercial a estos alquitranes es transformarlos, por hidrogenación, para mejorar las esencias y convertir los fenoles que contienen en los carburos aromáticos correspondientes o sus hidruros. Los medianos aceites de engrase que existen en estos alquitranes, además de purificarlos, habrá que mejorarlos por la adición de aceites vegetales u otros apropiados. Yo creo que el éxito que ha conseguido Alemania en este género de destilaciones se debe principalmente al gran desarrollo que tienen sus industrias químicas de transformación de estos productos. Como se ve, hay un gran margen de estudios que realizar en España sobre la materia.

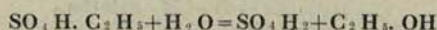
OBTENCIÓN DE COMBUSTIBLES LÍQUIDOS POR SÍNTESIS

Con lo que acabo de exponer he dado a ustedes una idea de conjunto del problema de la obtención de los combustibles líquidos por destilación. Voy ahora a decir algunas palabras sobre su obtención sintética (indirecta o directa), por procedimientos que, gracias a los catalizadores, adquieren cada día más importancia, pues bien todavía no puede darse por resuelto el problema en muchos casos; vale, sin embargo, la pena de tener conocimiento sobre punto tan importante.

La síntesis indirecta más conocida, y debida a Berthelot, es la obtención del alcohol etílico partiendo de la disolución del etileno en ácido sulfúrico concentrado, con arreglo a esta ecuación:

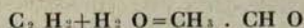


El sulfato ácido de etilo o ácido etilsulfúrico así producido, haciéndole reaccionar sobre agua en caliente regenera el ácido sulfúrico con producción de alcohol etílico, con arreglo a la siguiente ecuación:



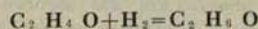
Ambos productos se separan luego por destilación. Como manantial de etileno se emplea generalmente a este fin el gas de alumbrado; mas, como el encebado de la reacción de combinación del ácido sulfúrico con el etileno presenta alguna dificultad, los Sres. Loisy y Damiens han tratado de solventarla mediante el empleo de un catalizador como el $Cu_2 O$, añadiendo al ácido sulfúrico; pero parece ser que también esa reacción se encuentra muy facilitada sin necesidad de catalizador por la solubilidad del etileno en el ácido etilsulfúrico previamente formado. El alcohol obtenido por este procedimiento sólo puede luchar en el mercado gracias al elevado precio del alcohol de fermentación.

También puede producirse el alcohol etílico partiendo del acetileno, como se hizo durante la guerra mundial. Para ello, el acetileno se transforma en aldehído etílico (acetaldehído), haciéndole combinar con los elementos del agua, con arreglo a la siguiente ecuación:



A dicho fin se hace pasar el acetileno a través de una solución acuosa de ácido sulfúrico y sulfato mercúrico, que obra como catalizador de dicha reacción.

El aldehído puede transformarse luego en alcohol por hidrogenación con arreglo a la siguiente ecuación:

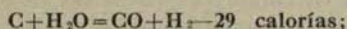


Vamos a hablar ahora de los métodos de síntesis directa para la producción de combustibles líquidos.

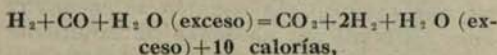
El primer caso a que habré de referirme es el bien conocido del sulfuro de carbono. Si se hace pasar vapor de azufre sobre carbón al

rojo, se produce el sulfuro de carbono por combinación directa de ambos elementos. Este producto, de mucha utilidad por sus numerosas aplicaciones, especialmente como disolvente de aceites y asfaltos, se ha utilizado durante la guerra, empleado en pequeñas cantidades, para avivar algunos carburantes para motores.

Si en vez de vapor de azufre hacemos pasar vapor de agua sobre carbón al rojo, se obtendrá el conocido gas de agua con arreglo a la siguiente ecuación teórica:

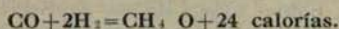


es decir, una mezcla de volúmenes iguales de hidrógeno y óxido de carbono. Si a esta mezcla le añadimos vapor de agua a la salida del gasógeno y la hacemos pasar por un tubo, calentado a unos 500°, conteniendo un catalizador apropiado, que puede ser el óxido de hierro, se establece el equilibrio químico que corresponde a esa temperatura con arreglo a la siguiente ecuación:



por lo cual vemos que el óxido de carbono se oxida a expensas del vapor de agua, pasando a anhídrido carbónico y liberando un volumen igual de hidrógeno. Después de absorbido el anhídrido carbónico, lo que es relativamente fácil, queda un hidrógeno industrial al 95 por 100, con 3 por 100 de óxido de carbono y el resto de metano y nitrógeno. Es decir, que de un lado podemos disponer de una mezcla a volúmenes iguales de óxido de carbono e hidrógeno, y de otra parte, una mezcla con treinta y dos veces más hidrógeno que óxido de carbono; de modo que estamos en condiciones de preparar, por mezcla de ambas, todas las proporciones intermedias. Estas mezclas son la base de la fabricación sintética directa de alcoholes y petróleos de que tanto se habla actualmente.

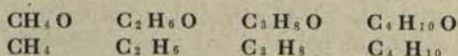
Así, una mezcla con doble volumen de hidrógeno que de óxido de carbono puede conducir a la producción del alcohol metílico con arreglo a la siguiente ecuación



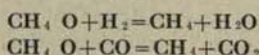
Esto lo ha realizado G. Patart, desde 1921, empleando un catalizador a base de cobre metálico y óxido de zinc, operando temperaturas comprendidas entre 250° y 300° y a presiones

entre 150 y 200 atmósferas. La BADISCHE ANILIN UND SODA-FABRIK llegó a resultados semejantes desde 1923, refiriéndonos a los años de sus respectivas patentes. Operando a temperatura más elevada y alcalinizando los catalizadores se obtienen alcoholes superiores de la misma serie (etilico, butílico, propílico, amílico). El alcohol metílico producido por dichos procedimientos hace una seria competencia al obtenido por la destilación de la madera.

