

BOLETIN

DE LA

Sociedad Nacional de Minería

DIRECTORIO DE LA SOCIEDAD

Presidente
Cárls Besa

Vice-Presidente
Cesáreo Aguirre

Directores

Aldunate Solar, Cárlos
Avalos, Cárlos G.
Chiapponi, Marco
Dorion, Fernando
Elguin, Lorenzo

Gallardo González, Manuel
Gandarillas, Javier
Harnecker, Otto
Lecaros, José Luis
Lira, Alejandro

Maier, Ernesto
Malsh, Cárlos
Pinto, Joaquin N.
Vattier Cárlos
Yunge, Guillermo

Secretario

ORLANDO GHIGLIOTTO SALAS

Los cuerpos azoados artificiales, similares del Salitre de Chile

(Conclusion)

b). *Nitrato de Calcio*.—La fabricacion del nitrato de calcio, llamado en el comercio salitre de Noruega, se efectúa saturando el ácido nítrico sintético por la cal viva; al cuerpo obtenido se agrega pequeñas cantidades de cal para formar un producto ménos hidrosópico—nitrato básico de calcio—que el nitrato de calcio de fórmula química determinada.

La saturacion del ácido nítrico i de los vapores nitrosos se puede efectuar por dos métodos: via húmeda i seca, i a su vez la absorcion por via húmeda se puede efectuar por dos procedimientos: la absorcion básica i la absorcion ácida. La absorcion ácida es utilizada por Birkeland-Eyde i consiste en absorber los vapores nitrosos por una corriente de agua pulverizada que marcha en sentido contrario a ellos, la disolucion nítrica así obtenida se satura por la cal viva. La absorcion básica ha sido propuesta por la Badische Anilin; en vez de una corriente de agua pulverizada, se usa una disolucion—o mejor una lejía de cal—la que absorbe los gases nitrosos.

Por via seca solo existe el procedimiento propuesto por Schloessing, que será probablemente el usado en el porvenir, i consistente

en hacer actuar los gases nitrosos, aun calientes, 300°, 400° sobre la cal viva colocada en retortas especiales.

Los procedimientos de fabricacion del nitrato de calcio deben ante todo formar un nitrato de calcio, exento en lo posible de nitrito, i ademas absorber la mayor cantidad posible de gases nitrosos. El procedimiento Schoesing permitiria, segun su autor, fabricar nitrato de calcio con 14 % de ázoe—sin mezcla de nitrito de calcio—i absorberia casi completamente los gases nitrosos; los procedimientos básico i ácido producen un nitrato con lei de 13% de ázoe, necesitando ademas operaciones especiales para trasformar el nitrito que contiene, se pierden asimismo al rededor de 5 % de los gases nitrosos producidos en los hornos; actualmente con los procedimientos de absorcion en uso se obtienen por cada 500 kilogramos de ácido nítrico 623 kilogramos de nitrato de calcio.

Precio de costo i venta del ácido nítrico sintético i del nitrato de calcio.—El precio de costo del ácido nítrico sintético ha disminuido despues de la instalacion de las primeras fábricas debido a los perfeccionamientos que ha alcanzado la fabricacion; el precio de costo del nitrato de calcio depende ante todo del precio del ácido, el cual es difícil determinar exactamente por ser complicados i diversos los factores que intervienen en su formacion; dos son los mas importantes: el precio de la enerjía eléctrica i el rendimiento. El precio de la enerjía eléctrica es sumamente variable; es un factor que solo se puede considerar en globo; no así el rendimiento, del cual se puede decir que hoi dia es de 550 kilogramos de ácido nítrico anhidro por kilowatt-año.

Cuando se formó la sociedad destinada a esplotar los privilejios Birkeland-Eyde, Mr. Thompson calculó que el precio del kilogramo de ázoe en forma de ácido nítrico valdria \$ 0.42 oro i en forma de nitrato de calcio \$ 0.46 oro. Mas tarde el profesor Guye publicó una serie de estudios en que calculó el precio de costo del ácido nítrico i del nitrato de cal, tomando como bases un precio determinado para la enerjía eléctrica—50 francos el kilowatt-año—i un rendimiento de 500 kilogramos para la misma unidad, los cálculos del profesor Guye dan \$ 0.61 oro para el kilogramo de ázoe en forma de ácido nítrico i \$ 0.66 cuando se encuentra en forma de nitrato.

El ingeniero La Brosse, mui conocido por sus estudios hidroeléctricos, despues de una visita detenida de la fábrica Notodden, calcula que el costo del kilogramo de ázoe en cualquiera forma no puede variar sino entre \$ 0.52—0.62 oro, miéntras que el profesor Flusin, en su informe al Ministerio de Agricultura frances, tomando

en cuenta los rendimientos alcanzados, estimó que el costo de la misma unidad varía entre \$ 0.44—0.52 oro.

El precio de venta del kilogramo de ázoe en forma de ácido nítrico sintético de 36° Beaumé es de \$ 1.35 oro i el del nitrato de calcio, por cantidades superiores a 50 barriles, es de \$ 0.81, segun las últimas cotizaciones publicadas por las Compañías vendedoras.

Nitrito de sodio. La fabricacion de este cuerpo se efectuaba hasta hace poco reduciendo el nitrato de sodio; hoi dia esta fabricacion ha sido reemplazada. La absorcion de los gases nitrosos que se escapan en las últimas torres de absorcion de las fábricas noruegas de salitre sintético, por medio de una lejía de soda, permite fabricar mas económicamente el nitrito de sodio que por el antiguo sistema. Las cantidades de salitre de Chile que ántes se trasformaban en nitrito se estimaban en el 1 % de la esportacion.

Otras sustancias. Entre los cuerpos que merecen citarse en este capítulo señalaremos: el nitrato de amonio, los nitro-fosfatos i los nitratos de sodio i de calcio fabricados por el procedimiento Guye.

La fabricacion del nitrato de amonio avanza de dia en dia; el procedimiento Ostwald, que hemos señalado, permite fabricarlo económicamente partiendo del amoniaco; las fábricas noruegas en Notodden lo fabrican absorbiendo, por disoluciones amoniacaes, el ácido nítrico i se le tiene en menores cantidades por doble descomposicion del salitre noruego i el sulfato de amonio. Hasta hoi dia, muchas fábricas han preparado sulfato de amonio, debido sobre todo al precio elevado del ácido nítrico, pero cuando éste tenga precios mas bajos nada impedirá la fabricacion de nitrato de amonio. El precio de venta actual del kilogramo de ázoe, en forma de nitrato de amonio, es de \$ 1.32 oro.

Los nitro-fosfatos son sustancias minerales que se han propuesto últimamente como abonos, se fabrican por la accion del ácido nítrico sobre los fosfatos naturales; la industria de los nitro-fosfatos en un porvenir no mui lejano reemplazará a la actual de los superfosfatos, mezclas de sulfato de calcio i de fosfato soluble de calcio. La condicion económica para su desarrollo es la misma que en el caso anterior, ácido nítrico a precios bajos. La fabricacion de los nitro-fosfatos se efectúa de dos modos: por accion directa del ácido nítrico sobre los fosfatos o produciendo el ataque de ellos por los vapores nítricos i nitrosos obtenidos en los hornos eléctricos ya mencionados.

El profesor Guye ha propuesto asimismo la fabricacion del nitrato de sodio i del nitrato de calcio, directamente, valiéndose de la accion de los gases producidos en los hornos eléctricos sobre los clo-

ruros correspondientes, de este modo se obtendria como producto secundario el ácido clorhídrico que puede trasformarse a su vez en cloro i sus demas derivados.

Nitrato de sodio i ácido nítrico químico.—No seria completo el presente trabajo si no diésemos los datos suficientes para que se pudiesen hacer comparaciones entre los precios de costo de las demas sustancias azoadas ya citadas i el salitre de Chile; agregamos ademas los datos relativos al ácido nítrico fabricado químicamente, porque la cantidad de salitre que se emplea en su fabricacion se puede calcular en el 20-22 % de la esportacion.

El precio de costo mínimo del salitre chileno de 95 % en las actuales condiciones de esplotacion i elaboracion, me parece no estar distante de ser 5 chelines los 46 kilogramos al costado del buque i el precio medio de la produccion de toda la industria se puede estimar en 6 chelines, o lo que representa, respectivamente, \$ 0.46 i 0.55 oro para el kilogramo de ázoe; si agregamos un chelin i medio por quintal español para fletes, seguros, comisiones, mermas i demas gastos tendremos que en los paises consumidores el precio de la unidad, el kilogramo de ázoe en forma de salitre de Chile, será de \$ 0.60 a 0.70 oro, respectivamente.

El precio actual de venta en el continente europeo fluctúa alrededor de \$ 0.75 el kilogramo de ázoe.

La fabricacion química del ácido nítrico se efectúa por medio del salitre chileno i el ácido sulfúrico, obteniéndose como producto secundario bisulfito de sodio, el solo procedimiento que hace excepcion es el Uebel, que en vez de ácido sulfúrico puro, lo emplea mezclando con polisulfatos. Pocas innovaciones se han hecho en la fabricacion química del ácido nítrico: fuera del procedimiento corriente de destilacion en calderos verticales, se puede citar el procedimiento Valentiner que efectúa la destilacion a precio reducido; el de Valentiner-Schwartz, modificacion del anterior i el de Uebel ya citado. Mas que en la destilacion, se han hecho perfeccionamientos en la condensacion de los gases nítricos desprendidos, entre otros se usan los procedimientos de condensacion de Griesheim, de Guttman-Rohrmann, Valentiner, Valentiner-Schwarz y Skoglund.

Con cualquiera de los procedimientos citados los rendimientos llegan al 96—98 % del teórico, pero en todos ellos el ácido nítrico producido resulta caro debido a la gran cantidad de ácido sulfúrico que hai que emplear; para obtener 1,000 kilogramos de ácido nítrico de 95 % de lei, se necesitan en la práctica alrededor de 1,450 kilogramos de salitre de Chile i 1,530 kilogramos de ácido sulfúrico de 96 %.

El precio de costo del ácido nítrico químico, espresado en la unidad-kilógramo de ázoe, es, según el profesor Guye, \$ 1.20 oro (1905) mientras que Guttman, autoridad en la materia, lo estima en \$ 1.25 oro (1908). Se han hecho algunas tentativas para obtener el ácido nítrico partiendo del salitre de Chile por otros procedimientos. Citaremos el procedimiento de Darling i los estudios del autor de estas líneas (1) sin obtenerse hasta hoy los resultados prácticos. Los precios de venta del ácido nítrico dependen sobre todo del estado de concentración en que este cuerpo se presenta; así el ácido nítrico de 36° Beaumé, que contiene 53% de ácido nítrico anhidro, vale \$ 1.42 el kilógramo de ázoe, mientras que el de 40° Beaumé, que contiene 63.5 %, de \$ 1.45 la misma unidad.

RESUMEN

I.—PRODUCCION DEL NITRATO DE SODIO I DEL SULFATO DE AMONIO

Años	Nitrato de sodio 15,6 % ázoe Toneladas métricas	Sulfato de amonio 20-21 % ázoe Toneladas métricas
1905	1.734.000	649.300
1906	1.800.000	731.270
1907	1.815.000	895.320
1908	1.950.000	884.200
1909	2.085.000	1.008.290

II.—PRECIO MEDIO DE VENTA DEL KILÓGRAMO DE ÁZOE

Años	Nitrato de sodio (a)	Sulfato de amonio (b)
1905	\$ 0.82 oro	\$ 0.78 oro
1906	0.91 »	0.75 »
1907	0.94 »	0.73 »
1908	0.81 »	0.72 »
1909	0.72 »	0.70 »

a) Precio medio en la costa, al costado del buque.

b) Precio medio en Hull.

(1) *La electrolisis del nitrato de sodio*.—Memoria premiada en concurso por la Sociedad de Fomento Fabril.

III.—PRECIO DE COSTO I VENTA DEL KILÓGRAMO DE ÁZOE EN FORMA DE ÁCIDO NÍTRICO

Precio de costo	Acido nítrico sintético	Acido nítrico químico
Calculado por Thompson.....	\$ oro 0.42
» por el prof. Guye...	» 0.61	\$ oro 1.20
» por el Inj. La Brosse	» 0.52-0.62
» por el prof. Flusin...	» 0.44-0.52
» por Guttman... ..	»	\$ oro 1.25

Precio de venta

Acido nítrico sintético 36 grados.....	\$ oro 1.35
» » químico 36 »	» 1.42
» » » 40 »	» 1.45

IV.—PRECIO DE COSTO I VENTA DEL KILÓGRAMO DE ÁZOE EN FORMA DE NITRATO

Precio de costo

Nitrato de calcio, calculado por S. G. Thompson..	\$ oro 0.46
» » » » por el prof. Guye....	» 0.66
» » » » por el Inj. La Brosse	» 0.52-0.62
» » » » por el prof. Flusin...	» 0.44-0.52
Salitre de Chile, al costado del buque.....	» 0.46
» » » » (medio).....	» 0.55
» » » » países consumidores.. ..	» 0.60
» » » » (medio).....	» 0.70

CONTINENTE EUROPEO.—DICIEMBRE DE 1910

Precio de venta

Nitrato de calcio.....	\$ oro 0.81
Salitre de Chile.....	„ 0.75

V.—PRECIO DE COSTO I VENTA DEL KILÓGRAMO DE ÁZOE

	Precio costo.	Precio venta.
Salitre de Chile.....	\$ 0.70 (1)	\$ 0.75
Nitrato de calcio.....	0.57 (2)	0.81
Sulfato de amonio....	0.26	0.70
Nitrato de amonio....	0.28 (3)	1.32
Cianamida de calcio....	0.64	0.79

(1) Precio medio en los países consumidores.

