

BOLETIN

BIBLIOTECA
DE LA
SOCIEDAD NACIONAL DE MINERIA
SANTIAGO

DE LA

Sociedad Nacional de Minería

REVISTA MINERA

PUBLICACION MENSUAL

AÑO XXXI.—VOL. XXVI.—SERIE III

SANTIAGO DE CHILE
IMPRENTA, LITOGRAFÍA I ENCUADERNACION "BARCELONA"
Moneda entre Estado i San Antonio
1914

Sociedad Nacional de Minería

REVISTA MINERA



PUBLICACION MENSUAL

LA REVISTA MINERA

IMPRESA Y LITOGRAFIA ENCUADERNACION BARCELONA

BOLETIN

DE LA

Sociedad Nacional de Minería

DIRECTORIO DE LA SOCIEDAD

Presidente

Cárls Besa

Vice-Presidente

Cesáreo Aguirre

Directores

Aldunate Solar, Cárls
 Avalos, Cárls G.
 Elguin, Lorenzo
 Gandarillas, Javier
 Lanás, Cárls

Lecaros, José Luis
 Lira, Alejandro
 Maier, Ernesto
 Malsch, Cárls
 Pinto, Joaquín N.

Soza Bruna, Francisco
 Vattier, Cárls
 Videla, Augusto
 Yunge, Guillermo

Secretario

ORLANDO GHIGLIOTTO SALAS

Política petrolífera

El vivo interés que se nota en Chile por la cuestión petróleo no es un fenómeno de carácter local, se trata de un movimiento mundial. La causa de este movimiento es clara: en los últimos años se han multiplicado las aplicaciones del petróleo, o mejor dicho, de los productos derivados de él, en un grado tal que el consumo de dichos productos ha aumentado en forma verdaderamente prodijiosa i, a pesar de haber aumentado también enormemente la producción, los precios han subido considerablemente. Altos precios significan mayores ganancias para los industriales que se ocupan del ramo i de ahí el universal interés que se ha despertado al rededor de esta industria.

La situación actual de demanda activa i altos precios no es transitoria, ella tiene caracteres de permanencia muy marcados. En efecto, si se analizan: 1.º Las fuentes de producción del petróleo; 2.º Las múltiples i constantemente crecientes aplicaciones de los productos derivados de él; i 3.º El movimiento del mercado petrolífero en años pasados i sus tendencias actuales, se llega al convencimiento que la situación de esta industria será cada año más importante, más activa i más atrayente desde el doble punto de vista económico i técnico.

Nos ocuparemos brevemente de los tres tópicos enunciados, en seguida, basándonos en documentos oficiales, que se acompañan; i en observaciones i

datos recojidos personalmente en el curso del estudio detenido de esta industria en los Estados Unidos, trataremos de indicar las líneas jenerales que debiera seguir la política petrolífera chilena.

Fuentes de produccion del petróleo.—Se hallan distribuidas en todos los países del mundo i no se exajera al decir que solo una pequeña porcion de las fuentes existentes i conocidas se explotan en la actualidad. Con todo, la produccion es enorme i el valor derivado de ella está en proporcion. Las últimas estadísticas, correspondientes a 1912, arrojan los siguientes totales:

Estados Unidos.....	29,615,096 toneladas métricas		
Rusia.....	9.317,700	»	»
India.....	2.467,933	»	»
Méjico.....	2.207.762	»	»
Rumania.....	1.806,942	»	»
Galicia.....	1.187,007	»	»
Perú.....	232,486	»	»
Japon.....	222,854	»	»
Otros países.....	217,945	»	»
TOTAL.....	47.276,725 toneladas métricas		

En 1912 la produccion total de petróleo crudo fué de 47,276,725 toneladas métricas con un valor de mas de \$ 1,000.000,000 oro de 18d. Es de advertir que el valor apuntado corresponde al petróleo crudo, en los campos petrolíferos, en otros términos, es el valor de la materia prima de la industria de la refinacion del petróleo.

La cantidad de petróleo crudo, tal como sale de los pozos, que se emplea directamente en las industrias es insignificante i esto por una doble razon 'de índole económica i técnica a la vez. En efecto, no conviene emplear directamente el petróleo crudo en las industrias, donde tendria aplicacion como combustible especialmente, porque en dicho estado es un producto demasiado valioso para quemarlo i en segundo lugar porque presenta inconvenientes en su empleo, como ser su excesiva inflamabilidad, en algunos casos, i su estrema viscosidad en otros. De ahí que la casi totalidad del petróleo producido sea sometido a una serie de tratamientos que se denominan bajo el nombre comun de «Refinacion del petróleo» i que tienen por objeto extraer de él numerosos productos que tienen las aplicaciones mas variadas. Bajo el acápite 2) nos ocuparemos de estos productos derivados del petróleo i de sus aplicaciones.

Los Estados Unidos figuran a la cabeza de los países productores de petróleo con un 63% de la produccion mundial en 1912. No es, por consiguiente, de estrañarse que en este país la industria en cuestion haya alcanzado mayor desarrollo i perfeccionamiento en todas sus facetas. No entraremos aquí en detalles de orden técnico, los que deseen tener mas datos al respecto pueden consultar un estudio sobre «La Industria del Petróleo» publicado en los boletines de la Sociedad de Fomento Fabril i Nacional de Minería en Diciembre de 1913.

Es, sin embargo, de interes anotar aquí ciertas observaciones jenerales relativas al desarrollo de las fuentes petrolíferas de los Estados Unidos. Como es sabido, los campos petrolíferos de este país se dividen en tres grandes grupos: 1.º Los del Este (Pensylvania, Ohio, Tennessee, Virginia), 2.º Los del Centro (Kansas, Oklahoma, Louisiana, Texas) i 3.º Los del Oeste (California). Los campos petrolíferos del Este son los mas antiguos i están ubicados en una seccion densamente poblada del país donde el Estado no posee tierras i la industria se ha desarrollado privadamente, puede decirse, sin intervencion directa del Estado. En el Centro, i especialmente en el Oeste (California) los mejores campos petrolíferos se han desarrollado en terrenos de propiedad del Estado Federal i aquí ha demostrado el Gobierno de los Estados Unidos su política previsora i de franca ayuda a la industria petrolífera. En efecto, la oficina del levantamiento jeológico (U. S. Geological Survey) procedió a levantar buenos planos topográficos i a hacer un estudio detenido de la jeología de dichos terrenos fiscales; estos estudios que han sido publicados i que cualquiera puede adquirir gratuitamente solicitándolos del director de la oficina, no solo pusieron de manifiesto la existencia del petróleo en dichos terrenos sino que en los planos respectivos están anotados los lugares mas apropiados para proceder a la explotacion i muchos otros datos mui valiosos.

Con esta base i favorecida por una lejislacion liberal se ha desarrollado en dichos terrenos fiscales de California una industria petrolífera americana, netamente nacional, que es la mas próspera entre todas las industrias similares tanto dentro como fuera de los Estados Unidos. Así lo prueba el hecho que California figure a la cabeza de todos los Estados de la Union con una produccion de 14,000,000 de toneladas de petróleo en 1912, equivalente al 38.92% de la produccion total del país.

Ultimamente la Asociacion para la Conservacion del Petróleo (Oil Conservation Association) de los Estados Unidos, formada por personas responsables i competentes en la industria del petróleo i que han observado i estudiado su desarrollo en California, ha redactado un proyecto de lei para reglamentar la concesion de terrenos petrolíferos fiscales. La Asociacion al redactar dicho proyecto de lei ha tenido en vista:

- 1) Evitar el monopolio o acaparamiento de los terrenos petrolíferos por unos pocos.
- 2) Asegurar al Estado la mayor entrada posible al mismo tiempo que favorecer el desarrollo de la industria privada.
- 3) Evitar derecho o mal aprovechamiento del petróleo i hacer que la explotacion se haga en forma económica.
- 4) Hacer imposibles los fraudes de parte de jente inescrupulosas.
- 5) Hacer en lo posible que la lei tenga efectos automáticos, de manera a reducir al mínimo la vijilancia o intervencion del Estado.

Hemos creído, por consiguiente, de interes reproducir mas adelante el citado proyecto de lei.

La accion del Estado ha ido todavía mas léjos para favorecer el desarrollo de la industria i salvaguardar los intereses de los industriales de recursos modestos; al efecto, ha reglamentado los servicios de trasportes del petróleo i ha perseguido judicialmente al *trust* del petróleo con el fin de detenerlo en su

política abusiva i de acaparamiento. Esto requiere algunas esplicaciones. Como es sabido, el trasporte del petróleo desde los campos de produccion a los centros de consumo se hace en la actualidad eselusivamente por cañerías, wagoes estanques de ferrocarril, o bien en buques estanques, segun sea el caso. Todos estos sistemas de trasporte requieren instalaciones costosas que están fuera del alcance de los pequeños productores. Dentro del territorio de los Estados Unidos el trasporte del petróleo por ferrocarriles está reglamentado por las leyes ferrocarrileras. Pero no existia, hasta hace poco, reglamentacion para el trasporte por cañerías, las que eran consideradas como instalaciones industriales de carácter privado. Dada la enorme importancia que tiene este sistema de trasporte para el desarrollo de la industria, el Gobierno federal dictó una lei declarando todas las cañerías que hacen el trasporte de petróleo entre dos Estados como instalaciones de servicio público, obligándolas, por consiguiente, a prestar sus servicios a todos los productores que lo soliciten, previo pago de una tarifa fija i equitativa. Esta lei, a pesar de haber encontrado grandes dificultades en su aplicacion i de haber sido tachada de inconstitucional, favorecerá enormemente a los pequeños productores que hasta ahora han estado restringidos en su desarrollo por falta de facilidades para trasportar su produccion hasta los centros de consumo.

La lucha del Estado contra el *trust* del petróleo ha sido una verdadera epopeya, pero no es el caso de ocuparnos de ella aquí. Baste decir que de la investigacion prolija i minuciosa hecha por la oficina de las corporaciones de los Estados Unidos (Bureau of Corporations) se puso de manifiesto en forma incontrovertible que el *trust* del petróleo ha causado enormes daños al pais: 1) Aniquilando la industria privada, valiéndose para ello de procedimientos absolutamente impropios, 2) Abusando indebidamente del público consumidor para asegurarse entradas fabulosas.

Productos derivados del petróleo.—Como se dijo mas arriba, la casi totalidad del petróleo crudo producido es sometido, ántes de ser entregado al consumidor, a una serie de tratamientos que se denominan bajo el nombre comun de «Refinacion de petróleo». Ella constituye una de las grandes industrias modernas, toma el petróleo crudo de los pozos para trasformarlo en gasolina, nafta, bencina, aguarras, parafinas para lámparas, estufas i motores, todas las variedades imajinables de aceites i grasas lubricantes, petróleos combustible i para la fabricacion del gas de alumbrado, parafina sólida, asfalto i muchos otros productos de menor importancia que seria largo enumerar. Pasando en revista los productos mas importantes enumerados, tenemos:

La gasolina o nafta, como se la designa mas comunmente, encuentra su mayor aplicacion en los automóviles, estos vehículos constituyen una necesidad imprescindible de la vida moderna, no como artículos de lujo por cierto, sino desde el punto de vista industrial i económico. La mejor prueba de esto está en que por escepcion se vea otra clase de vehículos en las grandes ciudades i centros industriales importantes de Europa i Estados Unidos. En efecto, el automóvil ha reemplazado la casi totalidad de los carruajes de caballos públicos i privados, el ómnibus ha cedido el paso al autobus, los carretones con caballos no pueden sostener la competencia de los automóviles de

carga, los coches autom6viles a gasolina se emplean estensamente en las lneas f6rreas de poco tráfico, etc., etc. Las razones de esta sustitucion del caballo por el motor a gasolina son: mayor velocidad i mayor capacidad de acarreo, requeridas por las exigencias de la vida moderna.

La parafina para motores desempeña un papel semejante a la de la naf-ta con respecto a los motores estacionarios. Los motores a parafina encuentran vastas aplicaciones en las diversas industrias, agricultura i minería i en muchos casos su empleo es preferible a los motores a vapor. En efecto, para jenerar enerjía por medio del vapor se requiere el concurso del carbon i del agua; a menudo es necesario trasportar el carbon a largas distancias i en otros casos el agua es escasa o inadecuada para ser empleada en las calderas; en tales condiciones el empleo de motores a parafina es mas conveniente i económico, pues ellos requieren una cantidad insignificante de agua para refrigeracion i con un kil6gramo de parafina se puede jenerar tres veces mas enerjía que con kil6gramo de carbon.

El petr6leo combustible que se emplea en los motores Diesel presenta, en muchos casos; grandes ventajas sobre el vapor i otros medios de jenerar enerjía.

El petr6leo combustible es ademas un serio competidor en su empleo para jenerar fuerza motriz a vapor; las ventajas del primero sobre el segundo son tantas i tan conocidas que están demas repetir las aquí.

Deseamos, sin embargo, insinuar la enorme importancia que la sustitucion del carbon por el petr6leo, en los buques de guerra, tiene para la escuadra de un país.

Es evidente que esta cuestion habrá recibido debida atencion de parte de los círculos navales chilenos.

No sintiéndonos con la competencia necesaria para discutir este punto nos limitaremos a hacer referencia a las apreciaciones que esta materia les merece a dos de las autoridades mas competentes: Mr. Winston Churchill, primer Lord del Almirantazgo ingles i Mr. Daniels, Ministro de Marina de los Estados Unidos; quienes representan la opinion de las autoridades navales inglesas i americanas respectivamente.

En sesion del 24 de julio de 1913, el Ministro de Marina Británico, ha puesto con toda claridad ante el Parlamento Ingles las diversas facetas de este problema. insistiendo al mismo tiempo en la necesidad de procurarle una pronta i ámplia solucion. Mr. Churchill, en su discurso que reproducimos mas adelante, ha insistido particularmente sobre los puntos siguientes-

1) Las enormes ventajas que el empleo del petr6leo, como combustible en lugar del carbon, tiene para los buques de guerra. Estas ventajas significan: mayor velocidad, potencia i radio de accion conjuntamente con una considerable reduccion del personal, gastos de construccion i mantenimientos para los barcos que emplean el petr6leo, segun se desprende de la propia esperiencia de la escuadra inglesa que cuenta con mas de ciento cincuenta buques de guerra que queman petr6leo.

2) Necesidad de asegurar la provision del petr6leo adecuado para el uso de la escuadra en cantidad suficiente i a precios convenientes. Para lograr esto el Gobierno debe ser dueño o tener control directo de las fuentes de petró,

leo i el Almirantazgo debe disponer de sus propios elementos para trasportar-almacenar i refinar el petróleo.

Mr. Daniels, Ministro de Marina de los Estados Unidos, se ha dirigido al Congreso de su país, en fecha reciente, recomendando la necesidad urgente de legislar en el sentido de asegurar permanentemente para la escuadra la provision de petróleo combustible que requiere para su uso. En el fondo las recomendaciones del Ministro de Marina americano son las mismas que hizo con anterioridad Mr. Churchill ante el Parlamento Ingles. Los medios propuestos para alcanzar el mismo fin son necesariamente diferentes desde que las Islas Británicas no poseen yacimientos petrolíferos mientras que dentro del territorio de los Estados Unidos hai abundantes fuentes de petróleo de propiedad fiscal i privada.

El mensaje de Mr. Daniels que se reproduce mas adelante se ocupa principalmente de los siguientes puntos:

La superioridad incontestable del petróleo sobre el carbon para el uso de los buques de guerra; la actividad que el gobierno ingles ha venido desarrollando en el sentido de asegurar la provision de petróleo para su escuadra, actividad que queda de manifiesto con la adquisicion de terrenos petrolíferos en Méjico por firmas inglesas, i por la construccion de grandes estanques de almacenaje que está llevando a cabo el mismo gobierno por un valor de \$ 1.871,750 oro americano; necesidad de asegurar para la escuadra americana la provision de petróleo que requiere para sus usos; en la actualidad la escuadra de los Estados Unidos está empleando anualmente 114.000,000 de litros de petróleo, cantidad que se elevará dentro de algun tiempo a 475.000.000 de litros anuales; el gobierno está pagando por el petróleo precios cada vez mas subidos en provecho de las pocas corporaciones que controlan el mercado i en detrimento de los intereses del país; para remediar esto es necesario que el gobierno esploté los terrenos petrolíferos que posee, que transporte, almacene i refine todo el petróleo que necesita para sus usos.

Alemania, ha creído necesario ir todavía mas léjos que los dos países citados, al efecto, el Reichtag se ocupa actualmente en la discusion de un proyecto de lei que convertirá la industria petrolífera alemana en monopolio del Estado.

Francia que hasta ahora no ha producido petróleo dentro de su territorio o en sus colonias, comprende claramente la importancia que tiene el combustible líquido. Varias comisiones de jeólogos del Estado se ocupan al presente de estudiar prolijamente las formaciones jeológicas del país en la esperanza de descubrir el petróleo; simultáneamente se llevan a cabo perforaciones de pozos en aquellas rejiones ya estudiadas que tienen indicio de ser petrolíferas.

Los gobiernos de Italia, Rusia, Rumania i en una palabra de todos los países adelantados, se están preocupando vivamente del problema del combustible líquido.

Nuestro progresista vecino, la República Argentina, hace tiempo que reconoce la importancia del mismo asunto, basta citar estos dos hechos; el gobierno ha destinado la suma de \$ 7.500,000 nacionales al desarrollo de la in-

dustria petrolífera nacional i tiene en construccion un vapor estanque que se destinará al trasporte del petróleo para el servicio de la escuadra.

El petróleo combustible reemplaza con ventaja al carbon prácticamente en todas las industrias, i es un hecho ámpliamente comprobado por la experiencia que el carbon no puede competir con aquel en las siguientes industrias: Navegacion, Ferrocarriles, Produccion de Fuerza Motriz, Fundicion de Minerales (con escepcion de los altos hornos de fierro), Fabricacion del Gas de Alumbrado, siempre que el precio de una tonelada de petróleo no sea mayor que el precio de dos toneladas de carbon de la mejor calidad. Este es el caso de California i en todas las industrias citadas, que han alcanzado un alto grado de desarrollo en este Estado, el petróleo ha desalojado completamente al carbon.

Continuando con los demas derivados del petróleo crudo, tenemos:

La parafina para lámparas, léjos de haber disminuido su empleo a causa de la jeneralizacion de la electricidad i del gas de alumbrado, va adquiriendo cada vez mayor importancia i el consumo va en aumento. La razon de esto es obvia: junto con el progreso de un pueblo aumenta la necesidad del alumbrado i es cada vez menor el número de jentes que no se conforma con vivir a oscuras. La mejor prueba de lo dicho se encuentra en este pais; el enorme territorio de los Estados Unidos con su poblacion de 100.000.000 de habitantes puede dividirse en tres grandes secciones: el Este que ha alcanzado la cúspide del desarrollo industrial i de la cultura; el Oeste en estado intermedio de cultura i de desarrollo industrial, i por fin el Sur, a causa de la abundancia de la poblacion negra (casi 50 %) se encuentra en condiciones inferiores de cultura e industrialismo. Pues bien, el consumo de parafina «per capita» alcanza su máximo en el Este i su mínimo en el Sur. El consumo medio anual «per capita» en Estados Unidos alcanza a 95 litros; miéntras que en los países mas atrasados, como la China, por ejemplo, no pasa de cinco litros por habitante por año. En Chile, por desgracia, el pueblo vive todavía sumido en la oscuridad con su consumo de parafina que no alcanza a 6 litros por habitante al año.