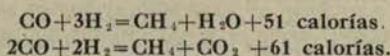
Si nos fijamos ahora en que los alcoholes pueden considerarse como óxidos de los carburos correspondientes



comprenderemos en seguida que por reducción de dichos alcoholes pueda pasarse a sus respectivos hidrocarburos, o sean petróleos. Esto puede realizarse empleando como reductor industrial al hidrógeno o al óxido de carbono (o una mezcla de ambos), y en el caso del alcohol metílico tendríamos:



pero también pueden hacerse directamente estas transformaciones sobre las mezclas de CO y H originarias del alcohol con arreglo a las siguientes ecuaciones:



La primera manera de producción del metano fué descubierta por Sabatier y Senderens en 1905, empleando níquel como catalizador y operando a 300°, a la presión ordinaria.

La segunda se debe a Franz Fisher, en 1923, operando con hierro como catalizador a 400° y a unas diez atmósferas.

Fisher y Schrader, partiendo de la última mezcla, es decir, del gas de agua, realizando una serie de trabajos conducentes al fin indicado, obteniendo por síntesis una mezcla compleja de ácidos, alcoholes y aldehidos, conteniendo algunos hidrocarburos, que designaron por el nombre de «Syntol». Ultimamente abandonando el empleo de altas presiones, Fisher y Tropsch han recurrido al empleo de la mezcla de gases empleada por Sabatier y Senderens, para trabajar a la presión ordinaria. Operando POR BAJO de 300°, pues a esa temperatura sólo se produciría metano, y

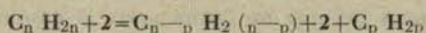
empleando como catalizador, de preferencia el níquel, el hierro y el cobalto, han obtenido el propano y butano, ambos gaseosos; alcalinizando dicho catalizador han conseguido obtener hidrocarburos líquidos.

Las dificultades de regular la marcha de estas operaciones, unido al precio relativamente elevado a que aún resultan los gases, especialmente el hidrógeno, impiden que los petróleos sintéticos puedan competir actualmente con los naturales.

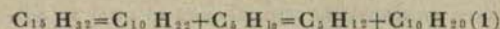
COMBUSTIBLES LÍQUIDOS DE TRANSFORMACIÓN

Ya he dicho antes como al destilar los petróleos sobre 300° se descomponen con producción de productos más volátiles, gasolinas y keroseno. Esta descomposición, que en inglés se designa por *CRACKING* y podríamos traducir por *crujido*, se favorece, entre otras causas, por la rapidez de la destilación, un aumento de presión y la presencia de cuerpos porosos.

El crujido de los aceites es la transformación de un aceite pesado, por desdoblamiento de la molécula y transposición de su hidrógeno, en dos grupos de carburos más ligeros que aquel de donde proceden. Siendo el hidrógeno el elemento necesario para dicha transposición, se comprende que esta operación se aplique especialmente a los petróleos constituidos por hidrocarburos parafínicos. Esta reacción puede representarse por la siguiente ecuación general:



y en el caso particular del pentadecano podríamos tener:



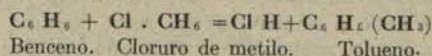
es decir, que las parafinas se desdoblan en otra parafina más ligera y en una olefina.

Vemos, por lo tanto, que las gasolinas obtenidas por crujido contienen cierta proporción de olefinas, como los petróleos procedentes de la destilación de pizarras; por ejemplo en los de Puertollano. Esto, que para algunas aplicaciones puede ser un inconveniente, reúne ciertas ventajas para los motores de explosión, pues la autoinflamación de la mezcla explosiva requiere mayor compresión con las olefinas que con los petróleos saturados.

Otro medio de transformación de los hi-

(1) En la práctica se producen, además, gases, productos intermedios y bituminosos, así como depósitos carbonosos.

drocarburos, hoy día muy usado en la industria, es el empleo de cloruro de aluminio anhídrido añadido a los aceites secos calentados en una retorta. Este procedimiento, ideado por Friedel y Crafts en 1877, que entonces se aplicaba únicamente para sustituir en el benceno un átomo de hidrógeno por un residuo alcohólico (CH_3 , $C_2 H_5$, etcétera), como indica la siguiente ecuación:

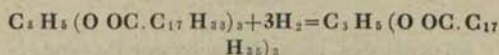


y de igual manera para sustituir los restantes hidrógenos del benceno por otros tantos radicales alcohólicos, que pueden ser distintos, se utiliza hoy día para transformar, en los petróleos naturales o de destilación, las porciones más densas en otras más ligeras con producción de un residuo más denso que la porción tratada.

Los carburos ligeros producidos compensan con exceso, por su mayor valor comercial, el demérito del residuo, utilizando para ello petróleos que de otro modo sólo alcanzarían un precio bajo en el mercado.

Otro procedimiento de transformación por hidrogenación se aplica a ciertos aceites vegetales. Estos aceites tienen menos valor que los animales, y por medio de la hidrogenación de los mismos puede darse a aquellos de origen vegetal el aspecto de las grasas animales, transformando el ácido oleico y otros que tienen dobles enlaces en ácido esteárico de enlace sencillo, pudiendo formarse una grasa con el endurecimiento que se desee para llegar incluso a producir una especie de mantquilla de leche, que es la más cara. En esto se funda la producción de la margarina y de otros muchos productos debidos al ingenio de los inventores.