(2) Precio medio del Injeniero La Brosse.

(3) Segun Ostwald.

VI.—PRECIO DE COSTO DEL ÁCIDO NÍTRICO SINTÉTICO I NITRATO DE CAL EN LA EUROPA CENTRAL

El profesor Flusin ha estudiado esta cuestión partiendo de los datos experimentales que ha proporcionado la fábrica de Notodden. Ha calculado el precio del kilowatt-año en 80 i 130 francos respectivamente, i el rendimiento de 600 kgs. de ácido nítrico anhidro por kilowatt-año. Se obtienen así los precios de \$ 0.76 oro i \$ 1.09 por kgr. de ázoe fijado. De estos estudios el profesor Flusin deduce que la fabricación del *ácido nítrico sintético, con los rendimientos usuales, es perfectamente posible, en todos los países europeos que dispongan de hulla blanca*, pues el precio de 130 francos el kilowatt-año es un precio elevado para la energía eléctrica.

BELISARIO DIAZ OSSA

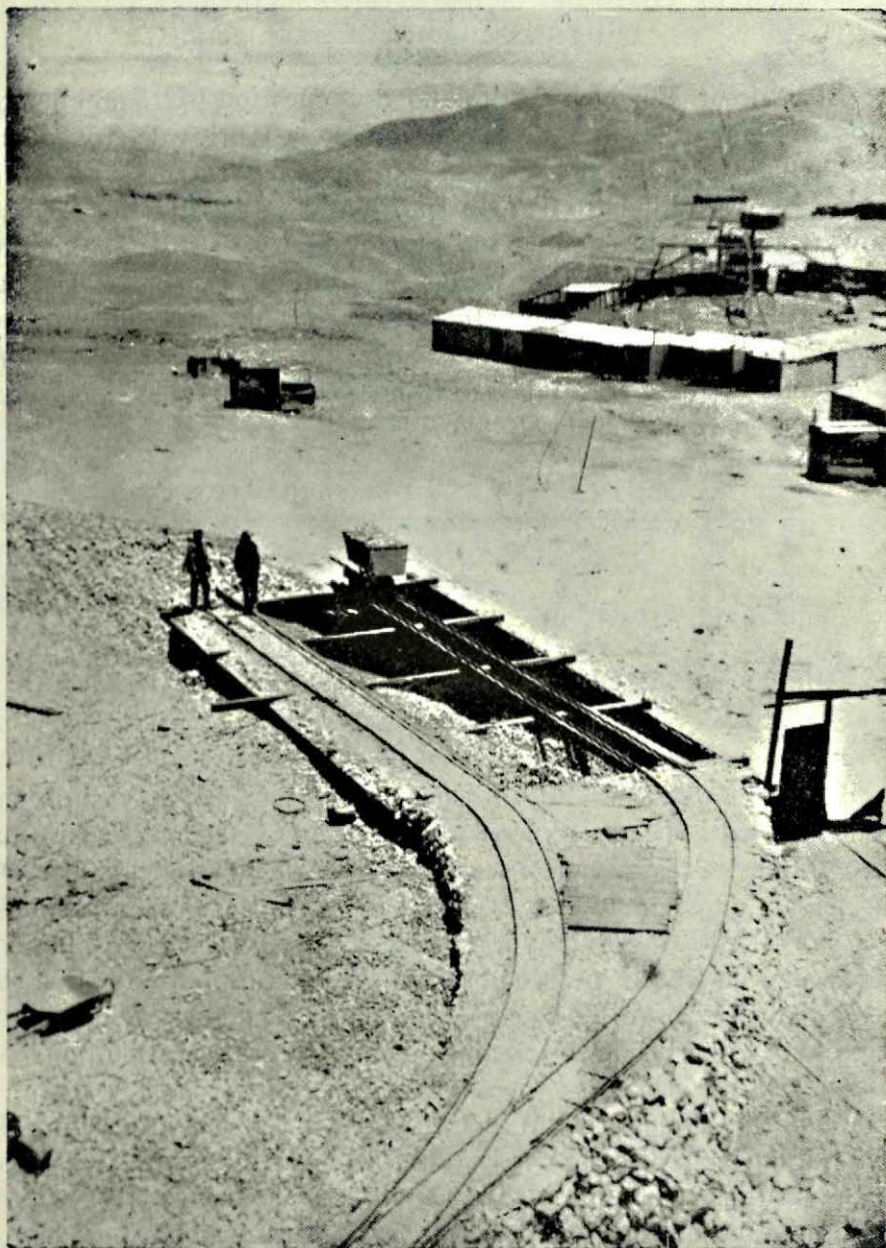
Profesor de Tecnología del Salitre de la Universidad de Chile.



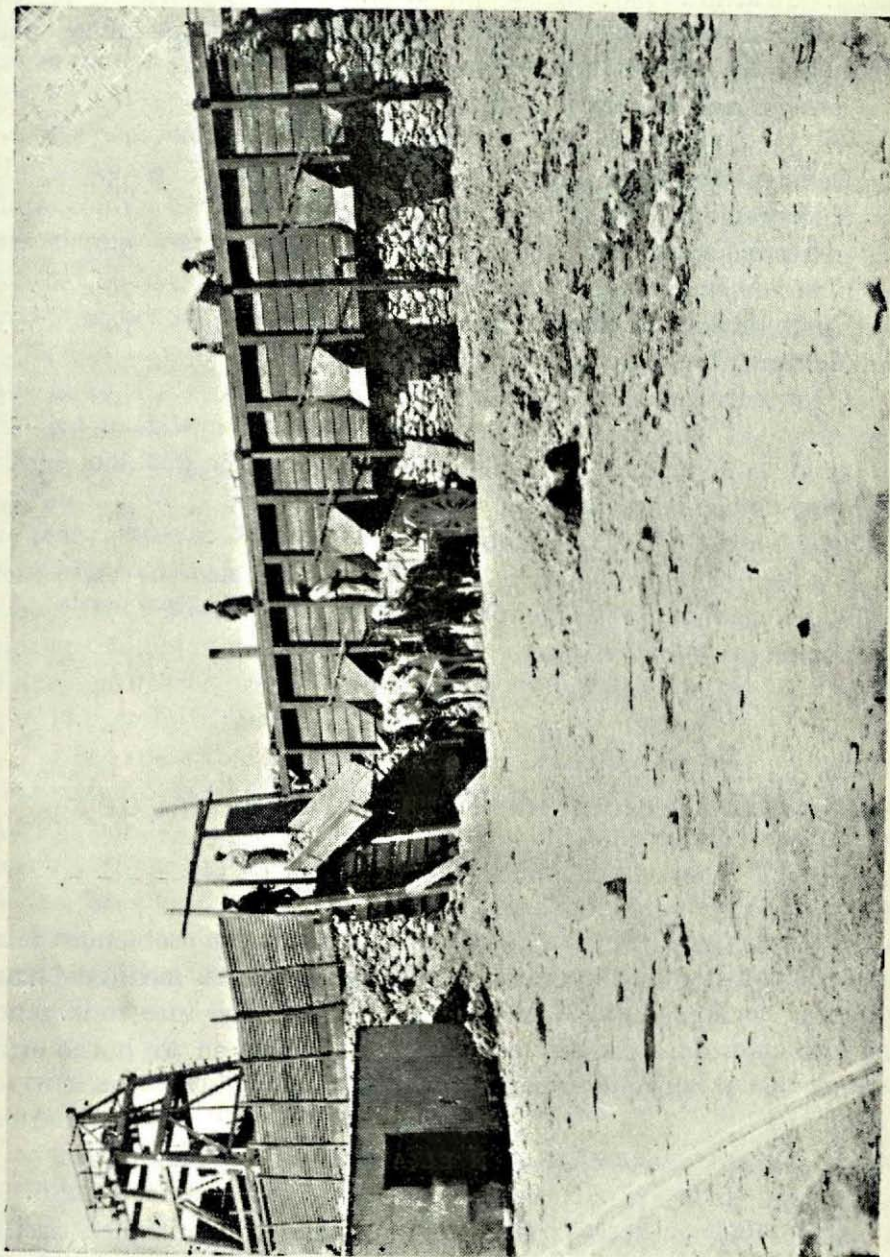
Tolvas para minerales en la mina Panizo de Chuquicamata

Los dos fotogramas adjuntos representan cuatro tolvas que he hecho construir en la mina Panizo de Chuquicamata. La vista número 1 muestra las tolvas en su parte superior; se notan en ella dos vías férreas, que son necesarias para poder llevarlas; el pequeño desnivel no permitió darles mayor altura. La vista número 2 muestra las tolvas en su frente; merece observarse en ella el muro de pirca sobre el cual descansan; la construcción ha resultado así sumamente sólida i económica, pues ha permitido eliminar gran cantidad de madera, que acá es cara.

Cada tolva tiene 1,80 m. de altura, 3 m. de largo i 4,50 m. de profundidad i puede contener hasta 24 toneladas de minerales. Están revestidas en su fondo con planchas de fierro de 31 3/4 mm. (1/8") de espesor i en sus paredes verticales con planchas de 16 mm. (1/16"); se han clavado sobre listones de pino de 10×10 cm. embutidos en la piedra, de base, i en su frente, sobre tabloncillos de roble de 25×38 mm. (10"×1 1/2"). Los montantes de madera tienen 10×20 cm. de escuadra. Las puertas son de fierro de 6,3 mm. (1/4") de espesor i de 1.40 m. de longitud, para permitir la carga fácil de las carretas; la sección de las puertas es de 1 metro de anchura por



1.—Tolvas vistas desde arriba.—«Mina Panizo», de Chuquicamata



2.—Tolvas vistas desde el frente.—«Mina Panizo», de Chuquicamata

0,60 m. de altura i para evitar que el mineral se deposite en las esquinas de las tolvas se han dotado en esas partes de pequeños planos inclinados que facilitan el escurrimiento.

El siguiente ha sido el costo de las tolvas:

Construccion de la pirca.....	\$ 350.—
Elaboracion de la madera i de las planchas de fierro, instaladas.....	650.—
Costo de la madera.....	700.—
Costo de las planchas de fierro.....	700.—
Movimiento de tierra para cancha de carga de las carretas.....	100.—
	<hr/>
	\$ 2,500.—

F. A. SUNDT

Ingeniero de Minas, Administrador de la Compañía
Minera Poderosa de Chuquicamata.



Horno eléctrico para la reduccion de minerales de fierro

A fin de quese puedan entender claramente los problemas relacionados con la reduccion de minerales de fierro por medio del carbon en el horno calentado eléctricamente, se debe ante todo tener una idea clara de cómo se efectúa esta reduccion en un horno ordinario; no en el horno de soplete eléctrico.

PRÁCTICA EN EL ALTO HORNO

El mineral de fierro contiene óxido de fierro, con sílice i arcilla como impurezas corrientes i mas o ménos humedad; su contenido en fósforo puede ser poco o mucho, pero su contenido en azufre debe ser bajo i no pasar de 0,5 por ciento. Si el mineral contiene mas de 1 por ciento, se le somete a previa calcina. En el horno, probablemente 99 por ciento del óxido de fierro es reducido a fierro metálico, 10 a 20 por ciento de la sílice es reducida por el carbon a silicio, el que

se combina con fierro; todo el contenido en fósforo queda en el lingote junto con una proporción variable de azufre; ésta proporción es tanto menor cuanto más básica se hace la escoria por medio de la cal i cuanto mayor es la temperatura en la descarga.

Se hace fusible la escoria por adición de flujos, los cuales se combinan con la sílice no reducida i con la arcilla del mineral. El flujo común es caliza cruda, pero es también de uso corriente la caliza magnésiana, que contiene $Mg. CO_3$, la magnesia aumenta la fusibilidad de la escoria si no está en mayor proporción respecto a la cal, que la indicada por la fórmula 2 C.a O. MgO . La cantidad de flujo agregado es variable i depende del grado de basicidad que se desea que la escoria tenga. Si el combustible empleado es coque, i por lo tanto con él llega al horno gran cantidad de azufre, la escoria formada debe componerse casi la mitad de cal i magnesia, para así tener un lingote pobre en azufre; si el combustible empleado es carbón de leña, el que casi siempre no contiene azufre, i si además el mineral está exento de azufre, la escoria debe componerse de un tercio de cal i magnesia i dos tercios entre sílice i alúmina: con esta escoria se obtiene la mejor calidad de lingote. Con esta escoria se gasta menos dinero en flujo i presenta la ventaja de ser más fácilmente fusible que la escoria básica de cal.

El combustible se necesita para el calentamiento i para la acción reductora. El efecto de calentamiento es casi enteramente producido por la combustión del carbono fijo de combustible (no carbono volátil), el que se transforma en óxido de carbono (CO) delante de las toberas. Esta combustión hace dos funciones: suministra la alta temperatura necesaria para fundir el fierro i la escoria, i produce gran cantidad de gases reductores, que prácticamente son idénticos en composición con el de los generadores de gas (30 a 35 por ciento CO ., 1 a 2 por ciento H^2 , el resto N^2), i que hacen en la parte superior del horno la mayor parte de la reducción que se opera en el horno.