El consumo de parafina por habitante da una medida mui aproximada, se me ocurre, del grado de cultura de la poblacion obrera de un pais, pues la única hora de que dispone el obrero para leer e instruirse es la noche i por esto necesita alumbrado. El sistema mas económico de alumbrado sigue siendo la parafina en todas partes del mundo, con rarísimas escepciones locales. Una manera indirecta de fomentar la cultura del pueblo consiste en suministrarle alumbrado barato i esta es una de las razones que el gobierno aleman tiene en vista al crear el monopolio fiscal del petróleo.

Comparando, en la misma fecha, las cotizaciones de la parafina en Chile (Revista Comercial de Valparaiso) i en los demas países del mundo inclusive India, China i Japon. (Petroleum Review, London; Oil Pament and Drug Reporter, New York) notamos que las cotizaciones de Chile son mas altas que las de todos los demas países.

Otro grupo importantísimo de derivados del petróleo crudo son los aceites i grasas lubricantes. Hasta hace pocos años este elemento indispensable de todas las industrias era fabricado con cuerpos grasos de oríjen vegetal i

animal; hoy se le extrae casi exclusivamente del petróleo crudo i se obtiene un producto de calidad muy superior i a menor costo. No insistiremos sobre este punto por haberlo tratado con mayor detencion en otra ocasion (Algunos Consejos Prácticos sobre la Eleccion i el empleo de los Lubrificantes.—Boletín de la Sociedad de Fomento Fabril, setiembre de 1913.)

La mayor parte de la parafina sólida que se emplea en la fabricacion de velas i otros usos se deriva igualmente del petróleo crudo. Ese valioso producto se encuentra principalmente en los petróleos de Pennsylvania i su extraccion i elaboracion ha dado origen a una importante industria.

Por fin el asfalto constituye el residuo sólido que queda despues de la destilacion de los petróleos llamados «a base de asfalto» que se encuentran principalmente en California, Texas i Méjico. El asfalto derivado del petróleo es el mas adecuado para la construccion de toda clase de pavimentos i otros usos industriales. Es frecuente oír que el «Asfalto Trinidad» o el «Asfalto natural de Roca» u otro asfalto de nombre retumbante es el único que da buenos resultados i produce pavimentos durables; esto es sencillamente «bluff» o reclame comercial; la única diferencia que existe entre estos asfaltos i el asfalto derivado del petróleo es que aquellos son mas o ménos impuros (contienen de 10 a 30 o mas por ciento de tierra o arcilla) mientras que el último es puro. La composicion del betúmen es siempre la misma i la duracion de un pavimento depende exclusivamente de que sea debidamente ejecutado en todos sus detalles. Agregaremos, finalmente, que con un barril de asfalto derivado del petróleo, que es betúmen casi puro, se puede cubrir mayor superficie de camino que con un barril de asfalto natural; que es betúmen muy impuro, i esto porque la mezcla final que forma la superestructura de un camino de asfalto debe contener mas o ménos 10% de betúmen, el 90% restante está formado de materia mineral (arena, cemento etc.) que agrega durante la construccion.

El mercado del petróleo.—Como se hizo notar mas arriba, los Estados Unidos producen mas petróleo que todos los demas países juntos; en 1912 su produccion alcanzó al 63.25% del total de la produccion mundial i su exportacion de petróleo crudo i productos derivados fué de 7,259 millones de litros por un valor de \$ 335.368,000 oro de 18d.

En vista de esto i no teniendo a mano datos suficientes relativos a las cantidades i valores del petróleo producido en los demas países, nos referimos solo al mercado del petróleo americano, que refleja suficientemente el estado del mercado mundial.

En los últimos se nota un marcado incremento tanto en la produccion como en el precio del petróleo i este fenómeno no es mas acentuado para los años 1911, 1912 i 1913. En efecto, comparando las cifras correspondientes a los años 1911 i 1912 se observa que la produccion de 1912 fué en unas 250,000 toneladas mayor que la de 1911 i el incremento de precio ha sido mucho mas importante todavia pues se registra un aumento de 22% en el valor de la produccion; al mismo tiempo hubo una disminucion de 10% en los stocks de petróleo acumulados en el país, que ascendian a 20.000,000 de toneladas a fines de 1911.

Aunque todavia no han salido a luz las estadísticas correspondientes a

1913, se sabe ya que la producción ha sido bastante mayor que en 1912 i el precio ha subido considerablemente; al efecto basta comparar las cotizaciones de los diversas calidades de petróleo crudo a fines de 1912 i 1913, respectivamente, para cerciorarse de este notable aumento de precios:

COTIZACIONES EN ORO AMERICANO POR BARRIL

(Petroleum Review, London)

	1912	1913
	—	—
Petróleo crudo de Pennsylvania....	\$ 1,60	\$ 2,50
» » » Ohio.....	1,04	1,39
» » » Indiana..	0,99	1,34
» » » Illinois.....	0,87	1,30
» » » Mid-Continent...	0,70	1,03
» » » Texas.....	0,75	0,90
» » » California.....	0,65	0,60

Disponemos de los datos siguientes relativos a la esportacion de petróleo americano durante los diez primeros meses de 1913 (Oil Paint and Drug Reporter, New York):

Durante el período en cuestion se nota un aumento considerable de la esportacion de productos derrivados del petróleo crudo, en comparacion con el mismo período del año 1912. El aumento del valor de los productos esportados es todavía mayor que el aumento en el volúmen, pasando en revista el movimiento de los principales productos, tenemos que figura en primer lugar por su importancia la parafina para lámparas; durante los diez meses (Enero a Octubre) de 1913 se esportaron 3,478 millones de litros por un valor de \$ 158.565,000 oro de 18d. contra 3,200 millones de litros por un valor de \$ 138.308,000 oro de 18d. en 1912. Estas cifras acusan un aumento de 8,67% en el volúmen i 14,64% en el precio.

Los aceites lubricantes vienen en segundo lugar de importancia, nótese en éstos una disminucion en el volúmen de la esportacion a pesar de registrarse un aumento en su valor, como lo indican las cifras siguientes: En 1913, 647 millones de litros por un valor de \$ 65.480,000 oro de 18d; para el mismo período de 1912, 668 millones de litros por un valor de \$ 62,277.900 oro de 18d. o sea, una disminucion de 4,46% en el volúmen i un aumento de 5,14% en el valor de la esportacion.

Para la nafta se registran las siguientes cifras:

10 Meses de 1913: volúmen 602 millones de litros por un valor de \$ 63.921,000 oro de 18d.

10 Meses de 1912: volúmen 569 millones de litros por un valor de \$ 42.990,000 oro de 18d. Lo que significa un aumento de 5,83% en el volúmen i 48,93% en el valor. Este enorme aumento de precio de la nafta se de-

be al aumento de la demanda orijinado por el gran desarrollo que, de año, en año, se observa en el automovilismo.

El aumento tanto de volúmen como de precio alcanza su máximo para la esportacion de petróleo combustible; las cifras son las siguientes para los dos períodos en cuestion:

1913: Volúmen 1,220 millones de litros por un valor, en oro de 18d. de \$ 22.072,000.

1912: Volúmen 774 millones de litros por un valor, en oro 18d. de 12.150,000. Lo que equivale a un aumento de 57, 59% en volúmen i 64, 36% en valor.

La esportacion de petróleo crudo fué en los diez primeros meses de 1913 de 606 millones de litros avaluados en \$ 18.713,000 oro de 18d. contra 563 millones de litros, de 1912, avaluados en \$ 14.441,000 oro de 18d. o sea, un aumento de 7,58% en el volúmen i 29, 58% en el valor.

Resumiendo tenemos que el conjunto de la esportacion de los productos derivados del petróleo ha sido para los diez primeros meses de 1913 de:

6,555 millones de litros por un valor de \$ 328.753,000 oro de 18d. Durante el mismo período del año anterior, la esportacion fué de: 5,786 millones de litros por un valor de \$ 270,379,000 oro de 18d. Lo que significa un aumento de 13,31% en el volúmen i de 21,14% en el valor total de la esportacion.

Segun se dijo mas arriba al comparar los resultados de 1911 i 1912 se anota para este un aumento de 22% en el valor de la produccion de petróleo. Por consiguiente se puede decir que el aumento anual del petróleo crudo i de sus productos ha sido constante (22% aproximadamente) para la serie de años 1911, 1912 i 1913.

Las condiciones presentes del mercado hace suponer que este estado de cosas continúe en los años venideros.

Conclusiones.—En vista de la esposicion anterior i del hecho de existir yacimientos petrolíferos en el pais, en terrenos de propiedad del Estado, segun se desprende de los informes de los jeólogos nacionales, se impone la necesidad de tomar medidas inmediatas para la resolucion de los puntos siguientes:

1) Levantamiento de planos topográficos i estudio jeológico detallado de los terrenos en cuestion.

2) Lejislacion petrolífera.

3) Asegurar para el Estado la provision de petróleo necesaria para satisfacer por lo ménos las necesidades de la escuadra; ya sea reservando cierta estension de terrenos petrolíferos o por otros medios.

4) Favorecer por todos los medios posibles el desarrollo de la industria petrolífera privada *nacional*.

5) Impedir que los terrenos petrolíferos pasen a manos de las dos o tres grandes corporaciones extranjeras que controlan actualmente la produccion i el mercado del petróleo

San Francisco, California, Enero de 1914.

J. BLANQUIER,
Ingeniero de Minas.

DISCURSO DE MR. WINSTON CHURCHILL SOBRE EL EMPLEO DEL PETRÓLEO COMBUSTIBLE DE LA ESCUADRA, PRONUNCIADO EN SESION DEL PARLAMENTO INGLÉS, JULIO 24 DE 1913.

Hai varias cuestiones que podrian tratarse en la presente ocasion i de estas entiendo que tiene primer lugar en la atencion pública el importante tópicó del petróleo combustible. De modo que de él paso a ocuparme:

En el año 1909 se creó la primera flotilla de destroyers de alta mar que emplean exclusivamente el petróleo como combustible i desde entónces, cada año se ha construido una nueva flotilla de destroyers que usan el petróleo exclusivamente.

Existen en la actualidad más de 100 destroyers para el servicio de costa i alta mar que dependen exclusivamente del petróleo como combustible.

Del mismo modo, en los últimos cinco años se ha quemado petróleo en cruceros i acorazados, construidos para quemar carbon, con el fin de obtener de ellos su máximum potencia en caso de emergencia.

Cuando me hice cargo del Almirantazgo, en el otoño de 1911, habia más de 150 buques construidos o en construccion que dependian total o parcialmente del petróleo como combustible. Se habian tomado cada año las medidas necesarias para hacer el almacenaje del petróleo combustible, para subvenir a los gastos ordinarios i para asegurar la reserva de petróleo que va necesariamente en aumento con el crecimiento de la escuadra.

Una de mis primeras investigaciones en noviembre de 1911, iba encaminada a determinar el estado del aprovisionamiento del petróleo para la Armada. Encontré que no se habian presentado tropiezos para comprar todo el petróleo necesario. La provision, almacenaje i distribucion no presentaba dificultad alguna fuera del transporte del petróleo. El precio del petróleo era entónces—esto hace ménos de dos años—prácticamente equivalente al del carbon, despues de hacer debida compensacion por el menor volúmen i mayor poder calorífico del petróleo respecto del carbon. En suma, nuestra dependencia del petróleo como combustible habia sido establecida como sistema i su empleo se llevaba adelante con manifiesto provecho para la economía i eficiencia del servicio naval. En ocasiones anteriores he hecho referencia a las ventajas del empleo del petróleo en las naves de guerra.

No cabe duda que un buque de guerra que quema solo petróleo posee una velocidad mucho mayor que un buque similar que quema carbon i aun carbon i petróleo en combinacion.

El radio de accion de un buque de guerra que emplea petróleo en vez de carbon es aumentado, segun se me ha informado, en 40% aproximadamente, para el mismo peso de combustible. Además, el petróleo puede ser almacenado en ciertos lugares del buque donde seria impracticable almacenar carbon, lo que resulta en un aumento todavía mayor del radio de accion.

Los depósitos de petróleo pueden ser llenados con gran rapidez i sin interferir con la eficiencia de combate del buque, basta unos pocos hombres para hacer el trabajo. Por el contrario, la operacion de cargar el carbon es laboriosa i demorosa; es necesario emplear la totalidad de la tripulacion, re-

sultando que los hombres se fatigan i el buque queda por el momento en malas condiciones para el combate.

El empleo del petróleo significa una gran economía de trabajo, pues se suprimen: la estivacion de la carga, en el caso del carbon necesaria, como tambien el acarreo de cenizas, clinker i hollin que se producen en la combustion del carbon. Esto permite hacer una gran reduccion en el personal de fogoneros.

El petróleo tiene otra gran ventaja sobre el carbon por cuanto permite levantar vapor en mui poco tiempo i elimina, asimismo, los inconvenientes que resultan de la frecuente limpia de los fogones de carbon.

Despues que se ha quemado una parte del combustible, el buque que emplea carbon no puede alcanzar su máxima potencia sin exigir un esfuerzo extraordinario de parte del personal de fogoneros, los que tienen que acarrear el carbon de lugares apartados e incómodo de las carboneras; miéntras que el petróleo se bombea continuamente i con suma facilidad hasta que se ha agotado completamente.

El empleo del petróleo en vez del carbón permite, en cualquier tipo de buque de guerra, alcanzar ciertas especificaciones de velocidad i armamento con dimensiones mas reducidas i por consiguiente a menor costo.

Pero, mas todavía, las grandes ventajas que el combustible líquido presenta para resolver los problemas que implican nuestros proyectos navales, hacen posible la construccion de buques de grandes velocidades en comparacion con sus dimensiones; en otras palabras, se puede lograr una velocidad tal con relacione a las dimensiones del buque que no podria jamas obtener con el carbon.

Todas estas ventajas debidas al uso del petróleo pueden ser aprovechadas por todas las naciones que adopten su empleo. Pero, como lo he explicado en marzo último, la marina inglesa tiene a este respecto una grande i especial ventaja que no podria tener cualquiera otra potencia naval mas débil, me refiero a la ventaja que posee la nacion^{mas} fuerte de no estar obligada a abandonar sus posiciones de combate para tomar combustible. Se puede suponer que la escuadra mas débil permaneciera cerca de la costa miéntras que la mas fuerte estaria constantemente en alta mar, el aprovisionamiento de carbon, por consiguiente, significa una desventaja para la escuadra mas fuerte. El petróleo que puede ser traspasado tan fácilmente de un buque a otro significara, en este caso, un aumento considerable del poder de combate de la escuadra Británica.

Durante el invierno de 1911-1912 el Almirantazgo se ha ocupado de reconsiderar los tipos navales i resolvió organizar una division de buques rápidos i de cruceros de combate. Se proyectó un tipo de crucero mui rápido i liviano i se incluyeron ocho de ellos en el programa naval del mismo año. Se siguió con el mismo tipo de destroyers aumentándose su velocidad. Los acontecimientos ocurridos han justificado las resoluciones tomadas. Los acorazados rápidos armados con cañones de 15 pulgadas serán posiblemente imitados en el futuro por nuestros principales competidores, i estos buques junto con los cruceros de armamento ligero cuentan con la amplia aprobacion de los círculos superiores de la Armada.

No cabe duda que con estas dos innovaciones seguiremos a la cabeza i hemos mantenido la preponderancia histórica de la escuadra inglesa. Ambos tipos de acorazados i cruceros han sido concebidos teniendo en vista las exigencias de las guerras i combates que con mayor probabilidad tendremos que afrontar. La velocidad de la division de acorazados rápidos guarda cierta relacion con la velocidad que tendrán las divisiones de las escuadras extranjeras, en los cinco o seis años venideros. Los cruceros rápidos i livianos son parte esencial de nuestra táctica constructiva. Ni uno ni otro de estos buques podria haber sido construido convenientemente para quemar carbon. No era posible con el carbon darles la necesaria velocidad a los acorazados rápidos, conservando las demas cualidades, sin exigir un esfuerzo extraordinario de parte de la tripulacion i sin aumentar la longitud i, por consiguiente, el costo de los buques, que es ya mayor que el costo de cualquier otro buque construido. Aumentar la longitud i las dimensiones actuales de los buques habria significado poner en pié el formidable problema de ensanche de los diques; por consiguiente, era de necesidad el uso del petróleo en los nuevos buques. Los cruceros de armamento ligero no podrian, sencillamente, construirse si fuera a emplearse el carbon; su longitud i desplazamiento tendria que aumentarse considerablemente i su costo seria excesivo, o bien se perderian tres o cuatro nudos de velocidad i serian inadecuados para el servicio táctico a que se les destina. Sin el empleo del petróleo i del petróleo exclusivamente no podríamos disponer de este excelente tipo de buques.

Hace algun tiempo que se emplea el petróleo exclusivamente como combustible en la nueva flotilla de destroyers. La mayor velocidad de estos buques los hace mas aptos para el servicio a que están destinados. El destroyer que quema carbon no se compara en velocidad con el destroyer a petróleo del mismo tamaño i costo.

En la construccion de buques tanto el costo como el tamaño son factores importantes. Difícilmente podrian los destroyers construirse de mayor tamaño sin pasar a ser cruceros i sin que su costo fuera excesivo para los servicios que prestan.

Se verá, por consiguiente, que usaremos petróleo en casi todos los buques que figuran en el programa de construcciones navales de 1912-1913. Estas condiciones i las causas que las produjeron, con una sola escepcion, subsisten para el presente 1913-1914; figuran para este año otros ocho cruceros lijeros i dieciseis destroyers en vez de veinte; pero esos dieciseis destroyers son todos de superior velocidad i poder; para ámbos tipos debe emplearse el petróleo, en caso contrario no podrian desempeñar el servicio que se les ha asignado. Los cinco acorazados de este año quemarán carbon, sin embargo, i emplearán petróleo solo como auxiliar.

¿Por que ha sido esto posible? La razon es la siguiente: El petróleo es solo indispensable en un buque grande cuando se necesita que un buque excepcional alcance una velocidad tambien excepcional. La velocidad corriente puede obtenerse normalmente con el carbon. La division de acorazados rápidos del año 1912-1913 consiste de unidades de velocidad excepcional i por consiguiente era indispensable el petróleo. La velocidad es solo relativa i si la velocidad jeneral de línea de combate fuera elevada hasta ser igual a la de la

division rápida, la division rápida caeria ipso facto en la categoría ordinaria. No tenemos intencion de elevar la velocidad media de la línea de combate, la que se mantiene al máximo de 20 a 21 nudos, i se seguirá empleando el carbon como principal fuente de enerjía en la línea de combate, por el presente.

Este año hemos vuelto a construir buques de velocidad corriente para el servicio ordinario de la línea. Será posible, por consiguiente, emplear carbon como combustible i esto es conveniente por cuanto el precio del petróleo ha subido. Si he entrado en los detalles de esta materia, es porque me he cerciorado que estos datos son ya conocidos en el extranjero.