La reacción que tiene lugar entre 150° y 200°, usando el níquel como catalizador, se verifica para el ácido oleico con arreglo a la siguiente ecuación, que representa la transformación de la trioleína en triestearina:



Otro caso de transformación muy interesante es el de hidrogenación de la naftalina para la formación de sus hidruros, algunos de ellos descubiertos por Berthelot, operación que hoy día se realiza industrialmente operando bajo presión y empleando el níquel como catalizador. El tetrahidruro de naftalina (tetralina)

es un combustible líquido, de 10,444 calorías, que se emplea en Alemania para constituir el carburante nacional disolviéndole en benzol (benceno comercial) y añadiendo después a esta mezcla la proporción conveniente de alcohol, según los usos.

Por último, como método de transformación de carbones en aceites y para mejorar éstos, debemos citar el de Bergius, que opera sin catalizador a unos 400° de temperatura y con hidrógeno a 60 atmósferas. Para facilitar la reacción, el aceite solo o mezclado con cierta cantidad de carbón pulverizado lo pone en movimiento por un agitador para formar una emulsión líquido-gaseosa, o sólido-líquido-gaseosa. Este método de hidrogenación ha dado lugar a muchas discusiones, pues si de un lado su importancia industrial es muy grande, de otro, los resultados no han correspondido en ocasiones a los ofrecimientos del inventor. Según parece, la cantidad de hidrógeno absorbido en la reacción es bastante pequeña para que esta operación pueda considerarse como una verdadera hidrogenación, sino más bien como un crujido de los aceites en las condiciones en que se opera, las cuales se hallan favorecidas por realizarse en una atmósfera de hidrógeno a presión. El elevado precio de la instalación que este procedimiento exige dificulta sobremanera la extensión del mismo, hasta que con el tiempo lleguen a aclararse las dudas que hoy día se tienen sobre su verdadero alcance.

COMBUSTIBLES LÍQUIDOS MIXTOS

Los combustibles mixtos presentan bastante interés porque permiten adaptar a determinados usos los aceites de que se dispone.

Ya he hablado antes algo sobre las mezclas que se hacen de los aceites vegetales con los minerales, aunque hubiera podido decir mucho más. Por la unión de los aceites animales con los minerales se forman las grasas consistentes.

GAS-OÍL

En ocasiones, para conseguir que los productos de la industria tengan valor en el mercado, hay que modificar su composición. Así, el gas-oíl (aceite para gas y para motores semi-Diesel), que antes comprendía el producto de la destilación intermedia entre los petróleos lampantes y los lubricantes, adicionados a veces con los productos comprendidos en la destilación entre dichos lubricantes y el fuel-

oíl (aceite para quemar), resulta contener hoy día una proporción bastante elevada de petróleo lampante, por no tener este último combustible suficiente mercado propio en la actualidad.

COMBUSTIBLE COLOIDAL

Con el objeto de abaratar los aceites para quemar en los hogares de hornos y calderas (fuel-oíl), Plauson, en 1913, ideó el mezclar estos aceites con carbón pulverizado continuando la porfirización de la mezcla hasta que ésta adquiriera el estado coloidal. Las necesidades de la Marina durante la guerra mundial hicieron que en Inglaterra se reanudara estudios en ese sentido, en 1917, bajo la dirección de L. W. Bates, lográndose realizar un combustible coloidal que, conteniendo 30 por 100 de carbón, no dejaba sedimento apreciable al cabo de tres meses de preparación. A pesar de que este combustible mixto no ocupa más espacio que un combustible líquido, su uso no se ha extendido después de la guerra.

CARBURANTE NACIONAL

En los países que no son productores de gasolina se ha pensado en substituir ésta, total o parcialmente, por otros combustibles líquidos en los que entre la mayor cantidad posible de ingredientes de producción nacional.

Ya he hablado antes del carburante formado por una mezcla de tetralina, benzol y alcohol y del que no forma parte la gasolina. Sin embargo, lo más corriente es que a este último combustible, por su precio abordable y sus cualidades especiales, no se le excluya de tales mezclas, siendo el alcohol etílico el otro combustible líquido con el cual se adiciona.

Ahora bien, para que este alcohol pueda disolver a la gasolina en todas proporciones, es menester que sea absoluto, pues si esto no ocurre y sólo se dispone de alcohol rectificado de 95°, entonces hay que añadir un tercer cuerpo que sirva de lazo de unión como disolvente mutuo de la gasolina y el alcohol de 95°. A este fin se emplean el benzol, la acetona, el alcohol isopropílico, el butílico normal y otros.

Puedo enseñar a ustedes una verificación experimental de estas propiedades. Para ello he puesto en esta probeta 20 cm.³ de alcohol absoluto y en esta otra 20 cm.³ de alcohol de 95°, a los cuales he añadido unas gotas de so-

lución de naranja de metilo para colorearlo de manera que se distinga a la vista de la gasolina, que no toma color con dicho tinte. Si ahora añadido en cada probeta otros 20 cm.³ de gasolina corriente (1), verán ustedes que se disuelve perfectamente en el alcohol absoluto, pero que forma un líquido turbio al agitarla con el alcohol de 95°, el cual se separa en dos capas por el reposo; pero si añadimos ahora seis centímetros cúbicos de benceno, verán ustedes como el líquido turbio se aclara por completo. La propiedad del alcohol etílico anhidro de disolver la gasolina en todas proporciones, ha creado la nueva industria de deshidratación del alcohol, en cuyos detalles no podemos entrar por ahora.

SUCEDÁNEOS DE LA GASOLINA PARA ALUMBRADO

Durante la guerra hube de hacer algunos estudios para la Comisión del grisú, a fin de encontrar substitutivos a la gasolina en las lámparas mineras de seguridad. El problema que había que resolver era hallar mezclas que no produjesen al arder más humo que la gasolina, que no ensuciasen la mecha de la lámpara y que la potencia luminosa de la llama

(1) De la STANDARD OIL C.^o

obtenida fuese, si no superior, al menos comparable a la de la gasolina.