La cantidad de combustible usado en el horno de soplete se determina por la cantidad que debe quemarse delante de las toberas, para producir la temperatura necesaria a la fundición i no por la cantidad necesaria para producir la reducción de los óxidos metálicos. La cantidad necesaria para producir la reducción que se efectúa en el horno es solo un tercio o la mitad de lo que se emplea para efectuar la fusión. Que lo espuesto es verdadero para el horno ordinario de soplete, puede verse en el hecho que si se aumenta la temperatura de la zona de fusión calentando el aire insuflado, la cantidad de carbón

usado en el horno por unidad de lingote producido disminuye. O, si se aumenta el calor disponible en la zona de fusion secando el aire por insuflar, con lo que se elimina la accion enfriadora que ejerce la descomposicion de la humedad del aire por insuflar, tambien se tiene, como en el caso anterior, una economía de combustible. Es un hecho que por cualquier medio que se aumente la temperatura sin quemar carbon delante de las toberas, hai una disminucion consecuente del combustible que se empleaba en el horno, i esto es debido a que la cantidad de combustible necesaria queda determinada por el calor necesario en la zona de fusion i no por la cantidad necesaria para efectuar la reduccion, la cual es solo una fraccion de la primera.

Las cenizas del combustible se componen en su mayor parte de sílice, i va acompañada de un poco de alúmina i cal cuando son cenizas de coke i de álcalis, si son de carbon de leña. Esta sílice necesita flujo para escorificarse, cantidad que puede ser considerable en caso se use coke pobre, que tiene mucha ceniza. Este ítem de gasto debe tomarse en cuenta al comprar o avaluar el combustible.

El lingote producido contiene carbono de 2.5 a 4.5 por ciento, la sílice varia de 1 a 4 por ciento, segun la temperatura i la velocidad con que funciona el horno i prácticamente contiene todo el fósforo existente en la carga i desde un décimo hasta un cuarto del azufre. Su punto de fusion es superior a 1200° C., i sale ordinariamente del horno con 1500° a 1600° C., llevando como calor sensible 250 a 300 calorías.

Como se dijo anteriormente, la escoria puede ser básica o ácida, i estas variedades tienen un porcentaje aproximado de:

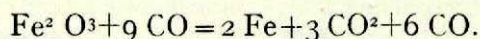
	Escoria básica carga con mucho azufre	Escoria ácida carga con poco azufre
Si O ²	35	55
Al ² O ³	10	10
CaO	40	25
MgO	10	5

Estas escorias funden respectivamente, a mas de 1350° i 1200° C. i ordinariamente salen del horno a 1600° C., llevando como calor sensible 500 calorías.

La reduccion de sílice i óxido de fósforo que se hace paso en el horno, se efectúa por la accion del carbono salido en la zona de fusion. Una pequeña parte (10 a 20%) del óxido de fierro está bien reducida por el carbono fijo, el resto es reducido en la mitad supe-

rior del horno por el exceso de óxido de carbono. Sin embargo, la mayor parte de este gas se produce delante las toberas al jenerarse la temperatura necesaria en la zona de fusion i solo una fraccion de él se convierte en CO^2 por reduccion del óxido de fierro de la carga.

Esta es la razon principal por que gran parte de los gases desprendidos se componen de óxido de carbono, cantidad que comunemente representa la mitad de la potencia calorífica del combustible puesto en el horno. Es verdadero que no todo el óxido de carbono que contienen los gases puede utilizarse, porque su consumo queda limitado por el principio de equilibrio químico o accion de las masas. La cantidad fijada por la accion de las masas no es aproximada ordinariamente con la existente en los gases, pues la cantidad de óxido de carbono producido en la parte inferior del horno es mui superior a la necesaria para la reduccion, a causa del esfuerzo que se hace para obtener el calor i la temperatura necesarios para la fundicion. La proporcion de carbono que ordinariamente se consume en las toberas es de 9 átomos (108 partes) de carbono por cada molécula de óxido de fierro (160 partes) reducido por el óxido de carbono; esto se explica por la ecuacion química siguiente:



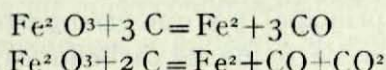
Esta ecuacion nos muestra que solo un tercio del óxido de carbono producido delante de las toberas al rejenerar la temperatura de fusion, se utiliza para la reduccion, en tanto que los dos tercios restantes se escapan sin usarlos.

HORNO ELÉCTRICO DE FUNDICION

Pasando al principio de la fundicion eléctrica, tenemos que considerar el caso en que todo el calor necesario es suministrado por enerjía eléctrica, que no hai insuflacion de aire i por lo tanto todo el carbono se utiliza para hacer la reduccion (escepcion de la pequeña parte de carbono que se disuelve en el fierro).

Al calcular la cantidad de carbono necesario nos encontramos con la dificultad de: ¿Qué proporcion del carbono se convierte en CO i qué proporcion en CO^2 ? Sabemos que cuando la reduccion se efectúa a mui alta temperarura se produce casi únicamente CO ; pero como éste pasa mas o ménos lentamente a traves de la porcion de carga no reducida, se forma CO^2 en proporcion siempre creciente, hasta

que se llega al rojo oscuro lo que ha sido tiempo suficiente para que mas de la mitad del CO se haya convertido en CO². Las fórmulas que corresponden a estos dos extremos son:



Comparando esto con las reacciones del alto horno ordinario, el cual necesita 9C para reduccion de uno de Fe² O³, se ve que 3 C o sea un tercio de la cantidad indicada es la mayor cantidad de carbono necesitada para el horno eléctrico, i 2 C o sea entre un tercio i un quinto de la cantidad primera, es el menor consumo.

Como se mostrará mas adelante, la incertidumbre que hai sobre qué cantidad de CO² se formará en la reduccion en el horno eléctrico, es talvez la principal dificultad que se presenta en el funcionamiento del horno eléctrico.

Ejemplo: Minerales de fierro se van a reducir a lingote en el horno eléctrico i el flujo i carbon de leña disponible para la carga tiene el siguiente análisis:

Mineral de fierro	Caliza	Carbon de leña
Fe ² O ³ 90	Ca CO ³ 90	Carbon fijo 90
Si O ² 8	Mg CO ³ 8	Materia volátil 6
Al ² O ³ 2	Si O ² 2	Si O ² 2
		Al ² O ³ 1
		K ² O, Na ² O 1

Supongamos que el lingote producido contendrá 4 % de carbono i 3 % de silicio; que la escoria pueda tener 55% entre SiO² mas Al² O³; i que los gases contengan CO² proveniente solo de la caliza i nada de las reducciones,

Se necesita conocer: (1) Los pesos de mineral, caliza i carbon de leña que es necesario cargar por 100 de lingote [que se produzca. (2) Composicion en por ciento de los gases. (3) El peso i composicion en por ciento de la escoria.

Solucion: (1) El peso de mineral será el necesario para suministrar las 93 partes (100—4—3) de fierro que contiene el lingote. Estas necesitarán $93 \times 1.48 = 133$ de Fe² O³, las que estarán contenidas en $133 \div 0.90 = 148$ partes de mineral.

La cantidad de carbono por emplear será la necesaria para su-

ministrar el carbon fijo suficiente para reducir el óxido de fierro i la sílice que se reduce i la que toma el lingote. Estas cantidades son:

Reduccion del $\text{Fe}^2 \text{O}^3$:	$93 \times \frac{36}{112} =$	29.9
Reduccion de Si O^2 :	$3 \times \frac{24}{28} =$	2.6
Para carbon disuelto.....		= 4.0
Total necesario.....		= <u>36.5</u>
Carbon de leña necesario....	$\frac{36.5}{0.90} =$	<u>40.6</u>

El peso de flujo necesario se encuentra mas fácilmente llamándolo X, i despues se calcula la escoria, como sigue:

La sílice que habrá en la escoria [será la que hai en el mineral, flujo i combustible, ménos la reducida a silicio. Por lo tanto,

En el mineral	148×0.08	= 11.8
» flujo	$X \times 0.02$	= 0.02 X
» combustible	40.6×0.02	= 0.8

Reducida	$3 \times \frac{60}{28}$	= 6.4
Sílice en la escoria.....		= <u>$6.2 \times 0.02 X$</u>

Por cálculos semejantes encontramos que la escoria contiene, en conjunto:

Sílice.....	$6.2 \times 0.02 X$
Alúmina.....	3.4
Cal.....	0.50 X
Magnesia.....	0.04 X
Alcalis.....	0.4

Peso total.....	$10.0 \times 0.56 X$

Si la escoria tiene 65 por ciento entre sílice i alúmina, entónces

$$0.65 (10.0 \times 0.56 X) = 9.6 + 0.02 X$$

de donde se tiene $X = 9.$

La solución anterior es general, i se aplica a toda clase de minerales, flujos i combustibles i para la producción de cualquier clase de escoria que se desee obtener.

(2) Los gases contendrán el carbono fijo del carbon de leña (escepto la parte que se va con el lingote) bajo la forma de CO, el anhídrido carbónico desprendido por el flujo i las materias volátiles provenientes del carbon de leña. Las últimas pueden suponerse compuestas de partes iguales en volúmen, de hidrógeno, óxido de carbono i anhídrido carbónico i que en peso están en la proporción de 2 : 28 : 44. Los gases que escapan estarán compuestos en peso, como sigue:

CO del carbono fijo.....	:	$32.5 \times \frac{28}{12} = 75.8$	}	76.8
CO de las materias volátiles :		$2.7 \times \frac{28}{74} = 1.0$	}	
CO ² de las materias volátiles :		$2.7 \times \frac{44}{74} = 1.6$	}	5.6
CO ² del flujo.....	:	$9.0 \times 44 = 4.0$	}	
H ² de las materias volátiles :		$2.7 \times \frac{2}{74} = 0.1$		0.1
Peso total de los gases.....				82.5

Composición de los gases en por ciento por volúmen:

$$\begin{aligned} \text{CO} & 76.8 \div 1.26 = 61.0 = 94.0 \% \\ \text{CO}^2 & 5.6 \div 1.98 = 2.8 = 4.3 \% \\ \text{H}^2 & 0.1 \div 0.09 = 1.1 = 1.7 \% \end{aligned}$$

Los volúmenes 61.0, 2.8 i 1.1 representan metros cúbicos de estos gases por cada 100 kilogramos de lingote fabricado; si se les multiplica por 16 dan piés cúbicos por cada 100 libras de lingote.

(3) Sustituyendo x por 9, la escoria contendrá:

Sílice.....	6.4	=	42.4 %
Alúmina.....	3.4	=	22.5 %
Cal.....	4.5	=	29.8 %
Magnesia.....	0.4	=	2.65 %
Alcalis.....	0.4	=	2.65 %
	15.1		100.00 %

Pliego de carga.—Para 100 de lingote producido:

CARGA	Lingote	Escoria	Gases
Mineral: (148.0).			
Fe ² O ³ 133.2	Fe 93.0		O 40.2
Si O ² 11.8	Si 3.0	Si O ² 5.4	O 3.4
Al ² O ³ 3.0		Al ² O ³ 3.0	
Caliza: (9.0).			
Ca O..... 4.5		Ca O 4.5	
Mg O..... 0.4		Mg O 0.4	
Si O ² 0.2		Si O ² 0.2	
CO ² 4.0			CO ² 4.0
Carbon de leña: (40.6).			
Carbon fijo..... 36.5	C 4.0		C 32.5
CO..... 1.0			CO 1.0
CO ² 1.6			CO ² 1.6
H ² 0.1			H ² 0.1
Si O ² 0.8		Si O ² 0.8	
Al ² O ³ 0.4		Al ² O ³ 0.4	
(Na K) ² O..... 0.4		(Na K) ² O 0.4	
TOTALES..... 197.9	100.0	15.1	82.8

HORNO ELÉCTRICO I A SOPLETE COMBINADO

La reduccion de los minerales de fierro por medio de la electricidad difiere radicalmente de la práctica del horno a soplete, en que en aquél, cualquier exceso de carbono agregado sobre la cantidad consumida para efectuar la reduccion, queda sin uso, se acumula i fortuitamente obstruye el horno.

La cantidad mínima de carbono que debe usarse, no se puede determinar hasta que se conozca la cantidad de CO² que se forma en la reduccion i será una incógnita hasta que no se hagan arreglos que impidan su formacion.

Con el objeto de impedir la acumulacion del exceso de carbono en el crisol, las modificaciones siguientes son posibles para la marcha del horno eléctrico para lingote de fierro:

(1) Puede colocarse un déficit de carbono en la carga, con éste

se da lugar a que parte del fierro no reducido pase en la escoria i se impide se acumule el carbono no usado. Esta solucion tiene la desventaja de ocasionar pérdida de fierro, corroe enérgicamente el revestimiento del horno i consume mucho los electrodos de carbono. Pero puede presentar una segunda ventaja impidiendo la reduccion de la sílice o que el fierro disuelva carbono i con esto se obtiene un metal cuyo punto de fusion es elevado i que en su composicion se parece al acero. Una escoria formada en estas condiciones arrastraria algo del fósforo contenido en la carga, pero prácticamente no arrastra azufre.

(2) Cuando en el horno hai carbon acumulado i se agrega una carga de mineral i flujo sin combustible, esta carga puede fundirse, lo que se demuestra por la resistencia que en esta condicion presenta el horno a pararse i a enfriarse. Este fué el plan adoptado en las experiencias hechas en «Sault Ste. Marie» por la comision canadiense, pero este plan es solo admisible en trabajos de esperimentacion, pues aplicado a un horno en marcha regular, le causaría paradillas periódicas.