Paso a ocuparme de la provision de petróleo. Pero ántes de entrar en materia, séame permitido tratar del aspecto militar del problema i de la cuestion de contrabando de guerra. Nuestra capacidad para seguir abasteciéndonos de petróleo en tiempo de guerra, fuera de las reservas almacenadas en el pais, depende de nuestro dominio del mar. Si esto está en peligro, no es el petróleo el único artículo que estaria impedido de llegar a estas islas. Si no podemos obtener petróleo no podremos tampoco obtener trigo, algodón i mil otros artículos que son necesarios para la vida económica de Gran Bretaña. Si nos vemos incapacitados para traer hasta acá los pocos buques con petróleo que se requiere para el abastecimiento de nuestra escuadra, ménos podremos proteger el comercio de importacion i esportacion del pais. Hai algunas personas mui intelijentes que han sostenido que el petróleo es diferente de cualquiera otra clase de artículos, porque será en parte el medio por el cual el dominio del mar se mantendrá. Eso es cierto; pero no dependemos ni dependeremos por muchos años de los buques que quemán petróleo para proteger las rutas comerciales. Esa proteccion se hace con cruceros que usan carbon i que operan a lo largo de las rutas comerciales.

Se dice que nuestra provision de petróleo será cortada en tiempo de guerra como contrabando. Muchos suponen que para detener en tiempo de guerra cualquier artículo destinado a este pais, basta que un pais extranjero lo declare contrabando. Este punto ha recibido la atencion del Almirantazgo. El enemigo podria declarar i probablemente declarará el petróleo como contrabando. El efecto de esto seria mui insignificante para nosotros. Casi todo el petróleo que consumimos se importa en buques estanques ingleses, los que están espuestos a ser capturados, sea que traigan contrabando o nó. Estos buques tendrian que ser protegidos por nuestra escuadra, i esta es una de las cuestiones mas importantes de nuestros planes de guerra. Depende de nuestro dominio del mar i de la proteccion de los buques que traen toda clase de artículos a Gran Bretaña, el que mantengamos nuestra fuerza en tiempo de guerra. Podríamos naturalmente tratar de reducir el peligro que corren los buques ingleses ocupados del acarreo del petróleo, empleando buques estanques extranjeros, en caso de ser esto posible. Pero en vista del reducido número de esos buques i que están continuamente ocupados por sus propios paises, este camino es difícil o imposible; por consiguiente, no le atribuimos gran importancia. El hecho que el petróleo sea declarado contrabando de guerra, no inducirá a los gobiernos neutrales i compañías a prohibir la esportacion de petróleo a este pais. Tal proceder seria contrario a los procedimien-

tos internacionales en uso i a sus propios intereses i ninguna prescripcion de la lei internacional prohíbe la esportacion de otros artículos, escepto armas i buques de guerra a un pais amigo en tiempo de guerra. Este es el principio que siempre hemos seguido con buenos resultados. Si uno de los paises de los cuales obtenemos nuestras provisiones, fuera obligado por uno de los beligerantes a prohibir la esportacion a este pais, por algun tiempo, perderíamos esa fuente de abastecimiento. Esto debe contrarrestarse, ensanchando i multiplicando las fuentes de donde obtenemos nuestra provision de petróleo. Teniendo en vista todos los factores, mis consejeros son de opinion que a pesar de que es de temer alguna pérdida debida a la accion del enemigo, no es de esperarse ningun mal efecto sobre nuestros movimientos navales, si mantenemos nuestras fuentes de abastecimiento durante la paz i miéntras Inglaterra mantenga el dominio del mar, de lo cual depende todo lo demas.

Ahora llego a las cantidades de petróleo, a las fuentes de petróleo que están a nuestra disposicion en el mundo. La produccion total de petróleo crudo fué cerca de 50.000,000 de toneladas el año pasado. El consumo total de la escuadra durante el mismo año fué ménos de 200,000 toneladas. Actualmente estamos o estaremos pronto en situacion de traer petróleo de Burma, California, Persia, Texas, Roumania, Borneo, Ejipto, Méjico i Trinidad. La posibilidad de descubrir i desarrollar nuevos campos petrolíferos es mui vasta. Los altos precios reinantes significan un estímulo poderoso para la produccion. Fuera de las fuentes naturales existen los procedimientos para estraerlo de otras sustancias, las que son numerosas, importantes i aumentan rápidamente. La mejor expectativa de este jénero está cifrada en las esquitas betuminosas escoesas, las que debidamente trabajadas producirian de 400,000 a 500,000 toneladas de petróleo anualmente durante 150 años. Hai muchas otras posibilidades para obtener petróleo que no necesito mencionar en este momento. Finalmente, seria tontería suponer que la riqueza de Gran Bretaña no bastaria para adquirir de las vastas fuentes mundiales la modesta cantidad de petróleo, que aun a máximo consumo necesitara la escuadra.

El problema no es uno de cantidad; es cuestion de precio i aquí entramos en un terreno lleno de dificultades en el cual el Ministerio debe contar con la confianza i el apoyo de la Cámara para proceder en bien del interes público. La característica principal del mercado del petróleo en los últimos años ha sido la gran alza de precios. El petróleo que en 1911-1912 podia competir directamente con el carbon, ha duplicado de precio. Al mismo tiempo a causa de una escasez momentánea de trasportes para el petróleo los fletes han subido en un 60 o 70 %. La causa de esto es el aumento de la demanda de petróleo combustible debido a sus numerosas ventajas. Esta demanda junto con la demanda de nafta ha dado pavilo para vastas i formidables combinaciones de parte de los poquísimos que controlan el mercado del petróleo para elevar todavía mas los precios i mantenerlos altos.

Debe advertirse, sin embargo, que en gran parte el aumento de precios se debe a causas naturales. Varias firmas, al construir un buque a petróleo o un motor a petróleo han hecho previamente largos contratos para asegurar su provision de combustible. En algunos casos los fabricantes de motores a petróleo

venden conjuntamente con la máquina una garantía de provision de combustible por cierto número de años. La consecuencia de esto es que el mercado del petróleo, en años venideros, estará dividido entre muchos consumidores, todos ellos están tomando precauciones para defenderse contra las manipulaciones artificiales, para las cuales las condiciones presentes del mercado se prestan tan favorablemente. Otros países cuyas escuadras están adoptando el combustible líquido están tomando medidas semejantes.

Nosotros mismos hemos tomado medidas para proteger nuestros intereses en las colonias del imperio; pero en jeneral, el Almirantazgo Británico se ha ceñido al sistema de contratos anuales, en vigor en todos nuestros servicios i hasta el presente tal sistema ha sido satisfactorio; esto no quiere decir que lo sea en lo sucesivo. Hasta ahora hemos estado en situacion de exigir nuestras condiciones; hemos exigido a nuestro antojo exactamente la calidad de petróleo que mas nos convenia, sin tener en cuenta la conveniencia del refinador ni si existia en abundancia, I lo hemos comprado tanto para el consumo como para reservas año a año o mes a mes en el mercado abierto en las condiciones mas favorables para nosotros. Estas condiciones ya no existen. Las cantidades de petróleo que necesitamos han pasado de los modestos límites de las compras anuales i de ocasion. La calidad de petróleo que preferimos no es la que le conviene fabricar al refinador. El mercado abierto se ha convertido en abierta burla. El número de nuestros buques que usan el petróleo es tan importante que debemos tener la certeza de poder comprar cierta cantidad determinada a precio tambien determinado. No tomando las debidas precauciones a tiempo llegaremos gradualmente a ser compradores forzados. Nos exigirán precios exorbitantes. Esto no significa que no podríamos adquirir el petróleo que necesitamos, esta idea debe desaparecer de todos, significaria, sin embargo, que tendríamos que pagar un precio excesivo por él.

He desarrollado tan solo las líneas jenerales del problema ante vosotros. ¿Cuál será nuestra política? Será una doble política: una definitiva i otra transitoria. Nuestra política definitiva consiste en que el Almirantazgo llegue a ser el dueño i productor independiente de su propio combustible líquido; primero formando una reserva de petróleo en el país, suficiente para estar a salvo en tiempo de guerra i para evitar las fluctuaciones de precio en tiempo de paz; segundo, teniendo poder para negociar en petróleo cuando se presente barato en el mercado.

Cuando un nuevo campo petrolífero está en el período de desarrollo i los que lo explotan han agotado sus capitales, no habiendo todavía desarrollado su clientela, hai oportunidad de comprar grandes cantidades de petróleo a bajo precio si se dispone de los medios de almacenaje i de transporte necesarios. Este segundo aspecto de nuestra política definitiva implica que el Almirantazgo esté en situacion de trasportar, almacenar i refinar el petróleo para fabricar el combustible líquido que se adapte a los usos de la escuadra. Esto conduce a la necesidad de disponer de los demas productos—otro gran problema—pero no veo yo ninguna razon porque habríamos de abstenernos, si es preciso, de entrar en este nuevo campo de empresa del Estado. Actualmente fabricamos nuestra propia «Cordite» (esplosivo) que es una operacion

por demas compleja, difícil; tambien mantenemos el sistema completo de diques en plena actividad con el fin de evitar los contratistas. ¿Por qué habríamos de abstenernos de entrar en esta nueva estension de los variados negocios del Almirantazgo? El tercer aspecto de nuestra política definitiva es que debemos llegar a ser dueños o en todo caso tener control de al ménos partes de las fuentes de produccion del petróleo que necesitamos. En todas estas direcciones vamos avanzando rápidamente i nos estamos acercando hácia nuestra independencia del mercado del petróleo, lo cual es nuestro objetivo final i que alcanzaremos gracias al poder del pais contra cualquier combinacion; debemos llegar a este resultado ántes de iniciar cualquier cambio fundamental en la base de la escuadra que consume carbon.

Paso a ocuparme de nuestra política transitoria que se pondrá en práctica para formar la reserva de petróleo miéntras se resuelvan los complicados problemas administrativos, científicos i financieros que implica la política definitiva. La política transitoria consiste en hacer inmediatamente una serie de contratos, por un período de unos cinco años, con cierto poder de renovacion, para asegurar una provision regular i adecuada durante este tiempo a precios fijos i razonables. Es necesario llevar pronto a término estos contratos que se preparan actualmente i esta es la razon que he tenido principalmente para esponer, hoi, esta cuestion, en detalle, en la Cámara. Tengo una dificultad para presentar convenientemente esta cuestion ante vosotros i es que esta es materia altamente confidencial. Estos contratos de petróleo están dentro de las atribuciones del Almirantazgo; jamas ha sido costumbre publicar los artículos de los contratos ni aun el nombre de los contratistas cuando se trata de importantes provisiones de guerra, tal como debe considerarse el petróleo. Cuando se están llevando a cabo una serie de negociaciones complejas i delicadas que pueden afectar poderosamente a un mercado limitado i controlado por unos pocos, como es el caso presente, i cuando se está tratando de guardar equilibrio entre varias combinaciones al mismo tiempo que se trata de conservar o desarrollar nuevas fuentes de abastecimiento, es natural que uno desee contarle a todo el mundo como se va a proceder.

Nuestra capacidad para efectuar contratos favorables al pais depende de que la Cámara conserve intacto nuestro derecho de efectuar negociaciones confidenciales.

Pero aparte de las razones comerciales que, a pesar de ser importantes, no tienen el peso de las otras fases de la cuestion: las cantidades de petróleo que la escuadra necesita, las cantidades que se guardan en reserva, el consumo de los diferentes buques; todos estos puntos son secretos militares tan importantes como la provision i reserva de municiones o torpedos. No puedo, por consiguiente, entrar a discutir en público los detalles de estos contratos. No puedo dar una lista completa de las firmas contratantes, ni estipular las cantidades de petróleo que recibimos de cada una de ellas, ni la duracion de los contratos, ni los precios estipulados. Puedo, sin embargo, dar a conocer los principios jenerales que nos sirven de regla. El porvenir del mercado del petróleo es tan incierto, esta es materia tan especializada i los precios actuales son tan desfavorables que es necesario pesar debidamente las ventajas i desventajas de los contratos a largo plazo i precio fijo, por un lado, i la po-

sibilidad de estipular la revision periódica de los precios, por otro. Esta es una cuestion que ha recibido nuestra especial atencion. Para fijar las especificaciones de los contratos que se preparan actualmente se han tenido en vista los tres principios fundamentales siguientes:

1) Amplia distribucion jeográfica para precaverse contra la posibilidad de un agotamiento local de las fuentes de produccion i tambien para no depender demasiado de una fuente determinada como asimismo para obtener la mayor seguridad i poder de expansion como sea compatible con cada fuente en particular (trust).

2) Mantener la competencia entre las diversas fuentes de produccion con el fin de salvaguardar al Almirantazgo i precaverlo de caer en manos decualquier combinacion.

3) Obtener nuestra provision de petróleo en lo posible de fuentes bajo el control británico o bajo la influencia británica i accesibles por aquellas rutas marítimas mas fáciles de proteger nuestra escuadra.

Note la Cámara que no se trata de escojer entre éste o aquel camino. No debemos de depender de ninguna cualidad de petróleo, de ningun procedimiento, de ningun pais, de ninguna compañía, de ninguna via marítima i de ningun campo petrolífero en particular. La seguridad depende de la variedad i de la variedad exclusivamente.

Aseguro a la Cámara que no hai dificultad si se toman las medidas del caso para asegurar el aprovisionamiento completo de petróleo no solo para el consumo regular de la escuadra sino tambien para mantener e incrementar las reservas en relacion con el aumento del número de buques que queman petróleo. Hasta el presente se han tomado todas las medidas necesarias i la situacion está bajo control perfecto. Confiando con la confianza i el debido apoyo del Parlamento estamos en situacion de asegurar una solucion segura i satisfactoria para todos los puntos de este complicado, pero resoluble, problema.

A medida que los grandes buques en construccion vayan entregándose al servicio las reservas de petróleo estarán listas i la provision continúa asegurada. Las facilidades para el almacenaje estarán concluidas i los medios de trasporte i de distribucion, para las escuadras, estarán tambien listos. Nada ha sido descuidado hasta ahora. Se ha construido ya gran número de estanques de almacenaje, no solo dentro del Reino Unido, pero en todas las bases navales de todo el Imperio i los trabajos continúan con la mayor actividad. Hemos construido, aunque sin hacer alarde del hecho, trece vapores estanques para el trasporte del petróleo, unos para el servicio interoceánico, otros mas pequeños para hacer la distribucion del petróleo a las escuadras i flotillas; todos estarán listos ántes del fin de 1914, es decir, ántes que los grandes buques que dependen del petróleo exclusivamente estén en servicio. La capacidad de acarreo de cinco de estos vapores estanques es por si sola mucho mayor que el consumo total de petróleo de la escuadra durante el año pasado. Naturalmente no dependemos solo de los vapores del gobierno sino tambien del arriendo de buques particulares para el trasporte del petróleo.

Se han hecho experimentos para utilizar petróleos de todas calidades con

el fin de ensanchar el campo de aprovisionamiento i se han llevado a cabo negociaciones que aseguran un aprovisionamiento completo i continuo. Falta solo confirmar las dichas negociaciones i para esto solicito la confianza i el apoyo de la Cámara.

MENSAJE DEL MINISTRO DE MARINA, MR. DANIELS, AL CONGRESO DE LOS ESTADOS UNIDOS SOBRE EL EMPLEO DEL PETRÓLEO EN LA ESCUADRA

Deseo recomendar al Congreso la inmediata consideracion de los medios para proveer petróleo combustible para la escuadra a precios razonables i la adopcion de una lei que permita a este Departamento refinar el petróleo extraido de sus propios pozos i de esta manera aliviarlo de la necesidad de comprar, lo que llegará a ser en el futuro el principal combustible de la escuadra, a precios exorbitantes i siempre crecientes, de las compañías particulares que al presente controlan completamente la provision. Esta cuestion ha sido sériamente considerada por este Departamento i a pesar de no estar preparado en este momento para recomendar la forma exacta que esta legislacion debiera tomar, deseo vivamente que esta cuestion reciba séria e inmediata consideracion, siendo, a mi juicio, una materia de la mas vital importancia. Será con mucho gusto que me pondré en comunicacion con el Congreso, sobre este asunto, en cualquier tiempo que así lo desee. Basta insinuar en este momento que la superioridad del petróleo sobre el carbon para los usos navales ha sido plenamente demostrada i ya no es cuestion de experimentos; que Gran Bretaña está equipando su escuadra con buques a petróleo de primera clase; que el gobierno ingles está invirtiendo la suma de 1.871,750 dollars en la construccion de enormes estanques para almacenar petróleo; que ademas, las esquitas escasamente petrolíferas de Escocia serán reservadas para los usos de la escuadra i que en Méjico i otros paises las firmas inglesas están adquiriendo vastos campos petrolíferos para abastecer la demanda de la escuadra inglesa.

Por otro lado, el precio del petróleo está subiendo rápidamente, de modo que la escuadra de los Estados Unidos está pagando por el petróleo dos veces mas caro que en 1911. El único alivio posible de lo que llegará a ser un ítem abrumador en las cuentas de las escuadras, en el futuro, consiste en que el Ministerio de Marina controle los pozos i refine el petróleo que necesita. Esto ha sido claramente previsto por el gobierno ingles i el Honorable Winston Churchill, Primer Lord del Almirantazgo, ha declarado recientemente ante la Cámara de los Comunes la necesidad que existe que la Escuadra Real transporte i refine su propio petróleo para obtenerlo de la calidad requerida i reducir los excesivos gastos. Si Inglaterra, jeográficamente restringida i sin poseer fuentes de petróleo dentro de su territorio, ha llegado a la conclusion que esta es una política intelijente i económica ¿cómo pueden los Estados Unidos, con enormes fuentes petrolíferas en plena produccion dentro de las tierras fiscales, no ser tachados de derrochadores de los bienes del pais cuando

compran petróleo a precios que enriquecen a unas pocas compañías petrolíferas en detrimento de los contribuyentes?

Con solo una parte de nuestra flota equipada para el uso del petróleo, la escuadra ha consumido durante este año 114.000,000 de litros i con toda probabilidad el consumo subirá de 475.000,000 de litros en el futuro. Cada litro debe ser comprado a las compañías privadas a precios fijados por ellas mismas, hasta que el Congreso alivie al Departamento mediante legislación apropiada.

La escuadra de los Estados Unidos posee una enorme ventaja que no tiene nación alguna, por el hecho de existir grandes depósitos petrolíferos dentro de su territorio a vecindad del Océano Atlántico, del Golfo de Méjico i del Océano Pacífico, de modo que la provision de petróleo está asegurada. Es natural, por esta razón, que los Estados Unidos tomen la delantera adoptando el uso exclusivo del petróleo combustible i que deriven las muchas ventajas consiguientes en la construcción de los buques i facilidades de operación; esta delantera no podría ser tomada por ningún otro país con seguridad.

La gran demanda de petróleo i de sus productos derivados, sin embargo, ha prácticamente duplicado el precio del combustible líquido en los dos últimos años, i todo hacer prever que el aumento de precio siga adelante. Las subidas cuentas de combustible han llegado a ser motivo de justa alarma para el departamento i para el país.

Es recomendable bajo todo punto de vista que la escuadra explote i refine todo el petróleo que necesita. Cuando el Canal de Panamá esté abierto i la escuadra empiece a frecuentar la costa del Pacífico, el Departamento de Marina debiera estar explotando su propio petróleo en los terrenos que se han reservado para la escuadra en Elk Hills i Buena Vista, California; también debiera estar su refinería en operación. Debieran tomarse también prontas medidas para adquirir terrenos petrolíferos en el centro del continente i para construir una refinería, para aprovisionar a los buques que queman petróleo, en la costa del Atlántico. Esta proposición no es una novedad, pues el Departamento de Marina construye actualmente algunos de sus propios buques, mantiene grandes talleres navales, una fábrica de cañones i otra de vestuarios, todo lo cual es indispensable para suministrarle a la escuadra artículos de superior calidad i para controlar los precios de los artículos semejantes que proveen las firmas particulares.