Los resultados obtenidos pueden resumirse en el siguiente cuadro:

COMPOSICIÓN CENTESIMAL EN VOLUMEN

Alcohol.....	77,50	62,50	62,00
Benzol.....	22,50	22,50	16,00
Gasolina.....	»	15,00	»
Esencia de trementina....	»	»	7,50
Aceite de flemas (fusel)....	»	»	14,50

100,00 100,00 100,00

Potencia luminosa comparada a la de la gasolina en la lámpara Marsaut, sin coraza.....

0,77 0,98 1,42

Del procedimiento empleado para estos estudios y de las características de los productos comerciales utilizados se darán detalles en su día.

Por lo expuesto habréis podido daros cuenta de la importancia y complejidad del estudio de los combustibles líquidos, en cuyo ancho campo entraremos más despacio en las próximas lecciones.



COTIZACIONES

PLATA

DIAS	Londres 2 meses onza standard, peniques	Valparaíso kilo fino \$
Agosto 16.....	\$ 34.55	\$ 150.22
» 30.....	\$ 34.33	\$ 149.26

COBRE

QUINCENAL EN CHILE

DIAS	A BORDO \$ POR qq. m.		
	Barras	Ejes 50%	Minerales 10%
Agosto 16.....	\$ 221.07	96.60 ¹ / ₂ con escala 221 cents.	11.62 ¹ / ₄ con escala 126 ¹ / ₄ cents.
» 30.....	\$ 220.68	96.43 ¹ / ₂ con escala 220 cents.	11.60 ¹ / ₄ con escala 126 cents.

SEMANAL EN NEW YORK

DIAS	Centavos por libra	DIAS	Centavos por libra
Agosto 2.....	14.75	Agosto 16.....	14.75
» 9.....	14.75	» 23.....	14.75

DIARIA EN LONDRES

DIAS	£ por tonelada		DIAS	£ por tonelada	
	Contado	3 meses		Contado	3 meses
Agosto 3.....	62.10.0	62.18.9	Agosto 20.....	62. 8.9	62.17.6
> 7.....	62.12.6	63. 0.0	> 21.....	62. 7.6	62.16.3
> 8.....	62. 7.6	62.16.3	> 22.....	62. 7.6	62.16.3
> 9.....	62. 7.6	62.17.6	> 23.....	62.11.3	63. 0.0
> 10.....	62. 7.6	62.17.6	> 24.....	62.12.6	63. 0.0
> 13.....	62. 7.6	62.17.6	> 27.....	62.12.6	63. 0.0
> 14.....	62. 8.9	62.17.6	> 28.....	62.11.3	62.18.9
> 16.....	62. 8.9	62.18.9	> 29.....	62. 8.9	62.16.3
> 17.....	62. 7.6	62.17.6	> 30.....	62.11.3	62.18.9

VALOR DE LA LIBRA ESTERLINA

DIAS	\$ por £	DIAS	\$ por £
Agosto 3.....	39.68	Agosto 19.....	39.65
> 7.....	39.66	> 20.....	39.65
> 8.....	39.66	> 21.....	39.64
> 9.....	39.66	> 22.....	39.58
> 10.....	39.66	> 23.....	39.58
> 11.....	39.67	> 24.....	39.58
> 13.....	39.68	> 25.....	39.56
> 14.....	39.67	> 27.....	39.57
> 16.....	39.66	> 28.....	39.60
> 17.....	39.65	> 29.....	39.58
> 18.....	39.65	> 30.....	39.59

SALITRE

Agosto 16.

En la reunión general de la Asociación de Productores que se celebró el 14 del presente, fué aprobado el nuevo proyecto de centralización de ventas en los mercados consumidores y la fijación de los precios se dejó a la decisión del Directorio de la Asociación, los que ya han sido fijados sujetos a la confirmación del Presidente de la República, el nuevo proyecto ha quedado en vigencia desde luego. Los americanos y otros países, fuera de los mercados Europeos y de Africa, se basarán en la cotización f.a.s.

Las ventas en la costa durante esta quincena de venta libre, subió solamente a 20,000 toneladas para entregas durante Agosto al precio de 16/4 y para Noviembre a Marzo a 16/6 por quintal métrico. En calidad refinada ha habido

pequeñas transacciones para entregas Agosto al precio de 16/7.

El mercado Europeo ha estado paralizado debido a las negociaciones pendientes, y las transacciones que se registran para entregas inmediatas en playa Bélgica, son a £ 9.8.0, Holanda £ 9.10.0, Francia £ 9.17.6.

El total exportado durante Julio, fué de 1.927,252 qtls. méts., comparado con 2.355,102 qtls. méts., exportado durante el mismo mes de 1927.

Lo exportado durante la primera quincena de Agosto, se calcula en 1.058,725 qtls. méts. contra 1.263,863 qtls. méts., exportado el mismo período del año 1927.

La producción durante Julio subió a 2.643,253 qtls. méts., con 69 oficinas trabajando, demostrando un aumento de 1.270,166 qtls. méts., comparado con el mes de Julio de 1927, cuando trabajaban 36 oficinas.

El total de las ventas y fletamentos para embarques durante el año salitrero 1928-1929 hasta el 31 de Julio, sube a 615,305 toneladas métricas.

Las existencias en la costa al 31 de Julio, se calculan en 752,200 toneladas métricas.