(3) El combustible puede calcularse solo para la produccion de CO en el horno, i se aproxima a la realizacion de esta condicion con tal que se espulsen los gases en la parte caliente del horno i no se les permite que se enfrien en contacto con el mineral. De esta manera se evita la reduccion por CO i el carbon fijo de la carga puede consumirse casi completamente en CO, sin formacion de CO². Esto limitaria el consumo de carbon del horno a una cantidad casi fija, i evitando la reduccion, escepto la ocasionada por el carbon sólido, se consumiria todo el carbon cargado en el horno. La cantidad agregada se calcularia segun este modo de trabajo (como se hizo en el ejemplo numérico espuesto como ilustracion).

(4) La mejor solucion para esta dificultad seria el disponer toberas por las cuales se insuflara aire en el crisol del horno para quemar el carbon acumulado. Una cantidad dada de aire quemará siempre una cantidad determinada de carbono i, por lo tanto, el remedio parece consistir en disponer de una cantidad variable de aire, la cual se aumentaria cuando la resistencia del horno indicase que el carbon principia a acumularse i se reduciria al minimum, lo suficiente para mantener las toberas abiertas, cuando el horno estuviese en buena marcha eléctrica. Esto representaria una combinacion del horno con el de soplete, en el cual la insuflacion se regularia para vencer la principal dificultad que presenta el horno eléctrico, la que consiste en la acumulacion de carbon en el crisol.

Hai posibilidad, que por alguno de estos planes, tales como el gran horno eléctrico del señor Taylor, pueda prácticamente combinarse el horno a soplete con el eléctrico. El escritor está seguro que cualquier método práctico que introduzca calor de una fuente eléctrica en el crisol de un horno a soplete, acarreará gran economía en el trabajo del horno. Solo un cuarto del poder calorífico del combustible se desarrolla al rededor de las toberas de insuflacion i si la mitad de éste se pudiera reemplazar por calor jenerado eléctricamente, se obtendria con toda probabilidad una economía de 50 por ciento en el gasto de combustibles. Poniendo esto en cifras, se necesita 1.2 tons. de coke para hacer una tonelada de lingote en el horno de soplete i tres cuartos de una toneladas se queman por el aire insuflado, produciendo en la zona de fusion el 25 por ciento de la potencia calorífica del coke. Si se pudiera conseguir que la enerjía eléctrica suministrara la mitad de esta cantidad, el horno fabricaria fierro con solo la mitad del carbon ántes indicado, o sea con 0.6 ton. de coke por ton. de lingote, i esto con un gasto de enerjía eléctrica igual solo a 12.5 por ciento de la potencia calorífica del coke, sea igual a la potencia calorífica de 0.15 tons. de coke.

En este caso la cuestion de economía no solo es el reemplazo de la enerjía calórica del combustible por una cantidad equivalente de enerjía calórica eléctrica, sino la comparacion de la enerjía calórica del combustible con el costo de un cuarto de esta cantidad, tomando la enerjía calórica eléctrica.

Esto será posible en muchas localidades, i el horno combinado trabajará mas regularmente que el horno eléctrico.

Esta cuestion espera la venida del ingeniero electro-metalurjista, quien puede hacer práctica la combinacion deseada. Puede ser una solución el usar potencia eléctrica barata para sobre-calentar el aire por insuflar, i con esto se usaria el mismo aire como conductor de calor eléctricamente jenerado.

JOSEPH W. RICHARDS.



Horno de manga eléctrico de Domnarfvet, Suecia

(Conclusion)

Se usaron siete clases diferentes de cargas, en las pruebas.

Desde que el objeto principal de las esperiencias, era desarrollar una construccion práctica de horno, la carga al principio consistia en una hematita de alta lei, de fácil reduccion i gran lei en fósforo. Como consecuencia, en las esperiencias ulteriores, no se pudo obtener lingote de primera clase de mineral de la mejor clase, debido al fósforo que habia quedado adherido a las paredes del horno.

Cal viva		Coke		Carbon de leña	
Fe ² O ³	0.5 %	C	85 %	C	65-80%
Mg O	2.0 »	H ² O	4 »	H ² O	12-20 »
Ca O	96.5 »	N+N	1 »	Cenizas	3 »
Al ² O ³	0.2 »	Cenizas	10 »		
Si O ²	0.2' »	(0.5-0.7% de S)			

Composicion de las diferentes cargas:

Carga N.º 1.

- 826 cargas de 100 kgs. de mineral de Gröngesbergs Skarnings
- 4-5 kgs. de cal (viva)
- 10-26 » de coke
- 1-0 » de carbon de leña

Carga N.º 2.

- 500 cargas de 10 kgs. de mineral de Langgrufue (en briquetas)
- 11-18 kgs. de cal (viva)
- 0-21 » de coke
- 20-0 » de carbon de leña

Carga N.º 3.

- 259 cargas de 100 kgs. de mineral de Grngöesbergs Skarnings
- 2-4 kgs. de cal (viva)

8-13 kgs. de coke
 13-7 » de carbon de leña

Carga N.º 4.

599 cargas de 100 kgs. de mineral de Toullovaara
 4 kgs. de cal (viva)
 7-II » de coke
 17-II » de carbon de leña

Carga N.º 5.

623 cargas de 20 kgs. de mineral de Toullovaara
 80 kgs. de minerales de Tinnmosse-Tabergs i de Nordmarks
 tomados por partes iguales
 5 kgs. de cal (viva)
 4-0 » de coke
 18-26 » de carbon de leña

Carga N.º 6.

N.º DE CARGAS			MINERALES DE			Cal	Carbon de leña
			Langgruive	Skoffgruive	Johannis berggruive		
97	partes	kg.....	50	20	30	6	21
13	»	» ..	50	20	30	-	21
168	»	» ..	35	15	20	-	16
160	»	» ..	45	10	15	2	16
202	»	» ..	55	10	10	2	16
81	»	» ..	60	10	5	3	16
96	»	» ..	75	—	—	4	16

Carga N.º 7.

362 cargas de 64-50 kg. de mineral del Brasil.
 2-0 kg. de cal (viva)
 10 kg. de carbón de leña.

Desde que no entra aire al horno i previniendo que esté bien construido i que se le haga funcionar correctamente, la cantidad de combustible necesario para diferentes minerales depende únicamente de la cantidad de carbono en el combustible i tambien de la cantidad de carbono que se trasforma por oxidacion en CO_2 . En resúmen, la cantidad de carbono usado en condiciones normales fué siempre lo que se necesitaba teóricamente. El resultado de las esperiencias demostraron la verdad de este supuesto.

El carbono necesario puede espresarse matemáticamente en funcion del CO_2 contenido en los gases del horno. Si M representa el por ciento en volúmen de CO_2 en los gases, i K el por ciento de carbono en el fierro, el carbono necesario en kgs. por ton. métrica de lingote, si el fierro está bajo la forma de Fe_2O_3 , es:

$$C = \frac{321.43 (100-k)}{100+M} + 10 k$$

Si el fierro está bajo la forma de Fe_3O_4 , tendremos:

$$C = \frac{285.7 (100-k)}{100+M} + 10 k$$

Esta fórmula es verdadera para carbono químicamente puro i gases que se compongan esclusivamente de CO_2 i CO .

Es evidente que la circulacion de los gases del horno, tiene una influencia definitiva sobre la cantidad de CO_2 en los gases mismos. Las esperiencias muestran que la cantidad de CO_2 aumenta con la circulacion del gas i que tambien aumenta considerablemente su temperatura. Por ejemplo, cuando se operaba con la carga N.º 3, el CO_2 contenido en el gas aumentó de 14.5 a 39 por ciento; los 145. corresponden a un período sin circulacion i desde este por ciento se llegó a 39% haciendo una circulacion constante; en lo que se refiere a la temperatura, ésta fué de 75 grad. C para el primer caso i de 220 en el segundo.

Las esperiencias indicaron tambien la existencia de cierta velocidad de circulacion, velocidad que en cada caso particular alcanzaba cierto valor que era el mas conveniente, i que un aumento sobre ésta velocidad, aumentaba la temperatura de los gases i disminuia la cantidad de CO_2 disminucion que luego se notaba.

La velocidad mas conveniente debe determinarse experimentalmente i dependerá en cierto modo del volúmen de la cuba del horno.

No se hicieron en estas pruebas, medidas exactas de la velocidad de los gases, pero puede estimarse en cuatro o cinco veces a la que los gases se producian en el horno.

La gran cantidad de hidrógeno contenido en los gases no es bueno. Este hidrógeno es en parte debido al que contiene el carbon de leña, pero de donde proviene la mayor cantidad es de la humedad del combustible; estos gases húmedos cuando se insuflan en la parte inferior del horno, donde la temperatura es mui elevada, se descomponen i se desprende hidrógeno.

Una cuestion que asume gran importancia cuando se juzga los resultados económicos que pueden obtenerse con el horno eléctrico, es la duracion de los electrodos. Con las cargas núms. 1, 2 i 7 el consumo de los electrodos fué anormal, a causa de ciertas condiciones desventajosas; por lo tanto, en los resultados dados en la tabla núm. 3, se omitieron estas pruebas.

Los electrodos eran de fabricacion sueca i consistian en carbon de retorta con una densidad de corriente admisible de 4 amp. por cm^2 . Las esperiencias mostraron que las cifras dadas para el carbon quemado, podian reducirse en un 40 por ciento usando electrodos de clase superior.

Mas cierto aun, es el hecho que el consumo de electrodos puede reducirse grandemente empleando una construccion apropiada. Por ejemplo, los electrodos usados en las esperiencias se consumieron solo la mitad, cuando fué necesario sacarlos a causa de su largo insuficiente. Por lo tanto, si se inventase una construccion en que se pudiera alimentar continuamente los electrodos, se conseguiria gran economía.

De gran importancia es el rendimiento eléctrico del horno. Se entiende por rendimiento eléctrico, la razon entre la enerjía eléctrica empleada i la necesaria para reducir el mineral. La corriente eléctrica en el horno produce los efectos siguientes: (1) Eleva la masa a la temperatura conveniente: (2) Fundiendo i sobre-calentando el fierro i la escoria. (3) Espulsando el HO^2 i el CO^2 . (4) Calentando los gases. La suma de estas cantidades de enerjía, ménos el calor desarrollado por la reduccion del carbono por el oxígeno del mineral, lo que da un gas con mas o ménos cantidad de CO^2 , es justamente la cantidad de enerjía que teóricamente debe ser proporcionada por el circuito eléctrico i se denota por enerjía eléctrica teórica. Las pérdidas de enerjía eléctrica son: (1) Calor absorbido por el agua de enfriamiento de los electrodos. (2) Calor en los conductos i contactos. (3) Radiacion por las paredes del horno.

Tabla núm. 2. - Análisis de minerales

MINERALES DE:	Fe ₃ O ₄	Fe ₂ O ₃	FeO	MnO	MgO	GO	% Al ₂ O ₃	TiO ₂	SiO ₂	P ₂ O ₅	H ₂ O +CO ₂	Fe	P	S	Carga N.º
Grängesberg:															
Mineral Skärnings..	13.75	71.65	0.12	0.74	6.80	0.35	3.02	4.19	60.41	1.83	ind.	1 i 3
Langrufvon:															
Briquetas	5.89	76.36	0.24	2.66	3.28	11.52	0.009	57.70	0.004	ind.	2
Llampos separados magnéticamente	80.89	0.13	2.80	2.96	2.14	11.30	0.009	58.57	0.004	ind.	6
Johannisberg...	58.58	6.78	5.58	5.61	4.98	0.91	5.56	0.007	11.72	47.69	0.003	0.13	6
Sköttgrufvan:															
Mineral Vask...	66.37	2.16	0.33	3.19	12.18	2.46	4.50	0.037	8.44	49.73	0.016	0.00	6
Toullavaara....	92.46	1.99	indicio	0.03	1.28	indics.	0.90	1.80	0.007	68.31	0.003	0.09	4 i 5
Taberg	74.48	0.42	4.96	4.90	15.30	0.014	53.93	0.006	0.00	5
Finnmossen....	79.64	0.29	3.78	3.30	4.31	8.55	0.023	57.66	0.010	0.00	5
Nordmark.....	68.58	0.60	5.50	6.27	1.95	16.90	0.023	49.61	0.010	0.00	5
Baasil:															
Hematita	91.72	5.78	indicio	0.25	0.20	indics.	0.80	0.126	1.0	68.8	0.055	0.03	7

Al hacer una recopilacion en forma de tabla, de los resultados obtenidos con las varias cargas, se han omitido las cargas núms. 1, 2 i 7, porque con las dos primeras el horno aun no estaba en condiciones normales i la última fué mui corta para considerar sus resultados como verdaderos.

TABLA N.º 3

<i>Carga N.º</i>	Electrodo quemado Kg. por tonelada	Consumo de electrodo (métrica) de fierro.
3.....	1.4	11.1
4.....	7.0	12.7
5.....	8.1	14.3
6.....	6.9	19.4
3-6.....	5.2	13.8

Las pérdidas varían entre 230 i 270 kw. i eran mayores al fin de la operacion, que al principio. Estas pueden dividirse aproximadamente en:

Agua de enfriamiento.....	118 a 125 kw.
Cargas en contacto.....	40 »
Radiacion.....	118 a 180 »
Pérdida total.....	239 a 275 kw.