Hemos adoptado un plan bien estudiado para construir estanques para el almacenaje del petróleo en diversos puertos i puntos estratégicos, i dichos estanques estarán concluidos mucho antes de poder entrar a prestar sus servicios.

Si el petróleo alcanza a satisfacer la demanda, como todo hace suponer que así sea, nuestros buques seguirán quemando petróleo solo por unos pocos años más, la seguridad nacional i la economía aconsejan este paso. Desde el punto de vista estratégico es imperativo.

PROYECTO DE LEI PARA REGLAMENTAR LA CONCESION DE TERRENOS PETROLÍ-
FEROS DE PROPIEDAD DEL ESTADO

Elaborado por la Asociacion para la conservacion del petróleo de los Estados Unidos

ARTÍCULO PRIMERO. Todos los terrenos públicos de los Estados Unidos, con escepcion de aquellos que han sido o sean en lo sucesivo reservados para algun uso público determinado, podrán ser arrendados con el fin de esplotar petróleo, gas, asfalto, brea u otros productos similares, en lotes no menores de 20 ni mayores de 160 acres, por cualquier ciudadano de los Estados Unidos, cualquiera asociacion de no mas de ocho personas, todos ellos ciudadanos de los Estados Unidos, o cualquiera corporacion debidamente autorizada para operar en el Estado o Territorio en el cual estén ubicados los terrenos.

ART. 2.º Cualquier persona, asociacion o corporacion que desee arrendar terrenos para los fines citados, debe elevar una solicitud someter una propuesta de arriendo al Conservador de Tierras Fiscales del distrito donde estén ubicados los terrenos. En seguida pueden presentarse nuevas propuestas en la forma que se reglamenta por la presente lei. Toda solicitud i propuesta debe ser entregada por el interesado, en sobre cerrado, al Conservador de Tierras Fiscales del distrito donde estén ubicados los terrenos.

En la cubierta del sobre irá una descripcion detallada de los terrenos solicitados; los sobres serán numerados por el Conservador de Tierras Fiscales en el órden en que le sean entregados, quien dará recibo al interesado, estipulando en él la fecha i hora de la entrega de la solicitud o propuesta. El nombre del interesado no debe aparecer en la cubierta del sobre.

Despues de elevada una solicitud, podrán presentarse otras propuestas, mas nó otras solicitudes por los mismos terrenos. Al presentar cada propuesta deberá pagarse un impuesto de diez centavos por cada acre del terreno en cuestion.

Los Conservadores de Tierras Fiscales suministrarán formularios para las solicitudes i para las propuestas, con arreglo a las disposiciones que fije el Comisario Jeneral de Tierras.

ART. 3.º Dentro de las 24 horas siguientes a la presentacion de una solicitud, el Conservador de Tierras Fiscales dará cuenta de dicha presentacion por correo—estipulando la fecha de la solicitud i la descripcion de los terrenos, pero nó el nombre del solicitante—a cada Conservador de Tierras Fiscales ubicado dentro de un radio de 400 millas. Al recibo de dicha comunicacion los Conservadores de Tierras Fiscales aludidos, la espondrán en lugar visible de sus oficinas por espacio de 60 dias, donde podrá ser consultada por cualquiera persona.

Despues de recibida una solicitud, el Conservador de Tierras Fiscales respectivo publicará noticia de la recepcion de dicha solicitud en un diario de la localidad, por seis veces, una vez por semana, en la forma que se indica a continuacion: La publicacion comenzará dentro de los ocho dias siguientes a la presentacion de la solicitud; un certificado del Redactor del diario en que

conste que se ha efectuado la publicacion, se archivará en la oficina del Conservador dentro de los sesenta días siguientes a la presentacion de la solicitud. El costo de la publicacion será pagado por los Estados Unidos.

El Conservador de Tierras Fiscales designará el primero de Enero de cada año, en qué diario se hará la publicacion aludida. Se hará pública tal designacion por medio de un aviso que se fijará en lugar visible de la Oficina de Tierras Fiscales. En caso que el diario designado cesara de publicarse, se designará otro inmediatamente i se hará pública la nueva designacion.

Todas las propuestas de arriendo se harán por la estension total de los terrenos que se describen en la solicitud i en ellas se ofrecerá pagar a los Estados Unidos una regalía equivalente a un tanto por ciento del valor que se obtenga de la venta o del uso del petróleo, gas, asfalto, brea, etc., que se extraiga de los terrenos en cuestion. No deberán hacerse propuestas de arriendo por ménos del 10% del valor total que se obtenga.

ART. 4.º Despues de sesenta i un días de presentada la primera solicitud, todas las propuestas serán abiertas en público por el Conservador de Tierras Fiscales. El mejor postor tendrá derecho al arriendo de los terrenos despues de cumplir con los siguientes requisitos:

Dicho proponente deberá dentro de los cinco días siguientes presentar ante el Conservador de Tierras Fiscales una declaracion hecha por escrito ante notario, en la cual se establezca que el proponente desea tomar en arriendo las tierras para sí personalmente i nó en beneficio de tercero, la estension de las tierras (que no debe ser mayor de 160 acres) i una descripcion de las mismas. En caso de ser el proponente una corporacion, la declaracion debe ir firmada por el Presidente, vice-Presidente o Secretario; en el caso de una asociacion, cada uno de los miembros deberá firmar la declaracion.

El proponente favorecido pagará al presentar su declaracion una patente de cinco dólares por acre, patente que se entenderá como precio del arrendamiento de los terrenos por el primer año. Inmediatamente despues de este trámite el Conservador de Tierras firmará en representacion del Fisco, el contrato de arrendamiento, copia del cual será entregada al proponente. El arriendo será por cincuenta años. Estipulará la regalía que deberá pagarse i otras reglas que el Ministro de Interior crea del caso fijar i que no sean contrarias a la presente lei. En caso que el proponente favorecido no cumpliera con los requisitos i plazos establecidos para obtener el arriendo, el otro proponente cuya oferta sea la mas alta tendrá derecho al arriendo i para el caso será notificado oportunamente por el Conservador de Tierras Fiscales. Este proponente tendrá un plazo de cinco días para calificarse. En caso de haber dos o mas propuestas iguales se las considerará en el órden de su presentacion. Si ninguno de los proponentes cumple con los requisitos establecidos las tierras podrán ser solicitadas nuevamente.

Cualquier proponente podrá, tantas veces como quiera, ante de la apertura de las propuestas i al presentar su recibo correspondiente retirar, su propuesta i presentar una nueva, para lo cual tendrá que pagar cada vez un impuesto de diez centavos por acre.

ART. 5.º El arrendatario no queda obligado a producir petróleo o las otras sustancias enumeradas; podrá en cambio pagar una patente anual ade-

lantada de cinco dólares por acre, siempre que dentro de los cinco años siguientes a la firma del contrato haya extraído de los terrenos en cuestión: cien barriles de petróleo por acre o bien 500,000 piés cúbicos de gas natural por acre, o bien 32,000 libras de asfalto, brea u otro producto similar por cada acre de terreno.

ART. 6.º Durante la perforación de pozos, escavaciones, etc., el arrendatario debe llevar un registro de las formaciones de terreno atravesado i remitirá copia de dicho registro a la Oficina de Tierras ántes del día diez de cada mes. El empleado fiscal a cargo del servicio tendrá acceso a los trabajos i podrá recojer muestras tratando en lo posible de no perturbar el trabajo.

ART. 7.º El arrendatario llevará cuenta exacta i detallada de las cantidades de petróleo, gas, asfalto, etc., producido i dicha cuenta podrá ser revisada durante horas de oficina por un inspector fiscal debidamente autorizado. El mismo inspector estará autorizado para medir, en cualquier momento, el petróleo u otras sustancias explotadas.

ART. 8.º El arrendatario entregará al Conservador de Tierras Fiscales, antes del diez de cada mes, un estado detallado del petróleo, gas, asfalto, etc., explotados durante el mes anterior i dará cuenta también de las sumas percibidas por venta de dichos productos en forma tal que sea fácil hacer las verificaciones del caso. Dichos estados estarán a la disposición del público que desee consultarlos.

ART. 9.º Antes del 25 de cada mes el arrendatario pagará al Conservador de Tierras Fiscales el valor de la regalía correspondiente a la explotación del mes anterior. No se pagará regalía sobre el petróleo, gas, asfalto, etc., que hayan sido perdidos durante la explotación o usados como combustibles para la misma explotación. Todos los productos usados por el arrendatario para otros fines distintos del estipulado, estarán sometidos al pago de regalía previa tasación hecha por una comisión designada al efecto.

ART. 10. El arrendatario podrá traspasar o vender sus derechos sobre parte o el total de los terrenos que haya recibido. En este caso tanto el comprador como el antiguo arrendatario deberán renovar sus respectivos contratos de arriendo con el Conservador de Tierras Fiscales; estos nuevos contratos terminarán en la fecha estipulada en el contrato primitivo.

Ambos pagarán un derecho de cinco dólares para cubrir los gastos que la confección de los nuevos contratos origine. Todo comprador debe cumplir con los mismos requisitos exigidos del arrendatario primitivo. No se harán rebajas en el valor de las regalías.

ART. 11. El arrendatario estará facultado para usar del agua que corra por su terreno, siempre que no pertenezca a terceros, para el servicio de la explotación de las sustancias mencionadas, o podrá extraer agua de dichas tierras con el mismo fin.

ART. 12. Los Estados Unidos conservarán todos sus derechos sobre las tierras arrendadas, con escepción de los que se conceden espresamente por esta ley i en el contrato de arrendamiento.

ART. 13. Será considerado acto ilegal el que cualquiera persona explote o tome petróleo, gas, asfalto u otras sustancias similares de terrenos públicos

de los Estados Unidos, excepto en el caso de ceñirse a las disposiciones de la presente lei. El petróleo, gas, asfalto i sustancias similares que se estraigan en lo sucesivo de cualquier terreno, á menos que dichos terrenos tengan derechos establecidos para explotar tales sustancias, estarán sometidos a una regalía de 10% de su valor en la forma que queda establecido por la presente lei. Los propietarios de dichos terrenos deberán cumplir con los mismos requisitos establecidos para los arrendatarios de terrenos petrolíferos fiscales.

Se crea una comision que constará de cinco miembros nombrados por el Presidente de los Estados Unidos i que seguirán en sus funciones hasta que el Presidente así lo desee.

Para fijar el valor de las regalías que los arrendatarios o dueños de tierras deberán pagar por el derecho de explotar petróleo, gas, asfalto, etc., la comision nombrada por el Presidente determinará los precios de dichas sustancias en cada territorio de los Estados Unidos i publicará dichos precios en los mismos diarios en que se publican las solicitudes relativas a terrenos petrolíferos fiscales. La comision fijará los precios del petróleo, gas, asfalto, etc., basándose en las cotizaciones de dichos productos crudos durante los seis meses anteriores; los precios que fije la comision serán los promedios de estas cotizaciones. La decision de comision será irrevocable. Cada miembro de la Comision percibirá un sueldo anual de \$

ART. 14. La violacion por parte de los arrendatarios de cualquiera de los artículos de sus contratos, acordados con arreglo a la presente lei, será motivo suficiente para declarar caducado el arriendo i todas las mejoras existentes pasarán a ser propiedad de los Estados Unidos.



Depósitos de gases i petróleos

El estudio para la clasificacion de los terrenos en los cuales se cree encontrar ya petróleo o gas, es en verdad, un tanto diverso a los dos métodos empleados ya jeolójicos o económicos en la clasificacion de los terrenos carboníferos, u otros que contengan sustancias minerales de carácter estable.

La clasificacion de los terrenos petrolíferos o de hidrocarburos exige, sin embargo, un detenido estudio del terreno en el cual se deben acumular todos los detalles, los cuales se han de comparar a los ya conocidos principios jeolójicos i científicos en que se prueban con gran exactitud la existencia de los hidrocarburos en el mundo.

Aunque sin duda alguna, el taladro ha sido el que jeneralmente ha demostrado al industrial o explorador la existencia de tan rica sustancia, ya por hechos casuales o por ligeras apreciaciones, sin embargo la aplicacion de los principios jeolójicos aplicados a los terrenos que reunen semejanzas a otros conocidos, servirá para determinar si hai ó nó la sustancia buscada en condiciones que la ha de hacer considerar como negocio industrial.

En el estudio de los terrenos petrolíferos i de sus probables yacimientos de hidrocarburos, se debe tener presente, que petróleo i gas son sustancias movibles, i que debido a esta particularidad como tambien a su gravitacion, presion hidrostática i capilaridad, es necesario variar los métodos de estudio de los empleados en terrenos carboníferos u otros con materias estables. La inestabilidad del petróleo ha causado en muchas rejiones ricas en un tiempo en dichos productos, emigrar a otros lugares a traves de gruesas capas de estratas permeables, hasta llegar a sus actuales locaciones.

La actual posicion de estos depósitos depende principalmente en el carácter de las estratas, la estructura de las rocas, la presencia o ausencia de agua i del carácter i peso específico del petróleo.

Los hidrocarburos líquidos no se les encuentra como algunos lo suponen en depósitos subterráneos, como un lago o un *reservoir* rodeado de rocas, sino que existen en rocas porosas que se saturan con estos hidrocarburos, i en donde las estructuras jeológicas, las condiciones acuosas subterráneas, i la sucesion de las estratas son tales, que las acumulaciones petrolíferas son encerradas por rocas de carácter impermeable. Las estratificaciones porosas, a donde los hidrocarburos se depositan, son a menudo denominadas como «Arenas petrolíferas», aunque en realidad no lo sean, pues sucede a veces que son: «Areniscas», «Arcillas», «Calcáreas», o aun una zona de rocas fracturadas.

Las acumulaciones petrolíferas en los Estados Unidos, se pueden dividir en tres clases: 1.^a Aquellas que ocurren en estratas de areniscas o calcáreas, entre capas de rocas relativamente permeables al aceite. Las areniscas o calcáreas, pueden ser de una gran estension, o de una área insignificante; en algunos lugares comprenden solo pequeños depósitos de un material poroso, embebido en características rocas permeables; en otros sitios ocupan cientos de millas cuadradas de capas mui regulares, a esta formacion pertenecen casi la mayor parte de los yacimientos petrolíferos en Norte América. 2.^a Aquellas que ocurren en estratas porosas aparentemente lenticulares. 3.^a Aquellas que aparecen en las fisuras de las pizarras.

Las fracturas de otras rocas como calizas i areniscas, ofrecen favorables condiciones para las acumulaciones de aceites minerales; pero areniscas, i bajo ciertas condiciones las calcáreas, son capaces de almacenar petróleo sin estar fracturadas. La fracturacion solamente aumenta la capacidad del yacimiento o depósito. Una pizarra de grano fino, aunque capaz de acumular aceites, no le permite a éste correr a traves de las rocas con la suficiente velocidad para una acumulacion en el fondo de un pozo, a no ser que estas pizarras estén fracturadas o quebradas, en las cuales sus uniones hacen las veces de canales para la lenta emigracion del petróleo.

Se debe establecer como un principio fundamental, que las acumulaciones de hidrocarburos ya líquidos o gaseosos, solo se les encuentra en rocas estratificadas o sedimentarias. En rejiones donde la estratificacion ha sido alterada por rocas eruptivas, son como una regla, desfavorables a los almacenamientos de petróleos, si se considera las altas temperaturas i cambios que se orijinaron, accidentes éstos que habrian tenido desastrosas consecuencias en materias volátiles como las descritas.

En jeneral, todos los hidrocarburos se encuentran en estratas sedimenta-

rias, de grandes o pequeñas extensiones, pero regulares. Estas estratas fueron orijinadas i depositadas por el agua, en el Océano, en lagos de agua dulce, en grandes desembocaduras de rios o deltas, prácticamente a nivel del mar, en capas mas o ménos horizontales. Una vez que los sedimentos que formaron esta sucesion de mantos se secaron i tomaron la dureza que caracteriza a las Areniscas, Calcáreas i Pizarras, sucedió que en ciertas áreas fueron alteradas por fenómenos jeolójicos, resultando con ésto la formacion de ondulaciones de diferentes formas i extensiones, en cuyas ondulaciones o dobleces es precisamente adonde se encuentra el petróleo.

De cualquiera de los factores que contribuyen a probar la existencia de los hidrocarburos, ninguno es de mayor importancia que el papel que desempeña la *estructura de la roca*. La actitud en que yacen los mantos, la forma de las ondulaciones o dobleces de éstos i la presencia de fallas o quebraduras en las estratas, es lo que constituye la estructura de las rocas.

El contenido líquido de las capas porosas, obedece a las leyes de la gravitacion i capilaridad, separándose i distribuyéndose entre ellos de acuerdo a sus pesos específicos.

Si agua, petróleo i gas existen mezclados en capas petrolíferas, el gas se desprenderia lo mas que le fuera posible de los líquidos para subir i acumularse en el punto mas alto del doblez de la capa que lo encierra; miéntras tanto, el agua se desprenderia del petróleo para depositarse en la mas inferior de las capas permeables en que descansan.

Si el manto es inclinado i el agua se encuentra bajo una presion artesiana, naturalmente que ésta buscará su salida hácia arriba, manteniendo en su ascenso al petróleo sobre ella, debido a su diferencia específica; así tambien, si la capa que encierra estos hidrocarburos es porosa i su porosidad es inalterable hasta su afloramiento, el gas i el petróleo se presentarán en la superficie como filtraciones o emanaciones. Si todavía el progreso de los hidrocarburos hácia arriba es detenido por un doblez de una capa superior o por una falla, la cual cerraria en vez de abrir la estratificacion, o aun mas, por una saturacion de la capa debido a la existencia de agua, i un depósito de hidrocarburos tuviera lugar, el aceite i el gas permanecerian entre el agua i cualquier otro fenómeno que les impidiera su ascenso hácia el exterior. Esta teoría, que es conocida con el nombre de la «Teoría de la Anticlinal», es prácticamente aceptada i conocida por los jeólogos que a estos estudios se han dedicado.

Si la roca que contiene el petróleo no acarrea en su interior agua, naturalmente que no habria fuerza que obligara al aceite a ascender hácia arriba de la anticlinal; por el contrario, su propio peso lo obligaria a acumularse en la parte mas baja de una sinclinal. Este último caso es mui frecuente en los yacimientos petrolíferos de Pensylvania.

Hai casos en que la emigracion del petróleo de entre las capas que lo cubren se debe a la presion de gases semifluidos o absorbentes en ausencia del agua i que obliga a éste a moverse en todas direcciones, hasta encontrar una capa impermeable en la que se deposita, sin tomar en cuenta aparentemente la estructura de la roca.

La mejor i mas favorable de las estructuras para las acumulaciones de

petróleos, es aquella que contiene simétricas anticlinales, con pequeña o nula inclinación de sus ejes i moderada caída en sus flancos.

Es evidente i se ha comprobado en muchos casos, que la estension de las zonas productivas de hidrocarburos controladas por una estructura anticlinal, es mayor donde los dobleces de las capas son estensos i las inclinaciones de las estratas son pequeñas que cuando los dobleces son estrechos i con inclinaciones mui pronunciadas en sus costados, debido a que en el primer caso el lugar que se forma para el almacenamiento es mucho mayor que en el segundo caso.