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

	Producción qtls. méts.	Exportación qtls. méts.
1925	2.157,630	2.407,373
1926	1.594,861	1.334,236
1927	1.270,160	2.355,102
1928	2.643,253	1.927,252

El firme estado a que cerró hace una quincena atrás el mercado de fletes, por salitre solamente, se dejó sentir los primeros días de la quincena bajo revista. Parece que la demanda solamente vino de un punto, y después que se llenaron estos requisitos, otros exportadores no demostraron inclinación a estos precios y los armadores que tenían espacio disponible para embarque pronto, han tenido que aceptar muchísimo menos, como puede verse en la lista de más abajo:

Para Reino Unido un cargamento completo por vapor se fletó para embarque Noviembre al precio de 26/6 para un puerto con 9 d. extra para un segundo puerto, con las siguientes opciones: Málaga/Génova 27/6, Alejandría 29/6.

Los espacios contratados por líneas de la carrera durante la pasada quincena, han sido como sigue:

2,000 Tons. 10 Agosto/10 Septiembre 23/- Burdeos/Amberes.

200 Tons. 10 Agosto/10 Septiembre 23/- Burdeos/Amberes.

4,000 Tons. 20 Agosto/20 Septiembre 22/6 2 puertos Dunkirk, Amberes, Rotterdam, Amsterdam, Hamburgo.

2,000 Tons. 20 Agosto/20 Septiembre 20/6 Amberes/Hamburgo.

1,500 Tons. pronto, 19/- Amberes/Hamburgo.

2,000 Tons. 20 Agosto/20 Septiembre 21/- Hamberes/Hamburgo.

2,000 Tons. 15 Agosto/15 Septiembre 19/- R. U. o Cont. Costa Occidental opción Dunkirk/Hamburgo.

1,000 Tons. Diciembre 26/6 Plymouth.

1,000 Tons. Febrero 26/6 Plymouth.

1,000 Tons. mensual Octubre/Marzo 27/6 Burdeos/Hamburgo.

1,630 Tons. Octubre/Noviembre 30/- para Martinique.

Se puede decir que el mercado cierra flojo para embarques prontos y sin cambio para embarque durante los meses de la estación.

Para Estados Unidos Galveston/Boston, no hemos tenido conocimiento de fletamentos completos, y la cotización nominal para Agosto/Septiembre, es de 4.50 dollars. Se han contratado varios lotes por líneas de la carrera para Agosto y Septiembre directamente para New York a 4 dollars. Para la costa Occidental se podría aceptar 3.50 dollars por cargamento completo para embarque durante Septiembre/Octubre para San Pedro/Puget Sound.

Agosto 30.

El nuevo sistema de ventas adoptado por la Asociación de Productores de Salitre, ha comenzado bajo el nombre de "Corporación de Ventas", los precios fijados para los países Europeos, no han sido publicados, pero se dicen estar sobre una escala para entregas desde Septiembre adelante con descuentos a los grandes compradores.

Los precios para otros países, basados sobre la base f.o.b., han sido fijados como sigue: Agosto 10 16 al 15 de Septiembre 16/15, subiendo 1/2 d. por quintal métrico por cada día, hasta el 31 de Diciembre y desde Enero 1.º al 30 de Junio a 16/7.

El mercado Europeo no ha demostrado actividad, registrándose grandes ventas en Francia para entregas futuras a los nuevos precios.

El total de ventas de salitre para el año salitrero 1928/1929, se calcula en 792,190 toneladas métricas, de las cuales 500,672 toneladas métricas, fueron vendidas por productores y 291,518 toneladas métricas son a consignación.

El mercado de fletes por salitre, ha estado sumamente tranquilo durante la pasada quincena, debido, sin duda, a que los varios exportadores, bajo el nuevo proyecto de centralización, han solicitado distribuir salitre en Europa, sin saber todavía qué cantidad será entregada a cada uno.

Por el momento es difícil poder pronosticar sobre fletes hasta que no se haya visto el nuevo régimen en plena actividad, pero la opinión general, es que los fletes subirán, pues se espera que los bajos precios que reinan para los mercados consumidores Europeos, será causa para que haya grandes embarques durante la próxima estación.

Durante el período bajo revista se ha visto solamente un fletamento, es decir, 7,000 toneladas por vapor 20 Septiembre/20 Octubre fecha de cancelación para Burdeos/Hamburgo a 26/-

con las siguientes opciones: Atlántico puerto Norte de España 26/3, Mediterráneo Málaga/Nápoles 27/9, Alejandría 29/- y también Danzig a este último precio. Los únicos fletamentos de espacio por Cías. de la Carrera, han sido 1,000 toneladas pronto, Amberes/Hamburgo a 18/- y dos pequeños lotes para Liverpool directamente, también para embarque pronto a 20/- y 21/-.

Para Estados Unidos Galvestón/Boston según noticias recibidas por la Asociación de Productores se ha cerrado un fletamento para Septiembre/Octubre a 4.75 dollars Americanos. Por líneas de la carrera directamente a Nueva York, se ha contratado espacio para Agosto/Septiembre a 4 dollars. Para la Costa Occidental San Pedro/Puget Sound puertos de costumbre se registran negocios a 4 dollars para embarques durante Septiembre.

CARBON

Agosto 16.

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

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

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

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

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

Agosto 30.

No han habido transacciones en Carbón extranjero durante la quincena.

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

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

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

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



ESTADISTICA DE METALES

Precio medio mensual de los metales:

PLATA

	Nueva York		Londres	
	1927	1928	1927	1928
Enero.....	55.795	57.135	25.863	26.313
Febrero.....	57.898	57.016	26.854	26.205
Marzo.....	55.306	57.245	25.655	26.329
Abril.....	56.399	57.395	26.136	26.409
Mayo.....	56.280	60.298	26.072	27.651
Junio.....	56.769	60.019	26.203	27.459
Julio.....	56.360	59.215	25.983	27.262
Agosto.....	54.718	58.880	25.224	27.096
Septiembre.....	55.445	----	25.565	----
Octubre.....	56.035	----	25.776	----
Noviembre.....	57.474	----	26.526	----
Diciembre.....	57.957	----	26.701	----
Año, término medio	56.370	----	26.047	----

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

COBRE

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

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

PLOMO

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

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

ESTAÑO

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

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

ZINC

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

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

Producción mensual de cobre crudo. Tons. cortas.