Construyendo hornos de mayor capacidad, por ejemplo de 2500 H. P. i prestando especial atencion a los factores que ocasionan pérdidas de calor, es posible que se pueda construir un horno con un rendimiento eléctrico de 80 por ciento; sea, uno que seguramente pueda producir mas de tres tons. métricas de fierro por H. P. año, previniendo que se use un mineral algo mas rico.

De las esperiencias hechas, es difícil estimar cual seria el costo de mantenimiento de un horno.

El horno de que se trata estuvo en operacion solo 85 dias, i sucesivamente fué necesario suministrarle todo lo que se indica como necesario para un horno estable.

El punto mas débil del horno es el techo en forma de arco del crisol, pero enfriándolo por una corriente o circulacion de gas puede impedirse que se queme. El fondo del crisol i las paredes de la cuba

no mostraron mas desperfecto a causa del calor, que el que comunemente presentan los hornos ordinarios de cuba. Sucedió que la albañilería que queda detras de los electrodos se calentaba al rojo sombra; pero esto se eliminaba por un enfriamiento apropiado, tal como la circulacion de gas. Si la albañilería se hubiese quemado en estos puntos, se le hubiera reposado fácilmente sin perjuicio alguno para la marcha del horno. Por lo tanto, empleando una construccion apropiada i material conveniente para las paredes, la duracion del horno puede hacerse mui satisfactoria.

Con los hornos eléctricos parece que los procedimientos para producir fierros de diferente composicion, son de control mas fácil i mas exacto que los otros procedimientos, porque este control consiste en regular el voltaje, el cual produce cambios correspondientes en la temperatura. Ha sido posible producir fierro con ménos de 1 por ciento de carbono, pero en éste caso la escoria contenia una cantidad apreciable de fierro. Como regla, el contenido en carbono varia de 2 a 3 por ciento.

Con el horno eléctrico es mui fácil aumentar el contenido en sílice del lingote. Los análisis han mostrado 3,61 de sílice, pero tambien es fácil disminuir el porcentaje hasta 0,3 o 0,5 por ciento.

Puede considerarse que todo el fósforo de la carga entra en la composicion del fierro, pero tambien debe notarse que en el horno eléctrico se emplea tres veces ménos carbon que en el horno ordinario i que es éste el que produce todo el fósforo en la fabricacion de fierro de primera clase. Por lo tanto, el fierro producido en el horno eléctrico contendrá ménos fósforo que el producido en el horno ordinario.

Una ventaja del horno eléctrico, es la posibilidad de espulsar el azufre. Usando una carga con 5 % de azufre, se obtuvo un fierro con 0,005 por ciento de azufre. Lo necesario para espulsar el azufre, es lo mismo que en el horno eléctrico para acero, una escoria basisa i una alta temperatura. El carburo de calcio, formado por la corriente eléctrica, juega papel importante en la espulsion del azufre. Si se juzga por las pruebas hechas en Domnorfvet, parece que la produccion de fierro de minerales de fierro en el horno eléctrico se hace satisfactoriamente, hablando química i económicamente, pero con el objeto de tener un conocimiento mas completo de la materia, es conveniente que estas esperiencias se hagan en mayor escala. Si se va a usar el procedimiento eléctrico debe tenerse suficiente enerjía eléctrica a bajo precio. Recapitulando las ventajas del horno eléctrico sobre el horno de soplete ordinario, pueden esponerse como siguen:

1. Menor costo de instalacion, desde que no se necesitan máquinas para insuflacion de aire, ni aparatos de calentamiento.
2. Economía de dos tercios del combustible empleado por el horno de soplete ordinario.
3. Se puede emplear llampos sin necesidad de fabricar briquetas.
4. Los gases jenerados tienen mayor calor cuando están libres de nitrógeno.
5. La posibilidad de producir en el horno mismo, fierro con pequeña cantidad de carbono.
6. Menor atencion, desde que no hai necesidad de trasportar i cargar sino el tercio del combustible empleado por el horno ordinario.

Evidentemente, habria ventaja en combinar el horno eléctrico para reduccion del fierro con el horno eléctrico para acero, el cual refinaria el fierro fundido en el horno eléctrico de cuba.

TABLA N.º 4

N.º de las cargas.	Carbon necesario (quim. puro)	Energia necesaria calculada de la cantidad de carbono, kw-hr. por ton. métrica.	Energia empleada kw-hr por ton. métrica.	Rendimiento eléctrico.
3.....	252	1,470	3,114	0.47
4.....	254	1,438	2,473	0.58
5.....	284	1,741	3,245	0.54
6.....	294	1,870	3,334	0.56



El petróleo en 1909

(Del Mineral Industry)

Estados Unidos.—La situacion de la industria del petróleo en este pais no ha sido mui satisfactoria, aunque la produccion ha sido

la mas grande con que se ha contado i el exceso de produccion fué algo que nadie esperaba visto el stock de petróleo que existia a fines de 1908; este stock ha sido responsable por la baja que experimentó el precio del petróleo durante el año 1909.

PRODUCCION DE PETRÓLEO CRUDO EN LOS ESTADOS UNIDOS

(En barriles de 42 galones)

California, Colorado, Texas, Luisiana, Illinois, Indiana, Ohio, Estados Centrales, Tennessee, Pennsylvania, Wyoming y otros.

	1906	1907	1908	1909
California.....	30,538.000	40,085.000	45,000.000	58.250.300
Colorado.....	600.000	400.000	411.836	500.000
Texas.....	12,607.000	12,350.000	11,206.464	9.256.000
Luisiana.....	7,100.000	4,620.000	6,835.130	3,220.000
Illinois.....	4,900.000	24,540.024	33,685.106	30.000.000
Indiana.....	25,680.000	8,030.000	7,287.000	6,192.000
Ohio.....	21,929.905	47,556.906	50,741.678	46,826.196
Estados Centrales.....	1,000.000	1,250.000	1,250.000	1,250.000
Tennessee.....	27,345.600	25,500.000	24,240.000	25,394.200
Pennsylvania.....	13.000	13.000	13.000	15,000
Wyoming.....	4.000f	3.000	3.000	5,000
Otros.....				

A principios del año el petróleo de Pennsylvania se cotizaba a \$ 8.90 m/c por barril; desde abril a noviembre las ventas se hicieron a \$ 7.15 por barril i se puede decir que el precio término medio fué de \$ 8.10 por barril que no se compara con \$ 8.90, precio que obtuvo en 1908 y con \$ 8.70 precio de 1907.

La baja sufrida por el petróleo crudo de Pennsylvania fué motivada por la menor esportacion de petróleos iluminantes, menor esportacion que tuvo su causa en la gran competencia del producto de otros países en los mercados extranjeros. Otra teoría que se emite para explicar la baja del petróleo de Pennsylvania es que sus precios no guardaban relacion alguna con los de petróleos de igual calidad de otras rejiones o distritos.

La cantidad de petróleos, crudo, lubricante, parafina, naftas i residuos de destilacion, esportados por los Estados Unidos, durante el año 1909 fué mayor que la cantidad esportada en 1908; *el valor total de la esportacion de petróleos i sus productos asciende a \$ 515,000.000, o sea como \$ 24,000.000 menos que en 1908.*

ESPORTACION DE PETRÓLEOS MINERALES DE LOS ESTADOS UNIDOS

(1, = 1,000 en cantidades y valores)

Año	Lubrificante i Parafina		Nafta		Iluminante	
	Galones	\$	Galones	\$	Galones	\$
1906.....	148,045	7,731	27,545	2,488	878,274	54,858
1907.....	126,306	6,334	34,625	3,676	905,924	59,635
1908.....	149,190	6,520	43,890	4,542	1,129,005	75,988
1909.....	186,305	6,568	68,759	5,800	1,046,401	67,814

Año	Petróleo crudo		Residuo		Totales	
	Galones	\$	Galones	\$	Galones	\$
1906.....	151,269	18,690	64,645	1,971	1,269,788	85,738
1907.....	152,029	19,210	75,775	2,528	1,294,660	91,383
1908.....	147,769	18,971	77,552	2,793	1,547,405	108,815
1909.....	161,640	20,016	107,999	3,640	1,571,103	103,839

California fué, dentro de los Estados Unidos, el mayor productor de petróleo i su produccion fué 30% mayor que la de 1908; hai que tomar en consideracion que la produccion de California consiste en su 72% de petróleo combustible; así que el gran desarrollo de la aplicacion de este combustible a la metalurjia i otras industrias, es responsable por el aumento en consumo i por el buen precio de esta clase de petróleo.

Los Estados Centrales siguieron a California en el monto total de produccion, sin embargo, su produccion para 1909 fué 7% menor que la de 1908; la industria luchó aquí con condiciones mui adversas i la mantencion casi del mismo monto de produccion se considera como una verdadera salvacion pues se esperaba algo peor.

En el distrito de Illinois se nota una baja mui grande en la produccion; la que tiene su explicacion en las grandes lluvias que han caido en este distrito; se hizo durante el año numerosos cateos e investigaciones i, de todos los descubrimientos que resultaron, el mas importante es el de un depósito de petróleo en arenas, abierto a una hondura considerable.

El campo petrolífero de los Appalachiam enseña en su produccion un pequeño aumento sobre 1908, aumento que tiene su orijen en nuevos trabajos hechos en los pozos de Virginia Occidental i Sur-Este

de Ohío; en los pozos de Pennsylvania i Nueva York el drenaje causado por las lluvias resultó en una disminucion en su capacidad productora i los pozos perforados durante el año fueron de escasa produccion.

Los depósitos petrolíferos de Texas i Luisiana disminuyeron notablemente en capacidad de produccion i se puede decir que *cada uno de los pozos de estas rejiones en particular, a escepcion de uno solo*, produjeron en 1909 mucho menos que en 1908.

En Ohío e Indiana pasó mas o ménos igual cosa; sin embargo, durante el año, se desarrolló las perforaciones de los pozos de Oaklan City en el SO. de Indiana, donde un número de pozos de capacidad escepcional fueron puestos en operacion.

En Kentucky solo un distrito produjo igual cantidad a la de 1908; en todos los otros hubo una baja notable en produccion; la baja se debe al agotamiento de los antiguos pozos i a la falta de cateo en nuevas rejiones.

El cateo en los Estados Unidos por petróleo durante el año se llevó a cabo a traves de todos los Estados del Oeste del pais i fué particularmente activo en Wyoming, Utah i Nuevo Méjico.

PRODUCCION DE PETRÓLEO EN EL MUNDO
(en toneladas métricas)

	1906	1907	1908	1909
Estados Unidos.....	17,862.000	22,287.985	24,401.728	24,433.528
Rusia.....	8,167.934	8,435.708	7,654.600	8,037.300
Indias Orientales alemanas.....	1,186.907	2,200.000	2,348.000	2,500.000
Galicia.....	739.885	1,176.000	1,754.000	2,150.000
Rumania.....	887.000	1,129.097	1,147.727	1,296.403
India.....	564.470	587,000	568.000	643.000
Otros paises.....	367.000	590,000	880.000	910.000

Galicia.—La produccion de los depósitos petrolíferos de Galicia fué de 2,150,000 tons. lo que realmente constituye un número alto; de esta produccion corresponden a los pozos de Tustanowise la cantidad de 1,740,000 i a los pozos de Boryslaw 236,467 toneladas. Los precios que al principio del año eran de 8s. (chelines) por tonelada, subieron, alcanzando a llegar a 16s. por tonelada; parece que el Gobierno compró grandes cantidades de petróleo i como es natural esto produjo inmediatamente la subida.

El aumento del stock o reserva de los pozos de Boryslaw i Tus-

tanowise aumentó en 1909 a 510,400 toneladas o sea casi una cuarta parte de la producción. El stock total al finalizar el año 1909 era de 1.550,000 toneladas; el Gobierno consultó una cantidad considerable de dinero para la construcción de estanques, de manera que el exceso de producción pueda acapararse i no obligue a una venta rápida que traía como consecuencia bajas continuas en el precio del petróleo.

Durante el año trabajaron 97 pozos en Tustanowise i 36 en Boryslaw; la industria del petróleo en Galicia depende naturalmente de un arreglo entre productores para controlar producción i precio.

PRODUCCION DE LOS DISTRITOS DE TUSTANOWISE I BORYSLAW (EN TONELADAS MÉTRICAS).

1906.....	562,000	toneladas.
1907.....	1.011,500	id.
1908.....	1.585,620	id.
1909.....	1.976,467	id.

India.—La producción de petróleo suma aquí 200 millones de galones o sea 24 millones mas que en 1908.

Las cinco sextas partes de la producción provienen de Burma donde se encuentran los distritos mas productivos, como por ejemplo al Este de Arakan Yoma en el valle de Irrawaddy, hoi dia el distrito mas conocido i mejor desarrollado está en Yenangyaung; la producción término medio diaria de este distrito corresponde a 15,000 barriles.

Hai muchos otros distritos que producen petróleo en cantidades constantemente crecientes, como Singú i Ilenangyat i cantidades considerables de petróleo se estrae aisladamente por los trabajadores aunque la fuente principal de producción proviene de los pozos trabajados con maquinaria moderna. El Gobierno cobra un derecho de \$ 80 por cada 265 libras para los pozos de antiguo trabajo i \$ 0.80 por cada 40 galones para las concesiones modernas.

Se han instalado dos cañerías para abaratar el transporte del petróleo, una de 32 kilómetros de largo i otra de 350 kilómetros.

Rusia.—La producción de petróleo crudo en Rusia fué durante 1909 de 490.700,000 poods, o sea 24 millones de poods mas que en 1908; aunque el progreso realizado por esta industria fué en Rusia de consideración, sin embargo, el distrito famoso de Baku, el que prácticamente formaba la producción de Rusia continuó produciendo durante el año, mucho ménos que hace 10 años.