Estructuras características de otros tipos, son en ciertas localidades favorables a las acumulaciones de hidrocarburo ya líquido o gaseoso.

Entre éstas se pueden mencionar las «Monoclínicas», las cuales presenta condiciones ventajosas a las aglomeraciones de hidrocarburos en parte donde existe un cambio en la inclinación de las rocas o un cambio brusco de los mantos.

En zonas petrolíferas que carecen de aguas subterráneas i con superficiales sinclinales; en sinclinales en donde el agua i el petróleo acumulado tienen mas o ménos el mismo peso específico, son tambien favorables a los yacimientos de petróleos.

Fallas son jeneralmente consideradas como deplorables a los almacenamientos de petróleos i gases, i en zonas donde las dislocaciones del terreno son numerosas, esta teoría ha sido siempre correcta. Sin embargo, en algunos lugares esta teoría en contra de las fallas ha probado lo contrario. Por ejemplo, una falla puede causar un gran almacenamiento de petróleos hácia las crestas de un doblez; asimismo, una serie de fallas con grandes declives en un terreno con numerosas capas de «Arenas» petrolíferas, pueden obrar en un sentido mui favorable, debido a que comunican varias de estas capas petrolíferas, las cuales vendrian a aumentar en grandes proporciones la producción o almacenamiento de una de las capas comunicadas.

En muchos terrenos se ve poco o nada que pueda indicar la existencia de los hidrocarburos al explorador; pero en muchos otros campos existen amplias manifestaciones de ellas en la superficie. Existen estratas petrolíferas que afloran a la superficie i el petróleo se nota a la simple vista como se escurre sobre las capas o rocas adyacentes, dándoles a estas últimas un color gris oscuro i grasiento e impregnado de un fuerte olor a parafina; tambien puede el petróleo encontrar su camino hácia arriba del afloramiento, debido a una fractura de la roca superior. Aguas mezcladas con diferentes sales i azufres pueden tambien acarrear el petróleo, tomando un color irisio grasiento una vez que se depositan, seña mui característica de la presencia de los hidrocarburos en el interior.

Lugares donde el petróleo ha alcanzado la superficie i donde ha sido evaporado por la acción del sol por un largo período, son señalados por la presencia de asfaltos. En algunas localidades, pizarras petrolíferas han sido calentadas hasta un rojo ladrillo, o alteradas hasta formar una masa dura vesicular, lo que las hace aparecer como una lava volcánica. Este metamorfosismo es debido a la ignición de los hidrocarburos que habian impregnado

las pizarras; por consiguiente, la presencia de tales rocas es un dato de gran aliento i mui importante. Gases pueden aparecer a la superficie como reflujos de un volcan o de una fuente termal.

La existencia de estratigráficas, formaciones con yacimientos de hidrocarburos ya sólidos, líquidos o gaseosos, existen en los Estados Unidos en mas o ménos abundancia a traves de las capas del período Cambriano, hasta las estratas mas modernas del Terciario.

En la rejion comprendida a lo largo de las «Montañas Rocosas» (Andes su continuacion), los depósitos de hidrocarburos yacen en una formacion que comprende desde las últimas capas del Paleozoico hasta las últimas del Mesozoico. En la parte comprendida por la Baja California i Nuevo Méjico, la explotacion de aceites minerales se encuentra esclusivamente en las capas del período Cretáceo. En la costa del Pacífico, los yacimientos petrolíferos se les encuentra principalmente entre las rocas Cenozoicas, aunque tambien se les encuentra en el Mesozoico. La formacion californiana se le considera como Terciaria i varia en edades desde el Mioceno hasta el Plioceno.

A pesar de esta larga enumeracion de formaciones, en las cuales se ha encontrado ya en escaso o colosales proporciones hidrocarburos en estado sólido, líquido o gaseoso, no hai por esto que hacerse la ilusion que estas sustancias minerales en cualquiera de los estados mencionados se les ha de encontrar en tódas las zonas donde existen rocas sedimentarias, pues estos depósitos solo se conciben en formaciones que reunen especiales condiciones adecuadas para un almacenamiento i por último favorables *estructuras*.

CÉSAR ZELAYA

Estados Unidos, diciembre de 1913.



Fundicion de minerales de cobre en el horno eléctrico (1)

I.—INTRODUCCION

Al presentar este artículo, los escritores desean llamar la atencion especialmente al hecho que el horno eléctrico no se ha desarrollado de tal modo que venga a ser un competidor del horno de combustion:

- 1) Con el objeto de efectuar trabajos a alta temperatura que no es posible hacer en el horno de combustion; i
- 2) Con el fin de tratar minerales provenientes de depósitos que están situados en rejiones que el combustible es escaso i caro i en que la fuerza hidroeléctrica es comparativamente barata, como ocurre en Chile, Canadá, en cier-

(1) Traducido de *The Mineral Industry*, 1912.

tas partes de Estados Unidos i en Méjico. No se presenta este artículo con el fin de tratar de probar que el horno eléctrico debería reemplazar al horno reverbero i al de soplete, tal cual actualmente se usa en la fundicion de minerales de cobre; pero sí que los puede sustituir en rejiones que no les son favorables i en que una de las dos condiciones siguientes pueden existir:

a) Un distrito léjos de las facilidades de transporte por ferrocarril i donde hai uno o varios depósitos que tienen un material con suficiente valor para que garantice su explotacion, pero que, debido al costo para obtener coque para efectuar la fundicion o llevar minerales a una fundicion, ha de permanecer sin trabajo. I donde, por otra parte, hai suficiente fuerza-hidráulica, la que puede a un precio razonable convertirse en fuerza-eléctrica para usarla en la fusion de minerales en horno eléctrico, con una Bemerisacion subsecuente si es necesaria i poder así obtener un producto concentrado que pueda fácilmente soportar los gastos de transporte necesarios.

b) O, hablando de un modo comparativo, haya facilidades de transporte pero que el costo del combustible sea demasiado grande i no permita hacer la fusion por los métodos corrientes; pero que la fuerza hidro-eléctrica pueda obtenerse en el distrito a bajo precio i que los minerales puedan fundirse en el horno eléctrico con un costo que haga su tratamiento posible.

Teniendo estas condiciones presente hemos tratado hacer un corto estudio comparativo del problema, con el fin de ayudar aquellos que se interesan en la cuestion, determinando cuándo será posible metalúrgica i comercialmente usar el horno eléctrico en esas rejiones en que, a causa de lo excesivo del precio del combustible, el tratamiento en hornos para fundir minerales de cobre sea caro o imposible por lo alto.

Por otra parte, se ha prestado bastante atencion a la fundicion de minerales de cobre en horno eléctrico i se han hecho trabajos mas o ménos esperimentales; pero nosotros no sabemos que en los Estados Unidos haya hornos eléctricos que trabajen con minerales de cobre. En Noruega se han hecho ensayos de fundicion de minerales de cobre en un horno eléctrico de 1,000 HP. i con una capacidad de 2,000 tons. por año. Estas esperiencias se han efectuado en los establecimientos de fundicion de Ilen, en Trondhjem. Una consignacion de 25 tons. de cobre puro se esportó de Bitovaria Minea de Kaafjord, cerca de Dijngor; éste es el primer cobre producido en horno eléctrico. Algunos meses atras se informó que en Christiansond, la a/s Kristianssands, Nikkelroffeneringsverk iba a efectuar la refina i fundicion eléctrica de níquel i cobre.

II.—QUÍMICA DE LA FUNDICION DE COBRE

Sin ir a los detalles, los objetos que se persiguen en la fundicion de cobre, pueden sentarse como sigue:

1.—Concentrar el cobre i los metales preciosos. Si se funde un cobre nativo o un mineral oxidado, el producto concentrado se tiene en la forma de un metal; si se trata un sulfuro, el producto es un eje.

2.—Espulsar el exceso de fierro i las gangas en la forma de escoria.

En jeneral, podemos decir que son tres las clases de minerales con que tie-

ne que hacerse en la fundicion de cobre i son: 1, minerales de cobre nativo; 2, minerales oxidados i carbonatados; 3, minerales sulfurados.

1.—*Minerales de cobre nativo*

Segun la naturaleza de este mineral que tiene su metal al estado metálico, la fundicion de minerales de cobre nativo o sus concentrados se resuelve en una fusion con separacion del cobre metálico i escoria, segun la densidad. Despues de retirar la escoria, es necesaria una refina del cobre negro. Esta es la forma mas simple de la fundicion de cobre. El horno eléctrico es particularmente adaptable, metalúrgicamente considerado, para obtener una operacion de fusion simple en una atmósfera neutra, i parece tener particular aplicacion en esta rama de la fundicion de cobre, especialmente para los concentrados finos, como lo han mostrado los escritores por recientes esperimentos que se describirán mas tarde,

2.—*Minerales óxidos i carbonatados*

La química de la fundicion de los óxidos, carbonatos i silicatos de cobre consiste simplemente en usar coke como combustible i un agente reductor para producir cobre metálico en el horno. Aquí tambien es importante la separacion de la escoria i el metal i es necesario regular cuidadosamente la cantidad de coke para impedir la reduccion del fierro por un exceso de carbon. La atmósfera es reductora i no neutra. Esta es tambien una condicion que fácilmente puede obtenerse en el horno eléctrico, tal como hoi se hace en la fundicion eléctrica del fierro. Los esperimentos de Stephan, que se describirán despues, muestran estas posibilidades.

3.—*Minerales sulfurados*

La fundicion de sulfuros presenta mayores dificultades. A fin de concentrar el cobre i metales preciosos en un eje, es necesario eliminar previamente el exceso de azufre que contiene el mineral i dejar la cantidad necesaria para obtener el objeto deseado i ademas debe hacerse que los óxidos habidos o formados se unan a la sílice que puede tenerla el mineral o que se le puede agregar; en este caso se usará silicatos i no sílice libre.

a).—*Eliminacion del azufre*

Como indica Peters (1), «cuando en atmósfera reductora se funden ciertos sulfuros tales como el Cu_2S , Fe S , Pb S , etc., se funden sin sufrir cambio, en tanto que el mineral mas comun e importante, la pirita, pierde la mitad de su azufre, el que se va al estado de azufre, en la forma de humos amarillentos i que se va a depositar en las superficies frias». Peters, tambien dice: «los dos sulfuros, que son los de mayor importancia para el metalurjista i que pierden

(1) Principles of Copper Smelting.

una parte de su azufre por la sola accion del calor en la forma ya descrita, son: 1) la pirita (Fe S^2) que se supone pierde la mitad de su contenido de S por el solo calor, sin aire; i 2) la calcopirita (Cu^2S , Fe^2S^3) que como jeneralmente suponen los metalurjistas, se compone de un tercio de cobre, un tercio de fierro i un tercio de azufre i pierde (por fusion sin aire) un tercio de su azufre o sea un noveno de su peso total».

Hemos tomado esto de Peters con el fin de mostrar clara i concisamente que no tendria objeto el fundir simplemente minerales sulfurados en el horno eléctrico. Pues, si lo hiciéramos, solo obtendríamos una forma alterada del mineral, algo concentrado, concentracion que dependeria de la cantidad del azufre espulsado, pero que seguramente no se hará en la proporcion deseada.

Con el fin de obtener el objeto antes dicho, la fundicion de minerales de cobre sulfurados queda comprendida en uno de los tres métodos siguientes o en una combinacion de ellos.

1.—Mezclar los minerales oxidados i sulfurados en proporcion tal que entre ellos se efectúen las reacciones apropiadas para que den la concentracion requerida.

2.—Tuesta de los sulfuros, convirtiéndolos así en óxidos, total o parcialmente segun sea el grado hasta dónde se ha llevado la tuesta i despues fundir los minerales oxidados en un horno apropiado. De este modo pueden eliminarse el exceso de fierro i las gangas, porque el azufre tiene mayor afinidad por el cobre que por el fierro, porque el azufre que haya durante la fusion se unirá primero al cobre i solo el exceso irá a combinarse con el fierro. El fierro sobrante estará al estado de óxido ferroso (Fe O), el que se unirá con la silice para formar escoria i se llega a obtener la concentracion del cobre i metales preciosos en un eje.

3.—Como la tuesta del mineral viene a alargar el preceso, es bueno impedirla en lo que se pueda, lo que se consigue por la oxidacion de los sulfuros en el horno a soplete por medio del oxígeno que se insufla al horno a traves de las toberas. Esto es lo que hace el horno a soplete moderno, es decir combina las funciones de oxidacion i fusion. En otras palabras, oxida i funde simultáneamente i tambien aprovecha el calor jenerado por la oxidacion del azufre i del fierro. El utilizar el calor desprendido en esta forma por la oxidacion del azufre i del fierro, constituye lo que se llama fundicion pirítica, pero como se verá despues, por fundicion pirítica verdadera se entiende la fusion de minerales con solo el calor producido por su propia oxidacion, sin adiccion ninguna de combustible carbonífero.

Habiendo hecho un corto resúmen del objeto que se persigue i de los métodos usados en la fundicion de minerales de cobre, diremos ahora algo sobre el modo como se efectúa la fundicion de minerales de cobre.

III.—FUSION DE MINERALES DE COBRE EN HORNOS REVERBEROS

Como los minerales de cobre se funden por uno de los dos medios siguientes, es decir en horno de reverberos o en el a soplete, será necesario primero determinar si las condiciones esenciales para efectuar la fundicion en buena

forma por uno cualquiera de estos dos medios, es posible obtenerlos en el horno eléctrico.

Como dice Peters: «El fin principal i fundamental de este tipo de horno es producir una temperatura de fusion suficiente para liquidar los minerales i sepeararlos en un eje i en una escoria». Segun se desprende de esta discusion, el horno de reverbero debe usarse para fundir minerales i concentrados que no puedan tratarse bien en el horno a soplete.

«El modo como el calor del combustible se aplica en este método de fundicion, aunque mui mejorado en la práctica moderna, se caracteriza por su poco rendimiento, porque el mero paso rápido de una llama por sobre un lecho de minerales que descansan sobre un piso comparativamente frio, es un método mui incompleto para la trasmision del calor del combustible a las partículas de mineral i especialmente porque estos son malos conductores de calor.... La gran superficie de murallas, arco, tragante, revestimiento de la chimenea, etc., están en posicion tan favorable para fundirse como el mismo mineral i, a causa de su composicion refractarla, se necesitan continuas reparaciones i renovaciones.... Tal método solo pudo orijinarse en un distrito donde abunde el carbon de llama larga i el material refractario sea barato i en Swansea (donde nació este proccimiento) lo tiene en abundancia. Los procesos en el horno reverbero se complican poco por dos ajentes estraños que tan marcada influencia tienen sobre la química de la fundicion de minerales calcinados en el horno a soplete i en la fundicion pirítica de minerales sulfurados, es decir, estos dos ajentes son el carbon i el oxígeno.... Hablando de un modo jeneral, el mineral en el horno de reverbero no es influenciado por estos elementos sino en mui pequeña escala, lo que hace no sufra otros cambios que los que el calor solo puede dar lugar. Así las reacciones que se efectúan en la masa mineral durante la fundicion son aquellos que pueden efectuarse de acuerdo, en su mayor parte, con las propiedades de los constituyentes, del mineral i afectados por la accion mutua de las materias que forman la carga. Esto, corrientemente, hace que la parte química de la operacion sea sencilla i permite al fundidor concentrar su atencion i esfuerzo para obtener la alta temperatura necesaria para la completa fusion del mineral».

IV.—SUSTITUCION DEL HORNO ELÉCTRICO POR EL HORNO DE REBERVERO

Si entónces, segun dice Peters, «La funcion propia del horno reverbero en la fundicion de minerales de cobre, es jenerar el calor tan rápidamente como sea posible», no hai razon aparente para que los minerales de cobre no puedan tratarse en el horno eléctrico i talvez aun con mayores ventajas, porque como lo dice Peters i ademas es mui conocido, el rendimiento término medio del horno reverbero es de 5 % a 8%, aunque actualmente se tiene un aprovechamiento del 20 por ciento en los grandes hornos reverberos de Anaconda, en tanto que un horno eléctrico que pudiese usarse para la fundicion de minerales de cobre i apropiado para una fundicion refractaria, tendria probablemente un rendimiento de 70 por ciento. Químicamente, talvez el único efecto pernicioso seria la accion del carbon de los electrodos sobre los óxidos de fierro que pudiesen haber en la carga i que resultaria en:

1.—Pérdidas de electrodos;

2.—Produccion de fierro metálico, que puede contaminar el cobre metálico i aumentar por lo tanto el costo de su refina; o si fuese un eje el producto final, podria necesitar una reconcentracion.

3.—La disminucion de enerjía eléctrica debido al calor adicional consumido por la reduccion del fierro.

Desde que el horno reverbero es simplemente un medio para fundir, sea que se empleen sulfuros, óxidos o metales nativos, los resultados obtenidos en la fundicion eléctrica de minerales de cobre nativo, servirán tambien para hacer una comparacion de los sulfuros i óxidos i aclarar los tres puntos a que se ha hecho referencia. La escoria tendria algo de semejanza en todos los casos. La atmósfera del horno eléctrico cargado con minerales sulfurados no será tan neutra como en el caso que lo estuviese con minerales de cobre nativo, a causa de la tendencia que el azufre elemental i el anhídrido sulfuroso formado tienen para diluir el aire i hacer el horno prácticamente reductor, segun sea la cantidad de electrodos consumidos por el oxígeno del aire. Si no se mantuviese cerrado el horno se formaria considerable cantidad de anhídrido sulfuroso, el que posiblemente seria en parte reducido por los electrodos de carbon. Aun con tal reduccion de anhídrido sulfuroso, el consumo de electrodos probablemente seria inferior en el caso de trabajar con sulfuros que en minerales de cobre nativo. Esto lo indican las esperiencias hechas en el Bureau of Mines, en que cuando se fundió concentrados de cobre nativo, el consumo máximo de electrodos en 14 esperiencias fué 48 libras de carbon grafitoide por tonelada de carga, el minimum, 22.1 libras i el término medio 34.5 libras. En el mismo horno con cargas de minerales sulfurados, oxidados i silicados, se obtuvo un eje como producto; el consumo máximo de electrodos en 20 corridas fué 60 libras, minimum 10.8 libras. i el término medio 23.3 libras.

V.—FUNDICION EN EL HORNO ELÉCTRICO DE CONCENTRADOS FINOS DE COBRE NATIVO DE MICHIGAN

Los escritores hicieron esperiencias para determinar si era posible la fundicion de concentrados finos de cobre nativo de Michigan en el horno eléctrico en vez de el de reverbero; los resultados de estas esperiencias aparecerán despues en detalle la publicacion técnica del Bureau of Mines. Los finos de estas esperiencias fueron:

1.—Notar los efectos de la variacion de los tres principales elementos de la escoria—(silice, óxido ferroso i cal)—sobre el consumo de fuerzas, la operacion del horno i la pureza del cobre producido;

2.—Determinar la cantidad de óxido de fierro reducido por los electrodos de grafito;

3.—Comparar la fundicion continua con la intermitente.

Se fundieron dos clases de concentrados: N.º 3 i N.º 4, de estos el N.º 3 era mas grueso, i 69.33 % pasaba por un tamiz de 60 mallas, del N.º 4 pasaban 88.12 por ciento.