	1928					
	Febrero	Marzo	Abril	Mayo	Junio	Julio
Alaska.	908	3,495	2,084	1,767	2,351	999
Butte & Superior.	—	+ 205	—	—	128	—
Calumet & Arizona.	2,041	2,019	2,102	2,726	1,991	1,593
Magma.	1,398	1,346	1,525	1,451	1,593	1,584
Miami.	1,955	2,029	2,092	2,185	2,055	1,756
New Cornelia.	3,267	3,318	3,224	2,924	3,050	2,989
Nevada Con.	—	+ 26,288	—	—	+31,854	—
Old Dominion.	992	1,009	988	1,010	882	819
Phelps Dodge.	7,331	7,803	8,334	8,083	8,887	8,193
United Verde Extensión	1,624	1,699	1,604	1,724	1,670	1,793
Utah Copper.	—	27,810	—	—	+30,296	—
Tennessee Copper.	514	596	526	582	527	541

EXTRANJERO

Boleo, Méjico.	1,262	1,130	1,012	953	882	—
Furukawa, Japón.	1,563	—	—	—	—	—
Granby Cons., Canadá.	2,155	2,326	2,406	2,505	2,345	2,492
Union Miniere, Africa.	9,590	10,864	10,780	10,689	10,120	10,820
Mount Lyell, Aust.	—	+1,510	—	—	+1,594	—
Sumitomo, Japón.	1,381	1,316	1,483	1,475	1,347	—
Bwana M Kubwa.	600	533	392	556	542	—
Braden Copper Co.	8,504	8,504	8,506	9,544	8,129	9,075
Chile Exploration Co.	8,119	7,854	8,155	8,797	9,785	9,969
Andes Copper Mining Co.	2,152	2,152	2,152	2,816	4,144	4,315

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

	1926		1927		1928	
	Mensual	Diaria	Mensual	Diaria	Mensual	Diaria
Enero.	71,026	2,291	76,198	2,458	68,469	2,209
Febrero.	68,131	2,433	69,202	2,772	67,423	2,325
Marzo	75,728	2,443	69,314	2,236	70,327	2,269
Abril	73,454	2,448	71,122	2,371	69,230	2,308
Mayo	73,542	2,372	71,613	2,310	73,229	2,378
Junio.	71,317	2,377	69,539	2,318	73,224	2,441
Julio.	72,228	2,330	65,545	2,114	73,426	2,369
Agosto	72,014	2,323	67,248	2,169
Septiembre	72,672	2,421	65,936	2,198
Octubre	75,099	2,423	68,595	2,225
Noviembre	74,947	2,498	68,080	2,269
Diciembre	72,205	2,329	67,377	2,173
Total.	872,509	..	829,878	..	496,319	..
Promedio mensual	72,709	..	69,165	..	70,903	..
Promedio diario	2,390	..	2,274	..	2,330

MERCADO DE MINERALES Y METALES

Estas cotizaciones que han sido tomadas del *Engineering and Mining Journal-Press* de Nueva York, Agosto de 1928, se refieren a ventas en grandes lotes al por mayor, libre a bordo (f. o. b.) New York, salvo que se especifique de otra manera. Los precios de Londres están dados de acuerdo con los últimos avisos. El signo \$ significa dollars U. S. Cy.

Metales

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

Antimonio.—Standard en polvo a 200 mallas, óxido blanco de la China de 99% Sb_2O_3 a 10 centavos la libra (nominal).

Bismuto.—En lotes de toneladas, precio \$ 1.70 por libra.—En pequeñas partidas \$ 2.25 por libra.—Londres, 7 sh 6d.

Cadmio.—Por libra a \$ 0.70.—En Londres de 2 a 3 sh. para metal australiano. Excelente demanda.

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

Magnesio.—Precio por libra y en lotes de tonelada, de \$ 0.90 a \$ 1.10.—Londres 4 sh. a 4 sh. 3 d. de 99%.—Mercado firme.

Molibdeno.—Por gramo de 99%, 4 centavos.—Generalmente se vende como molibdato de calcio a razón de 95 centavos por lb. de Mo., o bien como aleación de ferromolibdeno de 50 a 60% de Mo., a \$ 1.20 f. o. b. por lb. de Mo. contenido.

Mercurio.—\$ 125 a \$ 127 por frasco de 76 libras.—Londres a £ 23.—Mercado firme.

Níquel.—Electrolítico \$ 0.37, la libra con 99.9% de ley.—Londres £ 170 a £ 175 por tonelada de 2,240 libras, según la cantidad. Las demandas continúan bastante buenas.

Paladio.—Por onza, se cotiza de \$ 42 a 44.—En pequeñas partidas a \$ 55 por onza.—Londres £ 10¹/₄ a £ 11¹/₂ la tonelada (nominal).

Platino.—Precio oficial de metal refinado, \$ 78 la onza. Los negociantes y refinadores cotizan la onza de metal refinado de \$ 74.—a \$ 74.50 al contado.—Precio nominal. Londres £ 16 a £ 17 por onza refinado.

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

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

Tungsteno.—En polvo, de 97 a 98%, de ley, \$ 0.95 a \$ 0.97 por libra de tungsteno contenido.