El número de pozos trabajados durante el año fué en este dis-

trito (Baku) de 208 i se abrieron 182 nuevos pozos; se hacen activas gestiones para conseguirse una rebaja en el costo de trasporte por medio de la cañería central del Gobierno.

En los pozos de Grosny la produccion de petróleo va, año por año, aumentando i la produccion correspondiente a 1909 es de 57.000,000 de poods; el distrito de Maikop entró a figurar desde mediados del año 1909; comprende una área de 20 millas de largo por 20 millas de ancho i el petróleo que se obtiene es el mas valioso que se recoje en Europa, contiene 25 % de benzina i 24 % de kerozina.

En Binigady se continuaron las perforaciones i la produccion del año se estima en 35.000,000 de galones.

PRODUCCION DE LOS DISTRITOS DE BAKU I GROSNY (EN MILLONES DE POODS)

	1906	1907	1908	1909
Baku.....	448	476	467	491
Grosny.....	38	40		
Total.....	486	516	467	491

Rumania. — La produccion de Rumania en 1909 alcanzó a 1.296.403 toneladas métricas o sea 150 mil toneladas mas que en 1908; el aumento proviene de los pozos de Tintea los que habian sido dejado de manos por varios años.

De la produccion total, 1.107.825 toneladas o sea 85.1/2 % de ella, fué refinada en el pais, produciendo 41.9 % de benzina i kerozina; 3.9 % de petróleo iluminante i de lubricacion i 52% de residuo; la pérdida en la refina fué 2.2 %.

La exportacion del año sumó 49.715 toneladas de petróleos crudos, iluminante, lubricante i residuo; 261.337 toneladas de kerozina i destilados: 108.218 toneladas de benzina i 545 de parafina; lo que hacen un total de 420.115 toneladas.

PRODUCCION DE PETRÓLEO EN RUMANIA

1906.....	887.094
1907.....	1.129.097
1908.....	1.147.727
1909.....	1.296.403



El Estaño

ESTUDIO DE HISTORIA DE LA CIVILIZACION I DE ECONOMÍA NACIONAL

Dos metales íntimamente combinados juegan desde los tiempos mas remotos de la civilizacion humana un papel de suma importancia. Son éstos el Estaño i el Cobre, en su aleacion como Bronce. El hombre civilizado solo se hizo fuerte i de espíritu emprendedor una vez que tuvo en su poder útiles i armas mas acabadas, es decir, cuando el Dios que forma el hierro, le dió a conocer las casi milagrosas propiedades de ese metal. Pero, los hombres de la era del bronce ya podian considerarse mui por encima de sus antepasados de la era de piedra. Ciertó que estos últimos emplearon tambien el cobre ademas del metal de lujo, el oro, pero su importancia no fué nunca la del bronce. El descubrimiento de este metal, ha marcado el principio de una nueva era en la historia de la civilizacion humana.

Cómo se descubrió el método para obtener el bronce de los minerales que descansan en la tierra es cosa que nunca se sabrá; pero soi de creencia de que o bien la casual fusion de sulfoestanato libre bajo la accion química reductora de una capa de carbon de leña lo haya producido, o bien, tambien la casual fusion en conjunto de minerales azufrados de cobre (calcopirit), chalcosita, etc.) con casiterita.

Lo primero puede aceptarse como mas probable, si no fuera que el sulfoestanato compuesto (pirita de estaño) del sulfuro de estaño, cobre i fierro ($\text{Cu}^2 \text{Fe Sn S}^4 = \text{Sn S}^2 \text{Cu}^2 \text{S Fe S}$) fuera un mineral relativamente escaso, que parece faltar por completo justamente en los yacimientos de minerales de estaño del Asia, que sin duda han dado la materia prima para la fabricacion de los bronce mas antiguos. Algo mas frecuente se encuentra o se encontraba el sulfoestanato en los yacimientos estaníferos de Cornwall, Irlandia, Bohemia, Portugal, etc., pero no cabe lugar a dudas que las cantidades relativamente grandes de bronce que los antiguos pueblos civilizados del Asia fabricaron hace ya mas de tres mil años, se obtuvieron por la fusion de la casiterita con los minerales de cobre que con frecuencia se encuentran en las mismas minas de estaño. Tanto en la India como en la China, la industria del bronce habia alcanzado ya un alto grado de progreso 1800 años ántes de Jesucristo; pero tam-

bien en el imperio de los faraones de la duodécima dinastía, es decir, mas o ménos en la segunda mitad del trijésimo siglo ántes de Jesucristo, i al final del mismo siglo tambien en el suelo de Troya i Sicilia se conocia ya esa aleacion tan importante en la historia de la civilizacion. En los contos de Glomero, i justamente en las partes mas antiguas de ellos aparece el bronce, o como lo llamaban, el *mineral* (Chalcos), como el metal empleado de preferencia para la confeccion de armas i útiles; ademas de este metal, se ve surgir ya el fierro como el verdadero metal del porvenir. En su edicion posterior, la Odissea i la Iliada hablan ya de la modificacion química del fierro—el acero—modificacion que hoi dia domina el mundo. Los antiguos pueblos civilizados de la Europa recibieron sin duda el primer bronce del Asia Menor, i el comienzo de la era del bronce debe fijarse para Europa al rededor del año 1500 ántes de Jesucristo. A esta era siguió en la Europa del norte la era del fierro, mas o ménos 400 años a. J. C., en la Suiza, cerca de 600 años a. J. C. i en la Europa del Sur unós cien o doscientos años ántes que en la Suiza. Los bronces prehistóricos mas antiguos encontrados en Europa muestran mas o ménos la misma aleacion; contienen mas o ménos 90% de cobre i 10% de estaño. Como ya lo hemos dicho, la naciente industria del período del bronce ha de haber consumido considerables cantidades de minerales de estaño. Sin duda, ha de haber pasado mucho tiempo ántes que la metalurjia de aquel tiempo lograra preparar el estaño metálico de sus minerales, ya que el otro componente del bronce, el cobre, se conocia en estado libre ya desde mucho tiempo atras. Sucedió lo mismo con la aleacion del cobre con zinc, el laton, conocido desde siglos atras i en uso jeneral ántes que se aprendiera a reparar el zinc metálico (hácia fines de la Edad Media europea) de sus minerales (blenda, carbonato de zinc).

Pero las relaciones lingüísticas demuestran que el estaño metálico se preparó ya bastante temprano del mineral que técnicamente es el único que puede tomarse en cuenta para su obtencion: la casiterita. Debe haber sucedido esto en la parte sur del Asia. En el antiguo idioma indio, el sanscrito, el estaño metálico lleva el nombre de *Naga*, i en el antiguo persa el nombre de *sonia*, miéntras que en los antiguos pueblos semitas, los judíos i caldeos, se llamaban *snak* i *naak* en idioma etiópico. La misma raiz lingüística contenida en estas palabras, la silaba *nak* o *nag*, indican como punto de partida i centro principal del estaño los lavaderos inmensamente ricos de la India Posterior, lavadero que hoi dia cubren otra vez la mayor parte del consumo mundial de estaño. Antes se creia que la palabra

que ya Homero empleaba para designar el estaño, es decir Kassiteros, era derivada de la palabra sanscrita Kastira que se creía muy antigua, y que esta semejanza lingüística indicaba la muy antigua importación del estaño desde la India hacia la Europa del sur al través de Asia Menor. Pero ahora se ha comprobado que la palabra Grastira aparece solo desde el último siglo a. J. C. en la literatura sanscrita, de modo que es más lógico suponer que este metal fue introducido al comercio de los pueblos del Mediterráneo por primera vez por el antiguo pueblo comerciante de los fenicios, y que solo posteriormente fue conocido por los Indos, también por la vía comercial —talvez a causa de los frecuentes pedidos de este valiosísimo metal desde Europa. La palabra *stannum*, del cual derivan las palabras romanas *étain*, *stagno*, *estaño* y la palabra alemana *zinn*, la inglesa *tin* y las demás denominaciones germánicas de este metal, tiene su origen en la palabra céltica (gálica) *istan* o *stean*, lo que también es importante desde el punto de vista histórico-cultural. Durante mucho tiempo, los dos pueblos de la antigüedad clásica, como lo demuestran por ejemplo los hallazgos de útiles caseros en Pompeya y Herculano, cubrían su ya muy grande demanda por estaño desde las minas de las Provincias Galicia y Lusitania de la Península Ibérica, puntos desde los cuales se lo traían los fenicios que compraban el estaño en Gades (Cádiz) mercado de este metal y fundado ya cerca de 1000 años a. de J. C. Ya en tiempo de César figuraba la Bretaña como productor de estaño para la antigua Roma; posteriormente, Marsilia (Marseille) hacia donde se llevaba el estaño inglés desde la isla Iktis (Vectis, Wight) parte por tierra, parte por mar, desempeñaba un papel mucho más importante como mercado de estaño que antes Cádiz. Los fenicios y griegos conocían las islas inglesas como islas estaníferas o casiteritas ya desde mucho tiempo atrás. Hasta la invasión de los árabes en la Península ibérica, es decir hasta mediados del siglo octavo d. J. C., la minería de estaño era bastante activa en España. En cuanto a lo que se refiere a Gran Bretaña, parece que el comercio de estaño decayó solo por un corto tiempo durante la emigración de los pueblos. El mercado para el estaño inglés se trasladó en el siglo XII y XIII de nuestra era más hacia el norte, a las ciudades de Colonia y en especial a Brügger. Antes del siglo XII, Devonshire parece haber sido el centro principal de la minería de estaño de Inglaterra, posteriormente fue reemplazado por Cornwall, desde donde en el siglo XIV el blanco metal era esportado por sobre el mar aun hacia el oriente, a Constantinopla y Alejandría. En aquel tiempo los lavaderos de estaño de Devon (tal como los lavaderos españoles ya en el siglo VIII),

estaban ya casi agotados. A partir del siglo XII vemos iniciarse como productores de estaño tambien a Bohemia i a Sajonia, donde, despues de un mejoramiento en el beneficio de los minerales, la explotacion de los lavaderos de Graupen, Schönfeld, Altenberg, Geyer, Schlackenwald i Ehrenfriedersdorf se hizo mui intenso. Tan solo las dos últimas de las ciudades nombradas lograron producir en la primera mitad del siglo XVI de 10 a 15,000 quintales de estaño por año, habiéndose principiado por reconstruir nuevamente los antiguos escoriales i sacar el mineral de estaño aun por trabajos de minas desde el interior de la tierra. Durante la guerra de treinta años, la minería del estaño en Inglaterra avanzó en la misma progresion en que decayó en Alemania i Bohemia. Cornwall producía a principios del siglo XVIII ya 1,000 toneladas, a 1,000 kg. por año; al final del mismo siglo la produccion sobrepasaba ya 3,000 toneladas, pero la minería de estaño floreció tambien durante este siglo en Bohemia i Sajonia. En el siglo pasado en estos últimos paises decayó rápidamente esta industria, pues los yacimientos estaníferos se hicieron cada día mas pobres. Junto con esto, el precio del estaño subió desde 1300 mk. por tonelada, que tuvo desde mediados del siglo XVII hasta mediados del siglo XVIII, a 1,800 mk. al final de este último siglo. En el siglo XVI llegó el primer estaño de Málaga al mercado europeo. Siam i Málaga producian a principios del siglo pasado hasta 1,500 toneladas por año. La isla Banka produjo en el siglo XVIII mas de 3,000 toneladas de estaño, decayendo en seguida la produccion paulatinamente hasta llegar a la mitad, para subir despues nuevamente a mas de 5,000 toneladas por año.

Biliton producía desde 1860 hasta 1870 mas o ménos 1,000 toneladas al año, i en el decenio siguiente hasta 4,000 toneladas. Desde mediados del siglo pasado esportan tambien el Perú, Chile i Bolivia algunos cientos de toneladas de estaño por año. Desde 1853 entregaban tambien Victoria i Nueva Gales del Sur, i desde 1873 tambien Tasmania, una cantidad siempre creciente de estaño al mercado mundial. (Tasmania produjo de 3,000 a 5,000 toneladas por año desde 1874 a 1877). Desde principios del siglo pasado, Inglaterra era en Europa el único pais productor de estaño que podia tomarse en cuenta. En este pais, el estaño se estraía de capas cada vez mas profundas. Desde el año 1840 producía mas o ménos 8,000 toneladas por año, llegando aun a 10,000 durante los años 1874 a 1877.

A comienzos del siglo actual (1901), la produccion total de estaño en la tierra era de 88,519 toneladas. De éstas corresponden solo 4,267 a Inglaterra, 1,463 a la Alemania, 48 a la Bohemia, 15,218 a

Banku, 4,457 a Biliton, 3,398 a la Australia, 50,724 a los Straits Settlements i 8,941 a Bolivia. En el año de 1906 se obtuvo un total de 98,500 toneladas de estaño en el mundo, de las cuales 59,375 corresponden tan solo a los Straits. Casi la mitad de toda esta producción fué consumida por los Estados Unidos de N. A. Puede verse el enorme aumento en la producción i consumo del estaño (en toneladas) durante los años 1890 a 1906, consultando las cifras siguientes:

	1890	1893	1895	1897	1900	1904	1906
Produccion .	56,700	68,800	76,200	71,000	79,300	94,600	98,500
Consumo . . .	55,700	56,600	69,600	70,600	76,000	83,000	?