Los análisis químicos del mineral fueron los siguientes:

	N.º 3 por ciento	N.º 4 Por ciento
Cu.....	37.35	25.35
Si O ²	33.33	35.92
Fe O.....	15.40	21.60
Al ² O ³	8.78	12.40
Ca O.....	5.18	5.98
Mg O.....	1.09	1.09
S.....	0.056	0.096
Fe (metálico).....	0.30	0.50

Se hicieron 15 esperiencias en horno eléctrico del tipo Siemens, con capacidad de 50 kilowatts. El horno trabaja como un horno de resistencia. Las cargas i los productos de las esperiencias típicas fueron las siguientes:

Carga	Libras	Cobre negro %	Escoria %
Concentrado N.º 3....	22.0	Cu.... 98.59 por diferencia	Cu 0.15
Hematita.....	1.1	Fe.... 1.10	Si O ² 44.88
		S.... 0.29	Ca O 6.92
		As.... 0.02	Mg O 2.32
			Fe O 29.80
			Al ² O ³ 15.34

1.—Conclusiones

1.—Los concentrados finos de cobre nativo de Michigan pueden fundirse en el horno eléctrico, teniendo como producto un cobre negro de buena lei i sin que haya pérdida excesiva de cobre en la escoria o por otra causa cualquiera.

2.—El porcentaje de cobre en la escoria no necesita exceder de 0.25% con una escoria de composicion conveniente. La pérdida en la escoria no excederá de 0.50% del total del cobre cargado. Las otras pérdidas no excederán de 1 por ciento, teniéndose segun esto una perdida total de 1.5% del cobre total cargado.

3.—La pérdida de cobre por volatilizacion es alta si la escoria es mas ácida que lo que es un mono-silicato i si tiene mucha alúmina. Las menores pérdidas se obtuvieron con adiccion de cal hecha en proporcion que diera una escoria con 35% Si O², 22 por ciento Ca O i Mg O, 25% de Fe O.

4.—No es marcada la diferencia entre la caliza i la hematita consideradas como flujo; una es tan buena como la otra para este objeto, si la escoria no tiene gran densidad. No se encontró en el cobre negro mas fierro cuando se usó hematita que cuando se empleó caliza.

5.—Operando un horno a baja temperatura con una escoria mono-silicato, no será excesiva la seducccion de fierro por los electrodos de carbon i se ten-

drá un producto con no menos de 95% de cobre metálico. Con cuidado probablemente se puede obtener una producción continua con 98% de cobre.

6.—El consumo total de los electrodos en mucho excede a la cantidad de carbon necesaria para la reducción del hierro encontrado en el metal.

Un término 9.35% del total se gastó en la reducción de hierro. El consumo de electrodos no debería exceder de 10 libras por tonelada de carga.

7.—El horno eléctrico funciona satisfactoriamente con las escorias ricas en alúmina, producidas por la ganga natural sin adición de flujos, pero las pérdidas por volatilización son altas a causa de lo alto del punto de fusión de la escoria. No hay óxido de cobre en el producto, según se vio por el análisis microscópico.

8.—El consumo de fuerza para fundir el concentrado fino de cobre metálico de Michigan con ley de 25 a 40% de cobre, en un horno eléctrico de 750 KW. o mayor capacidad no deberá exceder de 640 KW. hora por tonelada de mineral fundido.

VI.—PROCEDIMIENTO PROPUESTO PARA LA FUNDICION DE CONCENTRADOS DE COBRE NATIVO EN HORNO ELÉCTRICO

La fundición comercial de los concentrados fino de cobre metálico en el horno eléctrico para obtener la mayor economía debe efectuarse de un modo continuo, que consiste en cargar a intervalos la carga y los flujos por el tope del horno eléctrico que debe tener una corta chimenea sobre el crisol de fusión para calentar la carga antes que llegue a la zona de fusión; debe también hacerse la sangría del metal a intervalos, la escoria puede correr continuamente del horno por una abertura que debe quedar sobre el agujero de salida del metal. Las posibilidades de poder trabajar por este procedimiento las mostró una experiencia en que el producto contenía 1.10 por ciento de hierro y había 1.37% de cobre en la escoria. La pérdida total de cobre fue tan bajo como en el procedimiento de salida intermitente, y fue debida en su mayor parte a lo pequeño de la experiencia. La pérdida en la escoria fue grande a causa de una decantación imperfecta y también a causa de una sangría parcial de material fluido con escoria, condición que no existiría en un gran horno bien manejado.

Las condiciones esenciales para tener buenos resultados con este procedimiento es un crisol en que se introduce la energía eléctrica y en que el metal se separe de la escoria, y una pequeña chimenea en que la carga sufra un calentamiento previo antes de llegar a la zona de fusión. Como no hay reducción ninguna que efectuar, ésta no necesita ser muy alta sino tener una altura suficiente entre el tope del crisol y la puerta de carga, que permita sacar los electrodos.

Un horno del tipo indicado en las figuras 1 y 2, satisface estas condiciones. Consiste en una cámara de fusión revestida con ladrillos a fuego o de sílice, que tienen tres electrodos de carbon suspendidos verticalmente y una galería de alimentación revestida de ladrillos a fuego; dicha galería queda por encima del crisol. Un horno de 750 KW. podría tratar en 24 horas unas 23 toneladas de concentrados de cobre nativo con ley de 25 a 40% en cobre.

Este horno se haria trabajar con una corriente trifásica con 50 a 100 volts.

Las dimensiones internas jenerales del crisol son 14 piés 6 pulgadas de diámetro, por 9 piés de altura, como una galería de carga de 1 pié 6 pulgadas de diámetro i 18 piés 6 pulgadas de alto.

Con este tipo de horno la regulacion de los electrodos no será necesaria despues que se haya regulado la marcha, de modo que la coneccion eléctrica se hace junto al techo del crisol del horno i la regulacion es a mano. Hai ménos dificultad para el manejo de los electrodos si están colocados verticalmente; i como la galería de carga es baja se le hace vertical, eliminando así la necesidad de suspenderlos a 55 grados.

La escoria de uno de estos hornos no deberá contener mas de 0.25 % de cobre i podrá votarse sin mayor tratamiento. Deberá granularse con agua a la salida del horno. El metal requerirá mayor tratamiento para refinarlo, eliminando su fierro i otras impurezas, lo que puede hacerse cargando inmediatamente un horno reverbero con el metal fundido, donde puede refinarse del modo que se dirá.

Resumiendo, el presente procedimiento para el tratamiento de estos concentrados consiste de las siguientes partes: 1.º fusion i refina del concentrado grueso en uno o dos hornos reverbero, de los cuales se produce una escoria que tiene de 10 a 30 % de cobre; 2.º aglomerar el concentrado fino en un horno reverbero, o trasformarlo en briquetas con cal; 3.º fusion de la escoria del horno reverbero i del material fino aglomerado o convertido en briquetas, con coke en un horno de soplete, la escoria del cual contiene 0.6 a 0.8 % de cobre i el metal 90 a 95 % de cobre; 4.º, tratamiento de este metal en horno reverbero.

El uso del horno eléctrico para el tratamiento de estos concentrados da las siguientes ventajas: primero, no es necesario aglomeracion o trasformacion en briquetas; segundo, la escoria producida por este horno no necesitará nuevo tratamiento; tercero, gran proporcion del concentrado rico con 75 % de cobre podria mezclarse con el concentrado fino i tratarlo directamente en el horno eléctrico, reduciendo así la cantidad de escoria necesaria para refundicion; i cuarto, si se dispone de fuerza barata, el horno eléctrico podria usarse para reducir el cobre contenido en las escorias del horno reverbero, i probablemente el metal resultante seria mas bajo en fierro i la escoria mas baja en cobre, debido a la mayor facilidad para regular la atmósfera reductora, porque solo se agregaria el carbon necesario para efectuar la reduccion del cobre combinado.

El límite en que el concentrado de alta lei puede mezclarse con el material fino, puede determinarse por la conductibilidad de la mezcla en el horno. En los esperimentos hechos con cargas que contenian 37 % de cobre metálico, no hubo inconvenientes por cortos circuitos u otros accidentes. El máximo de cobre que puede contener la carga puede determinarse por esperiencias. Técnicamente el horno eléctrico no necesita que se le suministre material en forma de briquetas o nódulos i en jeneral facilita el manejo del material. Los factores comerciales dependen en gran parte de las condiciones locales en lo que se relaciona con el costo de combustible i fuerza. Contra el

costo de fuerza se tiene el costo de combustible i fabricacion de briquetas o nódulos i posiblemente haya mayor gasto en obra de mano en esta práctica. Si el costo de fuerza fuese igual a los otros tres factores, quedaria aun a favor del horno eléctrico la facilidad en la operacion. Aun en el caso de uua mina léjos de establecimientos de fundicion, podria ser mas barato efectuar una concentracion de los productos de baja lei provenientes de la preparacion mecánica en pequeño horno eléctrico i así reducir los gastos de fletes. I en fin, para evitar pérdidas de concentracion por el agua que se tienen cuando por este medio se sube mucho la lei de los concentrados, se podria obtener un concentrado mas pobre el que se fundiria directamente en horno eléctrico obteniéndose como producto un cobre negro de alta lei el que se mandaria al fundidor. Hemos obtenido cifras de fuente verídica que da para el costo de tratamiento de estos concentrados finos aglomerándolos en horno reverbero: refina del cobre producido, tratamientos de las escorias en horno a soplete i despues refina i fusion para dejarlos en la forma comercial, es de \$ 8.64 por tonelada de concentrado con 32 % de cobre nativo. Este costo incluye otros gastos, reparos i mantenimiento, pero no amortizacion.

El tratamiento del mismo material por el propuesto sistema en horno eléctrico, para obtener el mismo producto comerciable, se estima como sigue:

<i>Costo de fuerza eléctrica:</i>		<i>Costo de tratamiento:</i>
Por kilowatt hora	Por kilowatt año	Por tonelada de concentrado
\$ 0.5	\$ 43.80	\$ 7.18
0.625	54.88	8.08
0.75	64.80	8.87

En muchos distritos donde la fuerza hidro-eléctrica no es barata, puede hacerse un recargo de $\frac{1}{2}$ centavo por kilowatt hora con un factor alto de carga i usar una instalacion de turbinas a vapor. El factor de carga será en este caso de 90 por ciento, i el factor de potencia no inferior a 0.85. En la práctica, el costo de refina del material del horno eléctrico probablemente será inferior al de refina del horno a soplete a causa de su mayor por ciento en cobre. En el horno reverbero, el 81.3 del material cargado hai que volverlo a tratar como escoria en el horno a soplete. En el procedimiento del horno eléctrico solo habrá que tratar como escoria un 5 % proveniente de la refina en horno reverbero. Esta escoria puede tratarse en el horno eléctrico. La gran economía que se tiene con el tratamiento viene a aumentar las posibilidades de uso del horno eléctrico, aun con enerjía eléctrica cara.

VII.—FUNDICION CORRIENTE DE MINERALES DE COBRE EN HORNO A SOPLETE

La fundicion corriente de cobre en hornos de soplete, es decir la fundicion con carbon como combustible, difiere enormemente de la fundicion pirí-

tica, la cual consiste en fundir el mineral con el solo calor desarrollado por la oxidacion de su propio contenido en azufre i fierro.

Como dice Peters, «la característica principal en la fundicion del horno a soplete es el empleo de combustible carbonoso mezclado al mineral i que tambien constituye la fuente principal de calor». Siendo este el caso, el problema que se presenta es determinar cuándo, metalúrgicamente, es posible sustituir el carbon por electricidad como fuente de calor i cuándo al hacer esto se obtendrán resultados favorables químicamente, como es posible obtenerlos en la fundicion en horno a soplete.

1.—*Requisitos previos*

En la fundicion de minerales de cobre, los sulfuros son los principales i el problema consiste en espulsar otros sulfuros que no sean de cobre i concentrar estos últimos en un eje con lei de 20 a 60 % en cobre. El primer paso es, por lo tanto, libertar los minerales de su azufre. Consideraremos primero cómo se hace esto en la fundicion corriente de minerales de cobre en el horno a soplete. Como lo indica Peters, debido a la constante i gran cantidad de carbon encendido que en la columna del horno existe desde las toberas hasta algunos piés sobre ella, i aun a veces hasta la misma puerta de carga, el oxígeno del aire insuflado por las toberas se consume con prodijiosa rapidez i así hai poquísima probabilidad para que se oxiden algunos elementos de la carga que tienen ménos afinidad por el oxígeno que lo que tiene el carbon.

«Por lo tanto, en la fundicion corriente en el horno a soplete con carbon. los sulfuros de cobre i fierro i una pequeña cantidad de otros sulfuros que puedan existir en la carga, tienen pocas probalidades de tomar oxígeno para formar anhidrido sulfuroso i un óxido metálico. La atmósfera es casi siempre fuertemente reductora, i los sulfuros tratan de fundirse en mas o ménos el mismo modo que lo hacen en un crisol cerrado sin acceso absoluto de aire... Se verá entónces que debido a la accion reductora de la atmósfera que domina, podemos cuando se fundan minerales sulfurados, tratar de eliminar en el horno de soplete la menor cantidad posible de azufre sobre la que inevitablemente se va por solo la accion del calor sin la presencia de oxígeno».

De los dos sulfuros que hayan en la carga i que hai que tomar en cuenta con relacion a lo dicho (pirita Fe S^2 i chalcopirita, $\text{Cu}_2 \text{S}$, $\text{Fe}_2 \text{S}^3$), la pirita pierde la mitad de su contenido de azufre por mero calentamiento sin aire; en tanto que la chalcopirita igualmente calentada pierde un tercio de su contenido de azufre o un noveno de su peso total.

Continuando Peters, dice: «Es entónces evidente que poco objeto tiene fundir en horno a soplete i carbon sulfuros crudos que tienen gran cantidad de sulfuros metálicos».

De lo que se ha dicho, parece que el calor eléctrico puede usarse en lugar del calor del coke para fundir los minerales. Sin embargo, tal fundicion no daria en todos los casos la concentracion que se desea i por esto daremos nuevamente atencion a esta fase del problema, es decir a la concentracion del cobre i metales preciosos en un eje por separacion del azufre i la subsiguiente oxidacion del fierro.

La separacion del azufre en la fundicion corriente en horno a soplete se hace de dos modos: 1) por solo el calor, el que separa azufre al estado elemental; i 2) por la reaccion de óxidos i sulfatos que el mineral contiene sobre los súlfuros. La presencia de óxidos en la carga puede provenir de haber usado minerales oxidados, en tanto que si se usan minerales calcinados puede tenerse a ámbos, óxidos i sulfatos. Estos compuestos reaccionan sobre los sulfuros los que así se oxidan parcialmente i parte del azufre se va al estado de anhídrido sulfuroso ($S O_2$). Hai que recordar que la atmósfera del horno a soplete es reductora, i que por lo tanto las reacciones dichas deben efectuarse en una atmósfera reductora, i por esta razon no se efectúan tan libremente como lo harian en una atmósfera neutra. En jeneral, puede decirse que no habiendo óxido en la carga, prácticamente no habrá espulsion (escepcion hecha del que se pierde por el solo calor) de azufre salvo el que pueda oxidar el aire insuflado a pesar que la atmósfera del horno es reductora. Peters tambien dice que, segun su propia esperiencia, «esta pérdida de azufre en el horno a soplete no puede considerarse superior a 5 por ciento del azufre que queda despues que se ha espulsado el que se va por el calor».

Resumiendo, podemos decir que la fundicion corriente de minerales de cobre en el horno a soplete consiste simplemente en un proceso de fusion i que el azufre que se va es el mismo que se perderia si el súlfuro se calentase sin aire i que cualquier concentracion que se efectúe es debido a la reaccion entre óxidos i sulfatos existentes i que se efectuarian mas facilmente en una atmósfera neutra que en la reductora del horno a soplete. Siendo este el caso, el horno a soplete trabajando de este modo es simplemente un horno de fusion i da los mismos resultados que se obtendrian si este mismo mineral se fundiese en un crisol abierto. La única ventaja que el horno a soplete tiene sobre el reverbero en este caso es que su rendimiento como horno de fusion es mejor porque asegura mejor contacto entre el combustible i los gases resultantes i permite una operacion continua; en tanto que las reacciones entre óxidos i sulfatos no se efectúan tan rápidamente como lo harian en la atmósfera relativamente neutra del horno reverbero o en la atmósfera aun mas neutra de horno eléctrico. Sin tomar en cuenta las cuestiones de costo, aparentemente no hai razon para que el horno eléctrico no pueda sustituir al horno a soplete ordinario cuando se trabaja con los metales a que se ha hecho anterior referencia.

2.—Pérdidas

Prestemos ahora atencion a las pérdidas que hai en el trabajo corriente del horno a soplete i determinemos su causa, hasta donde sea posible. Segun Peters, las pérdidas son:

1.—Pérdida de pequeñas partículas bajo la forma de polvo que contienen metales de valor i que tienen lugar cada vez que se mueve el mineral.

2.—Pérdidas en los polvos de las cámaras de humo causados por el aire insuflado.

3.—Pérdidas por volatilizacion.

4.—Pérdidas en la escoria debidas a «partículas de eje o metal que no al-

canzaron a separarse de la escoria, i causadas tambien, aunque en menor escala, por la oxidacion de los óxidos de los metales de valor—especialmente plomo i cobre—que han entrado en combinacion con la sílice i así han ido a formar químicamente parte de la escoria».

¿Se tendrían estas pérdidas en el horno eléctrico (sin insuflacion de aire) si se la usare en lugar del horno a soplete i que se aparece en la forma ántes descrita?

Pérdida 1.—Evidente, ésta seria común para el horno eléctrico i el de soplete.

Pérdida 2.—Sin embargo, habria en el horno eléctrico arrastre de partículas mas o ménos finas a causa de los gases que de él escapan, pero esta pérdida no seria tan grande como en el horno a soplete.

Pérdida 3.—Un horno eléctrico usado con este objeto se manejaría como un horno de resistencia (la carga actuaría como rejister) mas bien que como un horno de arco i, por lo tanto, el calor al lado de los electrodos no seria tan grande como en el caso en que se usara un arco i probablemente no seria mucho mayor que el que hai en las toberas de un horno a soplete.

Si se usase un horno eléctrico del tipo que se indica en la figura 2, (1) la volatilizacion tendria lugar en la parte inferior de la columna del horno i, por lo tanto, el metal volatilizado tendria oportunidad para depositarse en los trozos o partículas de mineral frio que están en la parte superior de la columna o chimenea, i como no seria necesario usar insuflacion de aire al usar el horno eléctrico con el objeto ántes dicho (porque el aire insuflado en el horno a soplete solo sirve para quemar el coke i producir el calor necesario para el procedimiento), i probablemente la pérdida por volatilizacion no seria tan grande como en el horno a soplete.

Pérdida 4.—Como las pérdidas en la escoria son ocasionadas por las partículas de eje o metal, que no alcanzaron a separarse bien de la escoria, no hai razon para creer que si se reemplaza el horno eléctrico por el de soplete, sean mayores; por el contrario, aun no deberían ser ni siquiera iguales si se toma en cuenta que el horno eléctrico puede manejarse de modo que produzca la temperatura mas apropiada, i ademas al eje i a la escoria se le puede dar un calentamiento fuerte ántes que abandonen el horno a fin de hacerlas suficientemente fluidas para que se efectúe una buena separacion entre eje i escorias, o que impediría la pérdida. En cuanto a la pérdida por la oxidacion de los metales de valor, éste podria reducirse a un mínimo en un horno trabajado sin insuflacion de aire; porque la pérdida por oxidacion indudablemente se debe a la accion del aire insuflado sobre los productos del horno que pasan la rejion de las toberas.