Minerales metálicos

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

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

Mineral de Manganeseo.—De \$ 0.35 a \$ 0.38 por unidad en la tonelada de 2,240 libras en los puertos, más el derecho de importación. Mínimo 47% de Mn. Productos del Cáucaso lavado de 53 a 55% se cotiza de \$ 0.38 a \$ 0.40 por unidad en la tonelada. Para productos químicos, polvo grueso o fino de 82% a 87% de MnO_2 , Brasileiro o Cubano \$ 70 a \$ 80 por tonelada, en carros Del país de 70 a 72% a un precio entre \$ 40 y \$ 50 por tonelada.

Mineral de Plomo (Galena).—Precio medio sobre la base de 80% de plomo, a \$ 82.50 por tonelada de 2,000 libras.

Mineral de Zinc (Blenda).—Precio medio sobre la base de 60% de Zinc, a \$ 40 por tonelada de 2,000 libras.

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

Minerales no metálicos

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

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

Asbesto.—Crudo N.º 1, \$ 625. Crudo N.º 2 \$ 385; en fibras \$ 190 a \$ 225. Stock para techos, \$ 55 a \$ 115. Stock para papel \$ 45 a \$ 50. Stock para cemento \$ 25. Desperdicios \$ 10 a \$ 20. Fino, \$ 15. Todos estos precios son por tonelada de 2,000 libras f. o. b. Quebec; el impuesto y los sacos están incluidos. Existe un mercado muy activo y firme. Las minas trabajan a su total capacidad.

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

Barita.—Mineral crudo, \$ 7 por tonelada f. o. b.; minas de Georgia. Excelente demanda. Blanca, descolorada, a 300 mallas \$ 19 la ton.—Mineral crudo de 93% SO_4Ba con un contenido no superior de 1% de fierro \$ 6.50 f. o. b. minas.

Bauxita.—N.º 1 mineral puro, sobre 55% a 58% de Al_2O_3 y con menos de 5% de SiO_2 y menos de 3% de Fe_2O_3 \$ 8.—por ton. de 2,240 libras f. o. b. minas Georgia.—En polvo y seca a \$ 14; calcinada \$ 18 a \$ 20.

Bórax.—Granulado en polvo \$ 0.04 por libra f. o. b. en plantas de Pensylvania. En cristales por libras 2³/₄ ctv. en sacos y en lotes mayores a una tonelada sobre carros.

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

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

Feldespató.—Por tonelada de 2,240 libras f. o. b. en carro de Nueva York, N.º 1 crudo \$ 9; N.º 1 para porcelanas, a 140 mallas, \$ 16.—por ton. Para esmalte, 140 mallas, \$ 13.75. Para vidrios a 200 mallas, \$ 15.50. Buena demanda.

Fluospato.—En colpa, con no menos de 85% de CaF_2 y no más de 5% de SiO_2 , \$ 16.—a \$ 17.—por tonelada de 2,000 libras.

Grafito.—De Ceylán de primera calidad, por libra, en colpa, \$ 0.08 a \$ 0.08 $\frac{1}{2}$. En polvo de \$ 0.03 a \$ 0.05. Amorfo crudo, \$ 15 a \$ 35 por tonelada según la ley.

Kaolina.—Precios f. o. b. Virginia, por tonelada corta, cruda N.º 1, \$ 7. Cruda N.º 2, \$ 5.50. Lavada, \$ 8. Pulverizada, \$ 10 a \$ 15. Inglesa importada f. o. b. en los puertos americanos, en colpa de \$ 13 a \$ 21.—Pulverizada, \$ 45 a \$ 50.

Magnesita.—Por tonelada de 2,000 libras f. o. b. California, calcinada en colpa, 80% MgO , Grado «A» a 200 mallas, \$ 42. Grado «B» \$ 37.50 Cruda \$ 11. Calcinada a muerte \$ 29.

Mica.—Precios f. o. b. en Nueva York por libra impuestos pagados, clase especial, libre de fierro, \$ 3.75; N.º A 1, \$ 3.50 a \$ 4.—N.º 1 a \$ 3.—; N.º 2, \$ 2.50 a \$ 2.75; N.º 3 a \$ 1.30; N.º 4 a \$ 0.80; N.º 5 a \$ 0.45. Las clases se refieren al tamaño de las hojas.

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

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

Piritas.—Españolas de Tharsis de 48% de azufre, por tonelada de 2,240 libras c. i. f. en los puertos de los Estados Unidos, tamaño para los hornos, ($2\frac{1}{2}$ " de diámetro) a 14 centavos la unidad.

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

Cuarcita.—99% de SiO_2 ; Arena para fabricar vidrios, \$ 0.75 a \$ 5, por tonelada; para ladrillo y moldear, \$ 0.65 a \$ 3.50.

Talco.—Por tonelada, de 99% en lotes sobre carro, molido a 200 mallas, extra blanco, \$ 10.—De 96% a 200 mallas, medio blanco, de \$ 9.—Incluido envase, sacos de papel de 50 libras.

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

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

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

Otros productos

Nitrato de soda.—Crudo a \$ 2.10 a \$ 2.12 por cada 100 libras. En los puertos del Atlántico.

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

Oxido de Arsénico.—(Arsénico blanco) \$ 0.04 por libra. En Londres, a £ 17 por tonelada de 2,250 libras de 99%.

Oxido de Zinc.—Precio por libra, ensacados y en lotes sobre carro y libre de plomo; 0.06 $\frac{1}{2}$. Francés, sello rojo, a \$ 0.09 $\frac{3}{4}$.

Sulfato de Cobre.—Ya sea en grandes o pequeños cristales de 5.30 a 5.40 centavos por libra.

Sulfato de Sodio.—Por tonelada a granel f. o. b. Nueva York, \$ 10 a \$ 17.