Despues del año 1906 el consumo mundial del estaño no ha de haber aumentado considerablemente, mas bien ha de haber disminuido, pues como es sabido, la situacion de la industria ha sido bastante deprimida durante los últimos años. Pero en el futuro mas inmediato es de esperar un considerable aumento en el consumo mundial del estaño, pues la industria de los metales comienza a surgir de nuevo.

Es ahora interesante ver el aumento del precio del estaño durante los últimos veinte años, en comparacion a las cifras indicadas mas arriba, que dan a conocer la demanda por ese metal:

Por 100 kgs. de estaño se pagaba:

De 1891 hasta 1895	marcos	171,3	1904	marcos	266,8
» 1896	» 1901	» 186,3	1905	»	303,8
	1901	» 246,1	1906	»	383,0
	1902	» 252,6	1907	»	365,8
	1903	» 266,8	1908	»	285,4
			1910	»	298,5

A pesar de la crisis por que ha pasado la industria minera en los últimos años, el exorbitante precio del estaño no ha subido mas desde el año 1906, sino que mas bien ha bajado, sin embargo no se puede desconocer un enorme aumento del precio de dicho metal en los últimos decenios. Probablemente—i como lo demostraré mas adelante—la demanda por estaño aumentará en los siguientes años, aumentando por consiguiente tambien el precio, que mui pronto será

tan alto que la industria se verá obligada a reemplazar el estaño por otros metales o aleaciones, o por sustancias orgánicas.

Consideremos por de pronto el conjunto de los yacimientos estaníferos del mundo. Veremos que todos ellos estuvieron primitivamente en el granito i en una roca salida de este último, la hialomicta, como tambien en ciertos pórfiros cuarzosos. Por consiguiente, solo tuvieron su oríjen en rocas jeolójicamente mui antiguas. En las primeras dos clases de rocas, el mineral de estaño, la casiterita, compuesta de ácido de estaño o mas bien dióxido, se presenta con mayor frecuencia diseminado, es decir repartido en pequeñas cantidades por toda la roca; pero ademas, el mineral se presenta tambien en vetas en el pórfiro granítico i en el cuarzoso, o en la vecindad de estas rocas. En yacimientos secundarios, la casiterita se encuentra tambien en el diluvion i aluvion entre los rodados de rocas graníticas o porfíricas. Es ésta la forma en la cual se le da la denominacion de estaño de lavadero a este mineral i de la cual se estrae la mayor parte del estaño hoi dia en uso. Por un proceso natural, mecánico, el agua ha amontonado en estos yacimientos (terrenos de acarreo con yacimientos estaníferos) en el trascurso de muchos siglos entre los rodados una cantidad relativamente grande de casiterita, que por su gran peso específico i gran resistencia a toda modificacion química i mecánica ha podido resistir enérgicamente a la accion del agua. Pero estos yacimientos no han existido ni existen en muchos puntos de la tierra. Se puede afirmar esto con toda seguridad, a pesar de que aun muchas rejiones de la tierra firme i de las islas no han sido exploradas suficientemente en el sentido minero. En estas exploraciones es justamente la casiterita la que con mas facilidad se escapa a la observacion del lego; pues, sin tomar en cuenta su gran peso (peso específico: 7). no tiene ninguna otra característica que delate su contenido metálico. La casiterita es un mineral blanquizco, pero por lo jeneral tiene un color amarillo, pardo i hasta negro a causa de la presencia de cantidades mas o ménos grandes de fierro. No tiene ningun brillo metálico i a veces, en ciertas variedades fibrosas de color de madera, se semeja a madera petrificada, por lo cual ha recibido el nombre minero de estaño-madera. Como ya lo hemos dicho, es mui probable que el descubrimiento i por consiguiente la explotacion de las minas estaníferas, se deba a que por un fuego encendido casualmente en un punto en el cual la casiterita estaba en la superficie, se haya producido estaño metálico debajo de la capa de carbon de leña en ignicion. Esto debe haber sucedido en época bastante remota. Yo mismo he oido de los indíjenas de las islas estaníferas

Banca i Biliton que el descubrimiento del estaño se debe a ese hecho.

Allí donde en las rocas se presentan vetas estaníferas de gran estension, por lo jeneral se encuentran o se encontraban en su vecindad tambien lavaderos estaníferos; pero no sucede lo mismo en sentido contrario, pues raras veces se han encontrado vetas estaníferas dignas de explotarse en la vecindad de los lavaderos, por mui grandes i ricos que fueran. De vez en cuando puede atribuirse este hecho a la circunstancia de que las vetas ricas, que han dado oríjen al material estanífero para los lavaderos, han sido destruidas totalmente por la accion del agua. Por lo demas, tiene esto su fundamento en el hecho de que los yacimientos secundarios han obtenido su mineral de estaño esclusivamente por numerosas vetas estaníferas pequeñas o por granitos i hialomictas (greise) que contenian la casi-terita únicamente en forma diseminada.

Los lavaderos de estaño mas estensos i mas ricos del mundo son indudablemente los de la península de Malaka, que dan en la actualidad el estaño llamado Straits. Pero estos lavaderos han entregado ya desde siglos atras, i aun en la antigüedad, la mayor parte del estaño para las enormes cantidades de objetos de bronce fabricados antiguamente en Asia, objetos que en parte eran de dimensiones gigantescas. En la antigüedad entregaron ademas tambien grandes cantidades de estaño para la esportacion hácia el Africa i los paises que rodean el Mediterráneo. A pesar de todo, estos lavaderos no están agotados, lo que sin duda debe suceder en otros lavaderos surasiáticos, c. p. ej. en algunos de Burma, Siam, Merwar, Bengalia i China, despues que en ellos hubo un recio movimiento minero. (La China producía en 1880 todavía 5,000 toneladas de estaño, pero hoi dia ya importa mas de 10,000 toneladas por año). En cuanto a lo que se refiere a los lavaderos de estaño diluviales i aluviales de Banku i Biliton, segun mi parecer, el agotamiento de ellos es tambien solo cuestion de unos cuantos decenios, diga lo que se diga. Los lavaderos de Australia (nueva Gales del Sur, Queensland, Victoria, Tasmania) tampoco podrán resistir por mucho tiempo. Pero en Australia se encuentran tambien vetas estaníferas explotables que no se agotarán completamente sino despues de un tiempo largo. Inglaterra es indudablemente el único pais de Europa que podrá entregar aun por algunos decenios una cantidad no despreciable de estaño al mercado mundial. Se debe esto a que se explotan minas siempre mas profundas i de baja lei; pero sus lavaderos de estaño pueden considerarse como agotados. Como ya lo hemos dicho, las existencias de minerales estaníferos de Bohemia i Sajonia ya no juegan ningun pa-

pel. En cuanto a lo que se refiere a los demas yacimientos estaníferos de Europa, los españoles, tan ricos antiguamente, solo entregan contadas toneladas al año. (Minas sin importancia se esplotan hoy dia aun en la provincia de Salamanca, en la frontera de Orense i Pontevedra, en la provincia de Almeria, i tambien en Portugal). Interesantes desde el punto de vista jeológico, pero técnicamente sin importancia, son los yacimientos de casiterita de Cartajena, donde el mineral se presenta en forma de lentejas escepcionalmente en esquistos pernianos, como tambien los de Camerella junto a Livorno, donde la cal del Sias se presenta en parte con incrustaciones de granitos de mineral de estaño. (De aquí estrajeron probablemente los antiguos Etruscos el estaño para sus famosos bronce).

Tambien en el Morbihan, en la Bretaña, se estrae algo de estaño de rocas graníticas. Mineral de estaño se encuentra tambien en pequeña cantidad en Suecia, Finlandia, Groelandia i tambien en la Siberia i Persia. En cuanto a la existencia de minerales estaníferos en el Africa poco se puede esperar de ello a pesar de que entre 1860 i 1870 se trajeron algunos cientos de toneladas de estaño de la tierra del Cabo de Buena Esperanza a Inglaterra; por el año cincuenta del siglo pasado se trajo tambien pequeña cantidad de minerales estaníferos de Arjelia a Europa. Tampoco Norte-América podria entregar grandes cantidades de este útil metal al mercado mundial. En los Estados Unidos se encontró casiterita en Maine, New Hampshire, Massachusetts, Connecticut, Pennsylvania, Missouri i California—pero siempre en yacimientos de poca importancia, tal como los de Méjico, Granada, Perú, Chile, Brasil algunas islas de las Antillas. En cuanto a los yacimientos estaníferos de Bolivia, es probable que pronto contribuyan con una cantidad considerable al consumo mundial del estaño. Segun todo lo que hemos dicho, son los yacimientos i lavaderos de la península de Malaka los que cubren hoy dia la mayor parte del consumo mundial, solo ellos podrán seguirlo siendo aun por una serie de decenios. Pero esto no podrá durar siglos, i si el consumo de estaño aumenta en la misma progresion que en los últimos decenios (llamo la atencion hácia las cifras de mas arriba i espongo ademas que en 1870 la produccion de estaño solo era de 27,000 toneladas), tambien los yacimientos estaníferos de Straits estarán completamente agotados ántes de que trascurra un siglo. Me ha sido imposible obtener datos seguros sobre esto. Supongamos ahora que los yacimientos de Malaka pueden dar estaño por un lapso de tiempo dos i hasta tres veces mayor, siempre se producirá un verdadero pánico de estaño en el mundo industrial, si no se ha aprendido calcular ya desde ántes con este

factor. Para comprenderlo mejor, basta seguir una vez la historia del estaño i la demanda por él en el mercado mundial.

Ya hemos hablado del empleo del estaño en la antigüedad i en la época del bronce para la fabricacion de útiles i armas. En la Edad Media en Europa, la Iglesia cristiana necesitó de gran cantidad de estaño, especialmente por la introduccion de las grandes campanas en el siglo VI i VII. El bronce para estas campanas contiene ademas de un 80% de cobre tambien un 20% de estaño, miéntras que los bronce antiguos contienen únicamente un 10% de estaño. Tambien el arte eclesiástico se servia frecuentemente del bronce. Basta recordar las preciosas puertas de bronce de la catedral de Augsburgo, Worms, Hildesheim, Mowgorod, etc., i los esquisitos trabajos en bronce de los italianos Pisano, Ghiberti, Donatillo i Verrochia, i sobre todo, los de nuestro maestro de la fundicion, Pedro Vischer. Despues de inventada la pólvora, la artillería de los diversos paises civilizados comenzó a necesitar enormes cantidades de estaño, pues el bronce de los cañones contiene por nueve partes de cobre mas o ménos, una de estaño. Una vez descubierto el conocido bronce Uchiatio, que por un estiramiento en frio adquiria las propiedades del acero, queda siempre dudoso si el empleo de bronce para cañones no aumente temporalmente. Mui luego se aprendió tambien a cubrir con una delgada capa de estaño de las vasijas de cobre, un arte que segun Plinio, era perfectamente conocido ya por los antiguos galos. Desde fines de la Edad Media el empleo de vasijas de mesa i copas de estaño puro, se estendió mas i mas en Italia i Alemania, i en el siglo XVI se descubrió el empleo de papel de estaño para la fabricacion de espejo, la vitrificacion de estaño para vajillas de cocina i mayólica, i tambien el esmalte de estaño para objetos de metal. Desde el siglo XVII comenzaron tambien a usarse algunas sales de estaño, especialmente de cloruro de estaño (principalmente en la industria de mercaderías colorantes)—i, lo que ha sido de una influencia mucho mayor sobre el enorme crecimiento del consumo mundial de estaño—desde esta época se comenzó a galvanizar el fierro, primeramente en Sajonia i Bohemia, despues que se habia dado a conocer esto en el siglo XVI por el conocido sabio Agrícola. Justamente para la fabricacion de la hojalata de fierro cubierta de estaño—la lata blanca (galvanizada) como se llama en el comercio— se consumen cantidades enormes del blanco metal. En qué progresion ha aumentado en los últimos tiempos la demanda por esta clase de hojalata, puede verse en las cifras espuestas mas abajo, i que solo se refieren a la Alemania. Se fabricó en los años:

1882	1887	1902	1906
12,000 tons.	13,800 tons.	41,500 tons.	59,200 tons.

Como la hojalata tiene por término medio 3 % de estaño, este se saca nuevamente con gran provecho de los desperdicios de la lata, desde el año 1848. Considerando el enorme consumo de estaño para la fabricacion de esa clase de hojalata, lo dicho mas arriba tiene una gran importancia económica nacional bastante grande. Así, por ejemplo, la importacion de estaño Straits en Norte América representaba en 1907 un valor de 160.200,000 marcos, empleándose la mayor parte de este estaño en la fabricacion de hojalata galvanizada. En la actualidad, ademas de las aleaciones ya nombradas del estaño, han tomado gran importancia tambien algunas otras, especialmente el bronce fosforado (un bronce con una pequeña cantidad de fósforo) i el bronce de silicio; que por ser buenos conductores de la electricidad, tienen un empleo técnico bastante considerable. Tambien el consumo mundial del papel de estaño, especialmente para envolver sustancias alimenticias, ha aumentado enormemente en la actualidad.