Habiendo hecho un rápido estudio comparativo de las posibilidades de usar un horno eléctrico para fundir la mezcla de sulfuros i óxidos (debiendo entenderse, como se dijo al principio de éste artículo, que no tratamos de probar que el horno eléctrico reemplazaría al horno de combustion, sino que tratamos de determinar las posibilidades en que puede sustituirlo en localidades que no le son favorables), seria bueno considerar entónces algunos de los trabajos experimentales hechos segun las ideas espuestas.

(1) Las figuras pueden verse en la Sociedad Nacional de Minería.

VIII.—DATOS ESPERIMENTALES DE LA FUNDICION ELÉCTRICA DE LA MEZCLA DE MINERALES SULFURADOS, OXIDADOS I CARBONATADOS

I.—*Esperimento de Vattier*

Uno de los esperimentos mejor conocidos i efectuados con fin de fundir minerales de cobre en el horno eléctrico, es el que fué hecho por Vattier en el establecimiento de Livep, de la Compañía Electrotérmica Keller i Leleux, Francia, abril 23, 1903. (1) Esta prueba fué hecha por Vattier por cuenta del Gobierno chileno, quien deseaba obtener este dato tal como fuera posible obtenerlo con un trabajo hecho en escala comercial. Estas pruebas fueron hechas ante una Comision compuesta de los mas conocidos metalurjistas de Inglaterra i Europa.

Como dijo Vattier, el objeto principal de estos esperimentos fué determinar si era posible sustituir el calor eléctrico por el calor del carbon, fuese ésta sustitucion total o parcial. Esto es especialmente importante para Chile que tiene bastantes metales, abundancia de fuerza hidráulica, pero donde el carbon es caro.

Los esperimentos se hicieron con dos clases distintas de minerales:

1.º Un mineral cuyo contenido en cobre era aproximadamente 7% i casi todo era pirita de cobre. Contenia tambien 8 a 9% de azufre i la ganga se componia principalmente de óxido de cobre micáceo, silicatos i un poco de bicarbonato de cal.

2.º Mineral de cobre de baja lei de la rejion minera de las vecindades de Santiago, mezclado con un poco de manganeso i cal.

La composicion del mineral, eje i escoria fué como sigue:

	Mineral %	Eje %	Escoria %
Si O ²	23.700	0.80	27.20
Al ³ O	4.000	0.50	5.20
Ca O	7.300	9.90
Mg. O	0.330	1.40	0.39
CO ³	4.310
S	4.125	22.96	0.57
Fe	28.500	24.30	32.50
Mn.	7.640	8.23
P	0.046	0.06
Cu	5.100	47.90	0.10
As	indicios

(1) Para detalles completos de este trabajo puede verse el Report of the Canadian Commission 1904.

2.—*Experiencias de Wolkoff*

En algunos de los experimentos hechos por Wolkoff sobre la fundición de minerales de cobre, el mineral sobre que se experimentó fué un sulfuro, con 8.2 por ciento de cobre i con una ganga ácida. Se hicieron varias corridas, pero solo el resultado de dos de ellas se indicaron. Por ejemplo, usando 12 kgs. de mineral (25.5 lbs.) i con adición de 6.2% de escamas de martillo para suministrar óxido de fierro para la ganga silíceo, se obtuvo un producto completamente fusible; prácticamente el eje contenía todo el cobre, la escoria tenía solo 0.15% del mismo i también se dice que las pérdidas por volatilización fueron muy pequeñas.

En otro experimento se fundió 10 kgs. de mineral (22 lbs.) con 1.25 kgs. (2.74 lbs.) de eje calcinado que contenía 75% de Cu O, 8% de Cu² S i 15% de Fe² O, el objeto fué determinar la intensidad de la reacción $Cu^2 S + 2Cu^2 O = 2Cu + SO_2$. Al fundir esta carga con una corriente de 400 amperes i 75 volts por espacio de media hora, Wolkoff obtuvo 1.78 kgs. de cobre crudo con 92% de Cu, 3% de Fe i 1% de S. Obtuvo también 10.9 kgs. de escoria con 0.10% de Cu. En este experimento se estrajo 96% del metal; la escoria contuvo 0.6% del total del cobre; por lo tanto, como dijo Wolkoff, un balance del cobre es el siguiente:

La carga contenía.....		1.706 kgs. Cu.
1.78 kgs. de cobre crudo con 92% Cu	1.638 kgs.	
10.9 kgs. escoria con 0.1%	0.011 »	
Pérdidas	0.057 »	
		<hr/> 1.706 kgs. Cu.

3.—*Experiencias de M. Stephan*

En la primera reunión jeneral de la recientemente formada «German Metallurgical Engineers», el señor Stephan, superintendente de la «Girod Electric Steel Works» en Ugine, Francia, dió cuenta de algunos experimentos hechos por él sobre fundición en horno eléctrico de minerales no férricos, uno de los cuales fué cobre.

El mineral provenía del Congo Belga, donde lo explota una Compañía Anglo-Belga. De cinco diferentes análisis dados, el Cu O varía de 21.01% a 5.73%, Si O₂ de 28.48% a 78.55%, con 4 a 13% de Al² O₃; con 4 a 16% de Fe² O₃ i además una pequeña cantidad de impurezas contenía 2 a 7% de Ca O; sin níquel... La humedad en el mineral variaba de 7 a 32%, i no se espulsó a fin de tener las mismas condiciones que se encontrarían en la práctica i de hacer las experiencias en las condiciones más desfavorables... Se usaron sucesivamente como agentes reductores carbon de leña, coke i antracita. Para este caso particular el carbon de leña parecía ser el más barato... Se emplearon hornos eléctricos semejantes al tipo Girod para aleaciones férricas i las dimensiones en las varias corridas se variaron entre grandes límites, a fin de obtener suficientes datos para construir un gran horno para el mismo trabajo. Se usaron electrodos suspendidos en el techo, insertados en

el fondo i tambien en los lados para efectuar el calentamiento por radiacion i se adoptó un sistema de calentamiento por un arco debilitado principalmente por la colocacion de una capa de escoria sobre la carga metálica conductora. Las temperaturas se midieron con los pirómetros de Le Chatelier, Wanner i de Fery.

Una escoria de la composicion siguiente:

Si O ²	Al ² O ³	Ca O	Mg O	Fe ² O ³	Mn O	Cu O	Cu O
51.90	11.31	16.83	13.71	3.55	0.94	0.46	0.87

principió a fundirse a la temperatura de 1,250° C.; principió a correr pastosa a la temperatura de 1,350° C. i fué suficientemente líquida a 1,400° C. para que se separase bien las pequeñas bolitas de cobre. A 1,550° C. la escoria es bastante líquida para correr libremente; cuando se fundieron minerales mui ácidos sin adiccion de flujos, fué necesario una temperatura de 1,920° C. para que la escoria fuese líquida. El cobre bruto (Schwarzkupfer) producido i analizado en seis diferentes corridas dió de 65 a 95% de Cu, i de 1 a 21% de Fe i de 1 a 11% de Co. El producto era mas puro miéntras mas baja era su temperatura de fusion. Miéntras mas baja es la temperatura, menores son las facilidades u oportunidades para que se reduzcan algunas impurezas; pero al mismo tiempo mayor cantidad de cobre retendrá la escoria, de modo que la produccion disminuye.

A.—Conclusiones de Stephan

Será cuestion de cálculo comercial, tomando en cuenta la composicion del mineral i otras condiciones especiales, el determinar cuando se desea obtener un producto rico o la mayor produccion... Una corrida continua de varios dias con el mismo mineral, i sacando escorias de mas o ménos la misma composicion que la indicada anteriormente, necesitó 1,000 a 1,200 KW-hora por tonelada (2,205 lbs.) de mineral... Estas cifras son altas a causa del calor que hubo que gastar para mantener líquida la escoria que era mui viscosa i anormal. Con un mineral fácilmente fusible, el consumo de fuerza fué de 500 KW-hora. El consumo en electrodos fué en término medio de 8 kgrs. por tonelada de mineral, se operó con 4 ampères por centímetro cuadrado (25.8 ampères por pulgada cuadrada). El carbon para la reduccion se usó en la proporcion de 25% del cobre en la carga. El mejor revestimiento para mantener las severas condiciones del horno fué arcilla refractaria molida que contenia 80% de Si O² i 15% de Al² O³.

IX.—FUNDICION EN EL HORNO ELÉCTRICO DE MINERALES SULFURADOS

Para estudiar las condiciones de la fundicion de minerales sulfurados en el horno eléctrico, los escritores han ejecutado recientemente una serie de experiencias en el laboratorio del «Bureau of Mines». Los fines perseguidos fueron: 1) determinar si hai condiciones que hagan la fundicion eléctrica sin aire una simple operacion de fusion; 2) conocer el por ciento de concentra-

cion i el azufre espulsado; 3) estudiar las posibilidades de condensacion del azufre elemental; 4) obtener cifras jenerales sobre el consumo de fuerza con distintas cargas; 5) determinar las pérdidas de oro, plata i cobre; i 6) estudiar el uso del eje de baja lei, considerado como un ajente colector para la plata i el oro.

I.—Minerales tratados

Los minerales tratados en los esperimentos fueron: un mineral de sulfuro de cobre de baja lei; un mineral de oro; un mineral silíceo de plata i un mineral algo calcinado cuyo análisis se indica mas abajo. La caliza contenia 63.2% de Cu O i 5.7% de Mg O.

	Pirita %	Nódulo %	Mineral silíceo %
Si O ²	2.50	4.00	74.53
Fe	44.07	65.60	10.71
S	48.20	8.36
Al ² O ³	0.24	1.76	0.40
Ca O	0.08	0.45
Mg O	0.73	0.46	0.26
P	0.02
As	0.20
Cu	1.30	0.07
Au	0.01 oz. por ton.	0.03 oz.	1.28 oz.
Ag	0.14 oz.	0.05 oz.	3.30 oz. por ton.

Los minerales fueron tratados en el horno eléctrico que se describió al tratar de los esperimentos de cobre nativo. La parte superior se techó, i se mantuvo cerrado para impedir el escape de azufre i la entrada del aire. Se agregó al horno a fin de recojer los polvos i condensar el azufre, un condensador compuesto simplemente de tres cámaras horizontales con algunos tabiques.

Veinte esperiencias se hicieron con estos minerales. Una carga típica fué la siguiente:

	Carga Libras	Eje %	Escoria %
Pirita	8.8 Cu	1.12 Cu	0.05
Nódulo	13.2 Fe	64.18 SiO ²	35.25
Mineral silíceo	5.76 S	22.38 FeO	41.30
Caliza	2.73 oz. p. ton.	Al ² O ³	4.40
	An	0.72 Ca O	10.00
	Ag	0.96 MgO	1.64
		S	3.66
		Ooz. porton.	
		Au	0.03
		Ag.	0.32

2.—Conclusiones

1.—La fundicion en el horno eléctrico que trata minerales sulfurados consiste simplemente en fundir la carga, volatilizando un 60 % del azufre al estado de azufre elemental i separacion de eje i de escoria.

2.—La razon de concentracion es simplemente la que da la separacion de eje i escoria, conjuntamente con las reacciones de los óxidos i sulfatos sobre los sulfuros i la volatilizacion de una molécula de azufre mas un 10 %, sin formacion de óxido de fierro para que entre en la escoria porque no hai nada en presencia que oxide el fierro i el sulfuro.

3.—Cualitativamente es imposible condensar parte del azufre que se espulsa.

4.—La pérdida de cobre en la escoria i por volatizacion es pequeña.

5.—Un eje con 1 % de cobre proveniente de una carga que contenía 0.30% de cobre, es un buen agente colector para oro i plata, si se obtiene una buena separacion entre el eje i la escoria.

6.—Hai poca pérdida de oro por volatizacion en el horno eléctrico, pero la de plata es menor. Pero esto probablemente no sucedería en un horno eléctrico grande en que la regulacion de la temperatura es menor.

7.—El consumo de electrodos en la fundicion de sulfuros es pequeño i en la práctica no excederá de 5 libras por tonelada de carga.

8.—En un gran horno comercial el consumo de fuerza para la mayor parte de los minerales seria de 480 KW. horas por tonelada de mineral, o 0.55 KW. año

X.—HORNO ELÉCTRICO V. HORNO REVERBERO I A SOPLETE DE FUNDICION

Hemos considerado el uso del horno eléctrico para la fundicion de minerales de cobre sólo como un horno de fusion. Segun lo que hasta aquí hemos dicho respecto a las posibilidades de usar el horno eléctrico con dicho objeto, podemos sentar lo siguiente:

1.—Que la fundicion de minerales de cobre nativo i sulfuros puede hacerse en el horno eléctrico con tan buenos resultados, sino mejores que el horno reverbero i el a soplete.

2.—Que las reacciones que se desean obtener en el horno reverbero o en el horno corriente a soplete, pueden igualmente tenerse en el horno eléctrico, i talvez en mejores condiciones.

3.—Que la pérdida en electrodos por tonelada fundida es pequeña, varia de 5 a 10 libras i que la presencia de los electrodos de carbon no ocasiona reducciones de fierro en proporcion tal que llegue a ser un inconveniente o que aumente considerablemente el consumo de enerjía eléctrica.

4.—Que las pérdidas de cobre, oro i plata por volatizacion i en la escoria no serán mayores, como lo han mostrado los resultados de las esperiencias hechas, que las que se tienen en la fundicion corriente en los hornos reverbero i a soplete.

5.—Que un eje con lei tan baja como la de 1 % de cobre puede usarse en el horno eléctrico como ajente colector del oro i la plata, es decir lo mismo que en los hornos combustion.

6.—La comparacion de costos dependerá completamente de la naturaleza del mineral que se funda i del costo relativo entre el coke o carbon i la energía eléctrica. En jeneral, segun el trabajo efectuado en los esperimentos, podemos decir que será necesario para fundir minerales de cobre de 500 a 700 KW. hora por tonelada de carga, por lo demas dependiendo de la naturaleza del mineral.

XI.—FUNDICION DE LOS MINERALES SULFURADOS SIN CALCINA, O FUNDICION PIRÍTICA PARCIAL

Sin discutir la fundicion de minerales de cobre en el horno a soplete corriente, hicimos notar que el proceso consiste esencialmente en fundir la carga i que durante la fusion se efectúan ciertas reacciones entre los constituyentes de la carga, los que dan por resultado una concentracion del cobre i metales preciosos (estos si hai) en un eje i que el exceso en fierro conjuntamente con las gangas forman la escoria; esto es, en este método de fundicion el calor necesario para efectuar el proceso se tiene por la combustion del coke en las toberas i que el aire insuflado sirve únicamente para suministrar el oxígeno necesario para la combustion. En otras palabras, el oxígeno que entra por las toberas no toma parte en las reacciones que se efectúan en el horno entre los constituyentes de la carga, sin considerar entre éstos el carbon. Siendo éste el caso, la fundicion es un proceso de fusion i considerando las reacciones del proceso, la fundicion puede hacerse tambien en el horno eléctrico como en el a soplete. Ahora daremos atencion a aquellos procedimientos de fundicion de cobre en que el oxígeno que entra por las toberas, no solo sirve para la produccion del calor, sino que tambien se ocupa para efectuar las reacciones que tienen lugar durante la marcha del procedimiento i que tienen como resultado la produccion de un eje i una escoria, es decir, dan los mismos productos finales que en el horno a soplete. A este respecto, débese recordar que no importa el procedimiento que se emplee para tener como producto final cobre metálico por tratamiento de los sulfuros, pero en cualquier caso debe cumplir con las tres condiciones esenciales siguientes:

1. Espulsion del azufre.
2. Oxidacion del fierro que estaba combinado con el azufre.
- 3).—Separacion de este óxido de fierro, haciendo que se combine con la sílice i forme escoria.

Segun dice Peters, «el primer paso en la fundicion de minerales sulfurados de cobre es oxidarlos». En el procedimiento que vamos a considerar, se trata de efectuar la oxidacion hasta un grado conveniente i prácticamente fundir al mismo tiempo i obtener el total o parte del calor necesario para efectuar el proceso, aprovechando el calor que se desprende por la oxidacion del fierro i azufre contenido en el mineral. Como es mui conocido, si prácticamente todo el calor necesario para el proceso se obtiene de este modo, tene-

mos lo que se llama fundicion pirítica. Si se obtiene solo parte del calor, tendremos la fundicion semi-pirítica. Sin embargo, Peters dice que en todos los hornos que tratan piritas en el mundo, se agrega a la carga una pequeña cantidad de combustible (por lo comun coke) i que «esta cantidad puede variar desde 0.5 por ciento del peso de la carga hasta una proporcion que seria suficiente para fundir la carga sin ausilio ninguno del calor que pudiese obtenerse de los sulfuros». Por lo tanto, la cuestion que se presenta en conexion con la fundicion de minerales en el horno eléctrico, es determinar si la corriente eléctrica puede usarse para reemplazar el calor jenerado por la combustion del coke en la fundicion pirítica o semi-pirítica. En otras palabras, si seria posible i ademas comercialmente práctico, efectuar estos procedimientos en un horno eléctrico construido de modo que pueda usarse aire insuflado, obteniendo así la mayor cantidad posible de calor proveniente de la oxidacion del fierro i del azufre i suplir por la enerjía eléctrica el calor adicional que es necesario para efectuar el proceso.

Para principiar con esto, supongamos que nuestro horno es de construccion semejante a un horno moderno a soplete para fundicion de cobre, i que parte del horno, incluso las toberas, es prácticamente idéntico con el mismo. Por debajo del plan de las toberas el horno puede construirse como indica la figura 3, en la cual se ve hai electrodos que van hasta el crisol, cuya disposicion a los lados i segun el largo del crisol puede verse en la figura 4. Consideremos rápidamente lo que sucederia si tratásemos de fundir una carga apropiada para operarla como semi-pirítica, es decir, una en que hubiese que agregar coke en cantidad tal que «su influencia sobre el poder oxidantes de los focos principiase a ser fácilmente visible», la que segun Peters es «la division entre las fundicion pirítica parcial i la total». Si no se usase coke en una carga fundida en el horno eléctrico a soplete, el punto por determinar seria como actuaria la carga si se usase dicho horno, i se pueden obtener los resultados deseados, i como anteriormente se ha dicho, económicamente.

El objeto que se persigue al operar la fundicion pirítica parcial en un horno a soplete, es suministrar suficiente aire para oxidar totalmente el coke i tambien para evitar tanto sulfuro de fierro como sea necesario para la formacion de escoria i separacion del eje. Si no hubiese coke que oxidar, solo se inyectaria por las toberas la cantidad de aire necesario para efectuar en grado requerido la oxidacion de azufre i fierro.