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.—Agosto de 1928

ZONAS	Depar- tamentos	Compañías Carboneras	Minas	PRODUCCIÓN EN TONELADAS				Personal ocupado Obreros y Em- pleados
				Bruta	Neta	Bruta	Neta	
1.º Departamento de Concepción.....	Concepción Concepción	Lirquén Cosmito	Lirquén Cosmito	7.520	6.389	8,622	7,680	579
				1.102	841			173
2.º Bahía de Arauco.....	Coronel	Schwager	Coronel	40.778	36.693	93,548	84,529	3,938
	Coronel	Lota	Chifón Grande, Pique Grande y Pique Alberto	52.770	47.836			5,667
3.º Resto provincia de Concepción.....	Coronel Arauco	Curanilahue Lebu	Curanilahue y Plegarias Fortuna y Constancia	10.974	9.562	11,628	9,826	1,331
				654	264			153
4.º Provincia de Valdivia.....	Valdivia	Máfil	Máfil	1.014	970	2,561	2,457	76
	Valdivia	Sucesión Arrau	Arrau	1.547	1.487			96
5.º Territorio de Magallanes.....	Magallanes	Menéndez Behety	Loreto	3,807	3.365	3,807	3,365	96
Total						120,166	107,857	12,109

CUADRO II

Producción de cobre en barras.—Agosto de 1928

COMPAÑÍAS	Estableci- mientos	MINERALES BENEFICIADOS		COBRE FINO (Barras)		PERSONAL			
		Tonela- das	Ley	Tonela- das	Ley	Obreros		Empleados	
						Chilenos	Extran- jeros	Chilenos	Extran- jeros
Chile Exploration C.º.....	Chuquicamata	668,357	1,56%	9,965	99,95%	4,945	433	721	319
Andes Copper Mining C.º.....	Potrerillos	356,251	1,53%	4,060	99,41%	4,289	04	486	269
Cía. Minas y Fundición de Chagres.....	Chagres	2,268	11,71%	245	99,00%	557	0	77	1
Société des Mines de Cuivre de Naltagua.....	Naltagua	4,305	9,43%	391	99,28%	656	8	26	18
Braden Copper C.º.....	El Teniente	464,477	2,25%	8,224	99,72%	5,642	31	744	119
Cía. Minas de Gatico.....	Gatico	3,293	8,33%	242	99,50%	978	11	60	11
Total		1.498,953		23,128		17,087	547	2,114	735

CUADRO III

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

COMPAÑIAS	Producto	Uni- dad	Total 1926	Total 1927	Año 1928			
					Mayo	Junio	Julio	Agost.
Beneficiadora de Taltal, Cía. Minas.....	Plata fina.....	Kgs.	—	—	673	620	576	—
Condoríaco, Soc. Benef. de plata de.....	Plata.....	»	2,047	2,142	232	152	156	139
	Oro.....	»	26	40	3	4,2	4,3	3,6*
Disputada de las Condes, Cía. Minera.....	Concent. 23% cobre	Tons.	8,523	16,336	1,825	927	1,168	1,817
Gatico, Cía. Minas de...	Cobre fino.....	»	1,594	1,956	321	266	181	241
Guanaco, Cía. Minera del Nacional de Plomo, Soc. Fundición.....	Minerales 21% cobr.	»	202	298	32,7	31,19	15,8	15,7
Poderosa, Mining Com- pany.....	Concent. 65% plomo	»	1,576	2,396	350	—	—	—
	Concent. cobre.....	»	7,125	9,380	1,078	1,078	1,078	1,078
Tocopilla, Cía. Minera de.	Minerales 15% co- bre.....	»	—	—	1,908	1,960	2,150	—
	Concent. 28% co- bre.....	»	—	—	660	640	620	—
Minera e Industrial de Chile, Cía.....	Carbón.....	»	807,570	840,085	79,453	72,522	70,196	62,366
Schwager, Cía. Carboní- fera y de Fundición...	Carbón.....	»	420,156	434,938	35,451	37,738	42,355	40,778

(*) Concentrados de 65% de plomo.

CUADRO IV

Producción de las principales compañías estañíferas de Bolivia

COMPAÑIAS	Producto	Uni- dad	Total 1926	Total 1927	Año 1928			
					Mayo	Junio	Julio	Agost.
Araca, Emp. de Estaño de Cerro Grande, Cía. Esta- ñífera de.....	Barrilla estaño.....	Tons.	2,438	2,306	234	237	244	196
Colquiri, Cía. Minas de..	» »	Q. esp.	17,053	18,506	1,404	1,123	1,006	1,019
Morococala, Cía. Estañí- fera.....	» »	»	9,159	9,856	1,040	1,020	1,060	1,205
Oploca, Cía. Minera y Agrícola.....	» »	»	37,300	30,646	3,043	3,261	3,200	3,337
Ocuri, Cía. Estañífera de.	» »	»	75,680	85,800	9,400	8,800	8,800	8,690
	» »	»	9,110	11,543	670	830	920	770
Oruro, Cía. Minera de...	Barrilla estaño...	Tons.	1,320	1,375	140	145	130	130
	Plata.....	Kgs.	13,553	12,553	1,141	1,128	1,160	957
Patiño, Mines & Enter- prises Cons.....	1.ª Quinc. Sn. fino.	Tons.	10,260	12,301	666	698	739	822
	2.ª Quinc. Sn. fino.	»	—	—	792	726	877	886
	Barrilla estaño...	Q. esp.	22,921	24,046	2,365	2,130	2,092	1,853
	Media barrilla...	»	5,133	8,899	517	515	543	414
Porvenir de Huanuni, Cía. Minera.....	Plata.....	Onzas	847,470	756,259	—	—	—	—
	Cobre.....	Kgs.	100,829	47,100	—	—	—	—
	Plata, zinc Concentrados....	Tons.	4,894	8,385	1,030	1,170	1,080	—