Si ademas de todo lo que hemos dicho, consideramos tambien el tan variado empleo del estaño en las diversas ramas de la industria, se viene fácilmente a la mente la pregunta; ¿Qué haria nuestra industria moderna si repentinamente se viera privada del poco aparente metal blanco? I aun no he mencionado todos los empleos que se dan hoi dia al estaño, tanto en la industria como en el arte. Sobre todo, aun no se ha dicho que este metal es irremplazable para soldar otros metales. Si desapareciera este «metal universal», como mui bien puede decirse, repentinamente del mercado, mui pronto se acabarían en la mesa de juego de nuestros niños los tan queridos soldados de estaño, i despues tambien las bonitas aleaciones con cobre, plomo, antimonio, que bajo el nombre de plata británica, arjentan, Christoffel, etc., aumentan tanto el adorno de la mesa en muchas casas. ¿Qué harían las fábricas de conservas de todo el mundo, para las cuales el estaño, inatacable por todos los ácidos grasos i vegetales, es de la mayor importancia i sin duda imposible de reemplazar por otro metal, pues esas propiedades solo la tienen diferentes metales preciosos o sus aleaciones? Solo podria tomarse en cuenta para este empleo al aluminio, pero solo en el caso de disminuir considerablemente en precio.

¿En qué otro punto de la tierra pueden descubrirse yacimientos

estaníferos? Teóricamente no es mui difícil contestar esta pregunta, i se puede decir, que la casiterita debe buscarse principalmente allí donde se presenten en gran estension granitos litioníticos, o donde existan formaciones aluviales o diluviales, que se compongan total o parcialmente de rodados de estas rocas o de Greisen. Como se sabe, el granito se compone de feldespatos, cuarzo i mica. Es raro—i yo mismo lo he constatado por numerosos análisis—que, por decirlo así, todas las micas potásicas en las cuales una parte del potasio ha sido reemplazado por litio, contienen tambien indicios de óxido de estaño (Sn O_2) que parece reemplazar químicamente parte del ácido silícico (Si O_2). Prácticamente no es tan sencillo contestar la pregunta enunciada mas arriba.

Fuera de las grandes montañas antiguas del norte de América i Asia, como tambien de Sud-América, que probablemente encierran aun grandes reservas de estaño, segun creo que pueden existir ademas cantidades apreciables del mineral que contiene el blanco metal, en la rejion de las estensas montañas primitivas i la parte sureste del Asia. Sobre todo considero de mucho porvenir en este sentido, la estensa rejion de la costa oriental mui plana de Sumatra i de las islas antepuestas, pero tambien el Siam i Burma i los territorios colindantes pueden llegar fácilmente a ser un campo floreciente de la minería de estaño, tal como en el continente australiano, algunas rejiones limítrofes con Nueva Gales del Sur i Victoria.

Despues de todo lo dicho, no quedará lugar a dudas que la cuestion de cuánto tiempo podrán las reservas naturales de estaño del mundo abastecer la demanda siempre creciente por ese metal, es de una importancia mucho mayor, en cierto sentido, que el agotamiento de las existencias de carbon de piedra, cosa que indudablemente sucederá mucho tiempo despues.

Solo llamo la atencion hácia la fuerza que aun puede estraerse de las corrientes de agua, de las olas del mar movidas por la marea alta i baja, de los rayos solares, sin tomar en cuenta las enormes existencias de turba (i de lignita) que encierran principalmente los terrenos de las latitudes norte. Miéntras que las fuerzas que descansan en los carbones minerales no serán, probablemente, mui difícil de reemplazar por otras, es aun una gran cuestion si para el «metal universal», el estaño, se encuentre algun dia otra sustancia inorgánica u orgánica que lo pueda reemplazar ventajosamente en alguna de las ramas industriales en las cuales tiene mayores aplicaciones. Considerando todo esto, creo no poder terminar mejor este trabajo que con las palabras: «Antes que sea tarde conviene restringir en lo posible el empleo del blanco

metal, que, solo poco considerado por el grueso de los hombres civilizados, juega un papel tan humilde, pero a la vez tan importante i tan variado, aun en la industria moderna. Seamos económicos en el empleo del estaño, ántes que sea tarde, para que no nos veamos obligados a pagarlo algun día a precio de oro.»

DR. EMILIO CARTHAUS.



Mineral de Caracoles

SUS DEPÓSITOS METALO-ARJENTÍFEROS

Este mineral despues de haber producido 1,622.949,413 gramos de plata fina, presenta en la actualidad el espectáculo chocante de verlo envuelto en un broceo jeneral. Para conseguir una muestra mineral de las gangas arrancadas a sus filones, seria tarea árdua encontrar una piedra que tuviera mineral de plata con lei de venta, o habria que recurrir a los armarios, donde son coleccionadas las muestras curiosas o ricas, o algun respaldito de mineral, escapado a la investigacion del pirquinero.

Cierto es que de las 212 minas de Caracoles, amparadas por la fé de sus propietarios, en cuatro hai trabajos intermitentes a lo que hai que agregar algunos trabajos de pirquen; entre todo se ocupan doce hombres, que es todo el elemento productor de Caracoles. Este decrecimiento de labor es la principal causa de la tremenda crisis que ha conducido el mineral a esta semi paralización i de ahí que la produccion sea nula.

*
* *

Son conocidas las circunstancias que han conducido al cuasi abandono del Mineral, que, a mas de la ya enunciada son: la baja de la plata; el retrainimiento del capital; la inconsecuencia de las compañías propietarias de minas importantes, que han repartido a sus accionistas los fondos de reserva creados i destinados para abrir nuevos horizontes en sus pertenencias i concluir interesantes reconocimientos; la carestía de los elementos para la vida, que ha motivado el aumento de jornal a los operarios; finalmente, la ninguna protec-

cion de las autoridades, pues hace tres años que se clama por un juez, sin haberlo podido obtener hasta aquí i no es éste el peor mal causado por la inercia gubernativa i comunal.

Los depósitos metalíferos con minerales de leyes elevadas, encontradas en Caracoles, tanto en los crestones como en las profundas gangas de los filones han sido circunscritos en pequeños espacios, sin continuidad entre ellos, aislados en las inmensidades de los relleños de los filones o vetas.

Estos depósitos creados por exhalaciones emanadas de la materia ígnea, en la época i miéntras se hacia el relleno de la rasgadura, se han incorporado caprichosamente en las posiciones que ocupan, al acaso, sin obedecer a una lei natural, sin buscar un lugar preferente, sin que motivo alguno esplique la existencia del metal que se ha unido a la ganga formando el mineral.

Es el aspecto que esos depósitos presentan a simple vista. Con un prolongado estudio de la estructura de los cerros; de la posicion i composicion de las rocas encajantes; de las erupciones de la roca plutónica que trastornó la formacion neptuniana, jenuina de Caracoles; de las combinaciones que se notan en la composicion de la gangas; de las circunstancias que acompañan los beneficios; de la seleccion en la calidad de las rocas mezozoicas a los que se ha adherido el fluido arjentífero metalizándolas; de la condicion de las rocas cristalinas que en muchos casos han conducido i depositado en el filon la pasta metálica; de las inclinaciones de los beneficios; de las formas que toman i que indiquen su provenencia; son estos hechos inherentes a los depósitos metalo-arjentíferos i determinan claramente las causas que los han producido, que dependen de reglas fijas. naturales e invariables i procuran al observador la esperiencia para aplicarla en casos análogos. Esas causas se han repetido con rigurosa subordinacion a circunstancias determinadas, que ya no cabe duda, que los hechos jeológicos se repetirán en lo desconocido, lo inexplorado: el terreno que tenga analogía con los que fueron los depositarios de las riquezas explotadas i es hácia él que el minero debe dirigir sus miras i sus exploraciones mineras.

* * *

En Caracoles los minerales arjentíferos se dividen en dos secciones: la primera es la rejion cálida comprendida entre la superficie i ochenta metros de hondura; produce minerales oxidados, que se encuentran en cantidad proporcional al órden que se especifica,

siendo de mayor a menor: cloruros, clorobromuros, plata nativa, plata córnea i raros cristales de yoduros.

La rejion fria forma el piso a continuacion i sigue hasta las mayores profundidades i produce minerales sulfurosos; el plomo ronco o arjiroso que predomina, el rosicler, las galenas arjentíferas, la blenda con subida lei de plata i estas pastas metálicas son aun mas complejas cuando se agregan el arsénico i antimonio, felizmente éstos son los ménos.

Esta division no es uniforme ni invariable en cuanto a la posicion de los minerales, el órden es interrumpido; en muchos casos se han hallado cloruros a 200 metros de hondura i debajo de la rejion fria, como se ha encontrado plomo ronco a inmediaciones de la costa terrestre; tambien una muestra mineral ha contenido metal de ámbas clases. La teoría tiene tantas excepciones que cuasi la destruye i esa revoltura es debida al trastorno jeneral que recibió el terreno de la era secundaria, cuando la erupcion de la roca plutónica.

*
* *

En la clasificación del mineral, al poder separar la pasta metálica de la ganga que lo contiene se obtendrian leyes de 50 a 83 %; pero, el metal está de tal modo impregnado en el criadero, que la separacion mas prolija deja gran cantidad de roca ligada a la pasta, de donde proviene que la lei del mineral disminuya notablemente, quedando reducida, para el comun de las grandes bonanzas de 120 a 169 D^s M^s. Este resultado aunado a los productos o esplotaciones de minerales pobres, hacen bajar estas leyes, visto que la lei media de la produccion total de Caracoles ha sido 58^o D^s M^s.

Los depósitos esplotados se han presentado en forma de reventones en los afloramientos, lentejas, riñones, bolsones, fajas, clavos, árboles, rosarios, segun hayan sido creados dentro del yacimiento; cada forma ha tenido su modo de procedencia diversa: el crucero ha producido el árbol, la cuña; la bifurcacion de vetas, el clavo; las estratas, la faja; de las exhalaciones han nacido el reventon, la lenteja, el riñon, el bolson, el rosario i cada uno de estos hechos se han sucedido mui distanciados el uno del otro, los que se repetirán en las rejiones que aun han quedado intactas, que abarcan las dos terceras partes de los filones i que son el porvenir de Caracoles, pues tienen, todas las circunstancias bonancibles del terreno ya esplotado. Hai largos trechos sobre los principales filones, sobre las grandes

corridas sin reconocimiento alguno, sin laboreos, sin que motivo alguno los haya condenado al olvido.

* * *

En la jeneralidad de los demas centros mineros del mundo, los minerales se encuentran diseminados en la ganga que rellena la veta i así presentan una base a la especulacion por tener metal a la vista que permite valorizar la pertenencia, i por mas fundadas que sean las expectativas de negocios mineros que no tengan metal a la vista no será posible arribar a negociacion cualquiera; en el dia, solo se coloca un negocio que tiene positivas expectativas.

Siendo que Caracoles es diametralmente opuesto a este sistema, de ahí proviene la dificultad invencible de formar sociedades que aporten a la mina el capital necesario para alcanzar el rico depósito metalífero.

* * *

Es ese tambien el momento propicio en que el capital debe i puede asociarse a la mina improductiva, entónces consigue condiciones ventajosas i módicas, al propio tiempo que rinde un servicio al minero ayudándole a salir de la inaccion por falta de recursos.

Téngase presente, que jamas la especulacion podrá asociarse a una mina que está en explotacion o que tenga cualquier metal a la vista, porque entónces el minero no necesita de ayudas, los alcances son mui productivos i de mui fácil explotacion.

Hoi, cualquier proposicion hecha a un propietario de minas no será desoida. Ningun otro mineral, brinda mas facilidades que Caracoles para establecer empresas mineras; las hai numerosas i adecuadas para grandes capitales i para modestos bolsillos, todas con probabilidades de éxito, siempre que los trabajos sean bien estudiados, bien dirigidos i honradamente ejecutados.

FELIPE LABASTIE.



Boletín de precios de minerales, productos metalúrgicos, salitre, combustibles, fletes i tipo de cambio internacional durante el mes de febrero de 1911.

COTIZACIONES EN LONDRES

COBRE — PLATA — SALITRE

FECHAS		COBRE EN BARRA	PLATA EN BARRA	SALITRE
		a 3 meses	a 2 meses	
		La ton. inglesa	Peniques p/. onza troy	Chelines por qq. español
Febrero	2.....	£ 56. 0.0	24. 15/16	8. 6
»	9.....	54. 18.9	23. 11/16	8. 7
»	16.....	55. 10.0	23. 15/16	8. 6
»	23.....	55. 12.6	24. 3/16	8. 6
Término medio del mes.....		55. 0.3	24. 3/16	8. 6 1/2

COTIZACIONES EN VALPARAISO

COBRE

FECHAS		Cotizacion europea	Cambio	PRECIO DE LOS 100 KS. LIBRE A BORDO			FLETES POR VAPOR	
				Barra	Ejes 50%	Minerales 10%	A Liverpool o Havre, sh. p./t/.	A New York dollars p/ ton.
Febrero	10.....	£ 55 12.6	10 29/32	\$ 110.40	46.67 1/2	5.85	35.0	\$ 8.75
"	24.....	55.10.0	10 27/32	110.75	46.80	5.87	35.0	8.75
Término medio del año....		10 28/32	110.57 1/2	46.73 1/2	5.86

PLATA-SALITRE-CARBON

FECHAS		PLATA	SALITRE		CARBON		
		Kgm. fino libre a bordo m/c.	95% al costado del buque, sh. por qq. español	Flete por buque de vela sh. por ton.	Cardiff Steam	Hartley Steam	Australia
Febrero	10.....	\$ 78.20	7.1 1/2	16 6	35 a 38	28 a 29	26.6 a 29
"	24.....	74.55	7.0 1/2	16.6	33 a 35	27 a 30	27.6 a 28.6
Término medio del año.....		76.37 1 2	7.1	16.6