En jeneral, podemos suponer, como lo hace Peters, que un horno trabajando en fundicion pirítica parcial está «abastecido con escasa cantidad de pirita», i que produce una escoria «mas bien rica en sílice que en bases», i que «en consecuencia necesita gran cantidad de coke». En el horno eléctrico a soplete, como anteriormente se dijo, no usaríamos coke, sino electricidad en su lugar para obtener el equivalente en calor que debiera dar el coke. Si por lo tanto abastecemos nuestro horno eléctrico a soplete con una carga como la que anteriormente se describió, es decir, una carga que se podria tratar con buenos resultados por fundicion semi-pirítica ¿qué diferencias podemos esperar haya entre el modo de portarse de la carga si la misma se trata en un horno a soplete corriente? Al hacer la comparacion, estudiemos primero el coke en su modo de portarse i en sus efectos. Tomando nuevamente datos de

Peters, quien dice que «la cantidad de coke presente lleva el proceso de fusion mucho mas arriba de la propia zona de oxidacion, la lleva a rejiones donde aun no hai formacion de FeO . Se forman masas semi-fundidas de silicatos ácidos o terrosos i mucha (i, en casos, toda) la sílice libre se combina con alúmina, cal, magnesia, manganeso, álcalis i con fierro ya oxidado; todas estas sustancias se presentan en la mezcla mineral en la misma forma. La afinidad de la sílice no queda satisfecha con la formacion preliminar i temporal de estos silicatos refractarios ácidos, sino que apénas se satisface su apetito i la formacion eventual de silicatos ferrosos parece hacerse con cierta lentitud, aun en el caso que se inyecte bastante aire en el horno.

«Como puede imaginarse, el empeño principal del metalurjista en este tipo de fundicion es mantener la proporcion entre el coke i el mineral lo mas bajo posible; no solo porque el coke cuesta dinero sino mas bien porque un exceso de coke tiene por efecto bajar la lei del eje, debido a intervencion en la oxidacion de los sulfuros. Un horno en buenas condiciones i que corre con una carga apropiada, es estremadamente sensible a esto. Al aumento de coke de una carga tipo de 60 libras por 2,000 libras de minerales a 65 libras por 2,000 libras de mineral, puede seguirle (segun mi propia esperiencia) una baja en la lei de eje i tener uno de 35 % de cobre i en tanto que la sílice aumenta i tener 41 % de sílice en la escoria. Esto por cierto resulta del consumo que el nuevo coke hace de una cierta cantidad de oxígeno que ántes se ocupaba en quemar sulfuros de fierro. En estas nuevas condiciones, dicho sulfuro de fierro pasa a formar parte del eje, con lo que al mismo tiempo hace igual disminucion de Fe O para la escoria».

Ahora si fundimos la carga en el horno eléctrico sin coke i conjuntamente la insuflacion de aire necesaria para efectuar la oxidacion del azufre i fierro, indudablemente no habrá «masas de silicatos terrosos semi-fundidos, etc.», i como dice Peters i segun él lo ha mostrado, la regularizacion del coke es una cuestión de gran importancia a causa de «la gran sensibilidad que el horno tiene a este respecto» i por las grandes irregularidades que resultan, que seria una gran ventaja si fuese posible eliminar totalmente el coke. Si fuese así i la fundicion se efectuase en un horno tal como el de la Figura 3, podríamos hacer que la carga entrase a la zona de las toberas sin haber sufrido previa alteracion, excepto talvez, la pérdida de azufre elemental. Ya que los sulfuros se funden fácilmente (950° C.) podemos suponer que hai bastante calor proveniente de la oxidacion del azufre i del fierro i de la radiacion del crisol, para causar la fusion del sulfuro de fierro i oxidarlo bajo la forma Fe O i que inmediatamente lo tome la sílice para formar escoria. Sin embargo, a esta temperatura puede resultar la formacion de un silicato rico en Si O_2 , porque a bajas temperaturas el punto de saturacion de la Si O_2 por fierro es pequeño i talvez inmediatamente se endurezca i pase al crisol donde gradualmente se fundirá en las vecindades de la corriente eléctrica. En otras palabras, operando así hubiéramos formado por encima de la zona de las toberas las incrustaciones artificiales notadas por Sticht, Freeland i otros i descrita por Peters, que disminuyen el área de fundicion i de formacion de escorias, reduciéndolas a un estrecho pasaje en el centro de la columna del horno. Sticht dice que estas incrustaciones son «las líneas de contanto entre la zona

activa de combustion i las partes superiores relativamente muertas de la cuba del horno» i que la ausencia de coke (hablando de fundicion pirítica) acentúa la línea de division entre las partes activas i las muertas del horno. Razonando por analogía, parecerá que esta línea divisoria será tan pronunciada (si no lo es mas) al operar un horno eléctrico a soplete, como lo sería en un horno en que se efectúa la fundicion pirítica.

XII.—EL HORNO ELÉCTRICO A SOPLETE V. EL HORNO A SOPLETE PARA COBRE, EN EL CASO DE LA FUNDICION PIRITICA PARCIAL

I.—*Consideraciones metalúrgicas*

Recapitulando, no parece haber ninguna razon metalúrgica para que los fines principales de la fundicion pirítica no puedan efectuarse en el horno eléctrico a soplete para cobre en las mismas buenas condiciones que se hace en el horno a soplete con coke—es decir, «fundir la gran masa de Si O_2 i tierras inertes, oxidar suficientes sulfuros en la carga para tener un eje conveniente—e incidentalmente aprovechar el calor desprendido por la oxidacion». Por otra parte, parece que las dificultades que ordinariamente se tienen al trabajar un horno pirítico, pueden eliminarse con el uso un horno eléctrico a soplete, es decir, que las dificultades que nacen cuando se agrega demasiado o poco carbon a la carga i ademas que no permite «introducir mas calor al horno sin que esto al mismo tiempo implique una disminucion de oxígeno en la zona de fusion», de lo cual Peters dice «nada sería tan conveniente para el hornero como esto», i permitiría ademas gobernar el total del calórico i fácilmente gobernarlo i así se evitarían los enfriamientos con todos sus males i las costosas demoras. Con esto no queremos decir que cualquiera clase de carga puede echarse al horno sin que se endurezca. Idea que parece ser muy dominante respecto al horno eléctrico, pero que, si la carga se calcula debidamente, se podrá tener una variacion mucho mayor en la composicion de la escoria que la que se tiene calculada para el horno a soplete ordinario.

2.—*Consideraciones mecánicas*

Fijándose en las Figuras 3 i 4, se notará que las principales diferencias en la construccion del horno; estarán en la parte que queda bajo el plan de las toberas; en otras palabras, en el crisol. Porque la construccion del horno eléctrico ha recibido la atencion de los mejores ingenieros mecánicos i eléctricos i porque un crisol basados en los principios que se indican en la Figura 3, se usa estensamente en los hornos de reduccion eléctrica para fierro de Suecia i Noruega, creemos que no se tendrán dificultades a este respecto. Para conectar los electrodos se pueden usar varios métodos i órdenes. Si esto es cierto, no queda sino considerar la cuestion de costo.

3.—*Comparacion de costos*a) *Consideraciones jenerales*

De lo que hemos dicho, evidentemente se deduce que la comparacion de costos simplemente se hace para avaluar lo que costaria la construccion i manejo de un horno eléctrico ocupado para la fusion de minerales de cobre.

Naturalmente, lo primero que hai que considerar es si seria posible sustituir la enerjía eléctrica por el coke, debido al costo de la primera.

b) *Costo del establecim ento*

Como un hecho puede sentarse que el costo de un establecimiento de esta naturaleza será el mismo que el de un establecimiento comun, mas la instalacion eléctrica; esto último se refiere a la instalacion jeneradora, porque se supone que seria posible comprar la potencia a alguna compañía de fuerza i si no es así, la instalacion jeneradora se consideraria probablemente como una organizacion separada, que venderia fuerza al fundidor a tanto por unidad. Por lo tanto, por instalacion eléctrica entendemos el costo de transformadores, cables, instrumentos, etc. Con el fin de procurarnos alguna idea de este costo, supondremos que nuestro horno va a fundir 384 toneladas de carga por dia (1) i que la composicion de la carga es:

	%
Cu.....	5.21
SiO ²	26.41
Fe O.....	18.60
S.....	11.46
Al ² O ³	4.26
Cu O.....	17.49

Esta fué la composicion media de la carga completa del horno a soplete que se fundió por varios meses (2) en Washoe, Anaconda. Si se tratase de fundir una carga de esta naturaleza en el horno eléctrico, ¿cuál sería la cantidad necesaria de enerjía eléctrica?

c). *Cantidad de enerjía eléctrica necesaria para reemplazar al coke*

Desde que 8.2% de coke se necesitó en Washoe para fundir esta carga: $2,000 \times 8.2 = 164$ libras de coke se usaron. Este coke contiene 80.24 por ciento de carbon fijo, por lo tanto el equivalente en carbon del coke es:

(1) En la fundicion de Washoe, Anaconda, los hornos al principio fueron de 56 por 180 pulgadas (área el piso, 70 piés cua) i fundia un término medio poco inferior a 400 toneladas diarias o sea 5.6 toneladas por pie cuadrado. Tomado de «Principles of Copper Smelting», Peters, página 156.

(2) «Practice of Copper Smeting», Peters, página 267.

$164 \times 80.24 = 131.59$ libras. Si una libra de carbon se quema totalmente en anhídrico carbónico, tenemos 8,100 cal. libra. Por lo tanto, $131 \times 8,100 = 1,061,100$ cal. libra, que se obtendrian de 131 libras de carbono contenido en 164 libras de coke. Como un kilowatts-hora es equivale a 1,897 cal. libras, se necesitarán: $\frac{1.061,100}{1,807}$ o sea 559 kilowatt-horas para reemplazar el valor ca-

lorífico teórico de las 164 libras de coke. Pero como un horno a soplete para cobre en las mejores condiciones no tiene probablemente un aprovechamiento superior a 50 por ciento, resulta que la energía realmente aprovechada del coke, en el trabajo ejecutado en el horno es solamente de 530,550 calorías, lo que teóricamente representa $\frac{530,550}{1,897}$ o sea 280 kilowatts-horas por tonelada.

Como el aprovechamiento de un horno eléctrico de este tipo puede ser de un 85% i como el de un horno para ferro-silicon i abierto en el tope es de 60 por ciento (1), se podría suponer que el rendimiento de un horno eléctrico del tipo de la figura 2 seria un 20% mayor que el horno soplete ordinario, i por lo tanto tendria 70 por ciento de rendimiento. Si esto es cierto, entónces los 280 kilowatts-horas teóricos necesarios para fundir una tonelada de carga habria que aumentarlos en 1.42 veces ($280 \times 1.42 = 397$), o digamos en números redondos, 400 kilowatts-horas serian los necesarios para fundir una tonelada de la carga. Considerando que parte del calor en este caso es suministrado por combustion de azufre, las cifras concuerdan con mucha aproximacion con los 480 kilowatts-horas calculados, de los esperimentos, para la sola fusion. Como tenemos que fundir 10 toneladas de carga por hora, $400 \times 16 = 6,400$ kilowatts-horas será la carga constante del horno i como la fuerza suministrada será trifásica indudablemente, lo que significa que el equipo eléctrico debe consistir de:

Tres transformadores de voltaje variable, para que puedan trabajar cuando haya sobre-carga brusca, etc., instrumentos, cables, etc.

Su costo en el establecimiento dependerá, por cierto, de la localidad i será el costo en la fábrica, mas los gastos de transporte. Hai pequeña reduccion de costo debido a que los ventiladores deben ser menores porque el aire que se necesita es en menor cantidad.

d) Costo de fundicion

Podemos decir que el costo de coke i el de electricidad están a la par cuando el coke cuesta \$ 7 por tonelada i la energía eléctrica 0.15 centavos por kilowatt-hora, o \$ 13 por kilowatt-año o sea están en la razón de 1: 1.8. Porque aun puede haber ventaja en usar un horno eléctrico a soplete, pero no lo tomaremos en cuenta, en el concepto de que la electricidad i el costo de electrodos hacen equilibrio al poder calorífico práctico del coke o, en otras palabras, que el costo de electrodos i electricidad serán iguales al de coke que seria necesario para efectuar el mismo trabajo. No tomaremos en consideracion

(1) *Revue de Métallurgie*, volúmen IX, página 362 (1913).

el ahorro en aire insuflado que se tiene por la no necesidad de insuflar aire para la combustion del carbon.

e) Costo de electrodos

El término medio de consumo de electrodos por tonelada de fierro producido en Trollhattan, Suecia, es de 10 libras. Suponiendo que una tonelada de fierro es igual a 2 toneladas de carga, el consumo de electrodos por tonelada de carga fundida en un horno, tal como el que hemos discutido, no sería superior a 5 libras por tonelada. Si suponemos que el costo de electrodos no es superior a 6 centavos por libra, lo que deja muy en márgen para transportes sobre el costo de fábrica, el costo de electrodos sería de 30 centavos por tonelada de carga fundida. El consumo probablemente será mui inferior a 5 libras por tonelada, como lo indicaron las esperiencias hechas por los escritores en que se insufló aire al horno, en el cual el consumo eléctrico fué de 2 libras por tonelada de mineral tratado. Si este fuese el caso, en que el costo combinado de energía eléctrica i electrodos no excediese al costo de combustible, a \$ 9 por tonelada, el costo de energía eléctrica sería de $\$ 9 \times 1.8 = \$ 16.20$ por kilowatt-año, ménos el costo de electrodos o sean unos \$ 16. Comparados sobre la base de calorías, si el coke contiene 80.24% de carbon fijo, contendría 1,604.8 libras de carbon por tonelada de 2,000 libras i este carbon si se le trasformase completamente en Co_2 , daría 13,000,000 de calorías. Como un kilowatt-año es igual a 16.616,000 calorías, necesitaria algo así como 1.2 tonelada de coke con 84.24% de carbon fijo, para igualar el valor calórico del kilowatt-año; pero es necesario recordar que esto supone que todo el carbon del coke se transforma en anhídrico carbónico, lo que mui rara vez sucede en la práctica, i como se ha determinado en la práctica, se necesitan 1.5 a 1.8 toneladas de coke para producir el mismo número de calorías que puede obtenerse de 1 kilowatt-año de energía eléctrica.

XIII.—EL USO DEL HORNO ELÉCTRICO A SOPLETE PARA LA FUNDICION DE MINERALES PIRITOSOS

Como anteriormente se ha dicho, en la fundicion pirítica se agrega combustible (por lo comun coke) en proporcion variada. Supondremos, como base de argumento, que el mineral que se está tratando es del todo apropiado para la fundicion pirítica i que no es necesario usar mas de 0.5% del peso de la carga en coke. ¿Podria tal mineral tratarse puro en las mismas buenas condiciones en el horno eléctrico a soplete que en el horno a soplete ordinario, suponiendo que el costo fuese el mismo en ámbos casos? Como hemos dicho que la construccion del horno i el costo de aplicacion del proceso es igualmente aplicable a la fundicion pirítica i a la semi-pirítica, consideraremos esta materia desde el punto de vista metalúrgico i quirúrgico. Con respecto a lo primero, consideraremos la naturaleza de la atmósfera del horno pirítico. Así que el aire pasa las toberas, prácticamente entra en inmediata combinacion i forma SO_2 i Fe O . Algo del oxígeno escapa a la combinacion, no

es suficiente para soportar combustion' en el horno ésto lo han notado Stich i otros. Ahora consideremos rápidamente los cambios que experimenta la carga en su descenso desde la puerta de carga hasta la zona de fusion. Estos cambios son pocos i pueden sentarse así:

1) El sulfuro de fierro pierde la mitad de su azufre, el que se va como azufre elemental.

2) Chalcopirita, pierde un cuarto de su azufre i prácticamente se convierte en una mezcla de Cu_2S i FeS .

3) La sílice no cambia.

4) El coke en su mayor parte se consume en la zona superior del horno, no por el oxígeno, porque en esta parte no hai oxígeno libre, sino por el O del SO_2 , esto es el carbono del coke reduce al SO_2 dando S i CO_2 . Además de estas reacciones que no son de gran importancia en la química del procedimiento, el oficio principal del coke, segun lo indica Stich (1), «es evidentemente calentar los sulfuros i el cuarzo preparando así para su activa oxidacion en las rejiones inferiores del horno». Si, por lo tanto, se omite el coke en la carga, no se tendrá esta preparacion de los sulfuros i del cuarzo, tal como lo indica Stich. Siendo éste el caso ¿cuán perjudicial para el proceso seria esta falta de preparacion!

A fin de responder a esta cuestion, debe tenerse presente que en la fundicion pirítica total no hai «calor que ahorrar» i que, además, segun lo indica Stich, el calor desarrollado por la combustion del coke a espensas del oxígeno del anhídrido sulfuroso, es solo igual a un tercio del calor que esta misma cantidad de coke daria si se quemase con el oxígeno del aire insuflado i que se desprende en un punto mui por encima del foco del horno; pero, sin embargo, «ayuda en la preparacion de la carga para las reacciones que se efectúan en el foco del horno, porque 1 por ciento de coke en la carga jenera suficiente calor para suministrar un tercio del total necesario para efectuar la fusion de la pirrotita contenida en la carga». Este calor extra, indudablemente es la ayuda necesaria para salvar algun punto crítico del procedimiento. De esto vemos que, el oficio del coke es solamente suministrar calor.

Como la naturaleza de la carga en la fundicion pirítica total es tal que exige gran oxidacion i espulsion de fierro bajo la forma de silicato i como es necesario hacer que la sílice presente se combine con la mayor cantidad de FeO posible (a causa de que jeneralmente hai que agregar material siliceo estéril para la formacion de escoria i a veces estos son difíciles de obtener), i como el punto de saturacion de la sílice por el óxido ferroso es mayor mientras mas alta es la temperatura que se alcanza en el horno pirítico, es necesario que las reacciones en la zona del horno se efectúen tan enérgicamente como sea posible, a fin de llenar las condiciones ántes impuestas i dar el calor necesario para que el proceso continúe. Si, por lo tanto, se intentase la fundicion pirítica en un horno eléctrico a soplete, seria necesario suministrar el calor por la corriente eléctrica, de modo tal que se asegurase que en el foco del horno hubiese suficiente calor para que las reacciones se efectuasen en este punto del mismo modo que lo hacen cuando se agrega coke a la carga.

(1) «Principles of Gopper Smelting», by E. D. Peters, página 227 (1907).

Los escritores son de opinion que esto es posible i fácilmente hacedero en un horno del tipo indicado en la Figura. 3. Ademas el uso del horno eléctrico permitiria hacer una operacion mas uniforme en el horno que la que actualmente se hace, porque con la corriente eléctrica seria una cuestion fácil i rápida aumentar o disminuir el calor necesario para la buena marcha del horno. En este sentido se mantendria la «razon de concentracion constante», la que, como lo indica Stich, es mui importante pero difícil de hacer. Tambien se podrian evitar los inconvenientes a que dan lugar las «constantes alteraciones» que actualmente exigen una atencion constante i frecuentes cambios en la carga, especialmente en la proporcion de sílice, «debido a que en la fundicion pirítica total no hai calor que ahorrar», en tanto que con el horno eléctrico o soplete seria posible, como ya se dijo, aumentar o disminuir el calor segun sea necesario para contrarrestar estas alteraciones.

RESÚMEN

Resumiendo podemos decir que la fundicion eléctrica de minerales de cobre no es otra cosa que la sustitucion del calor eléctrico por el desarrollado por la combustion del carbono. Sobre todo cuando el carbon que se usa en el horno reverbero i el a soplete no juega rol importante en las reacciones necesarias que se efectúan en el horno, i metalúrgicamente no hai razon para que el calor eléctrico no reemplace al desprendido por la combustion de carbono. De hecho, como hemos tratado de demostrarlo, en algunos casos las reacciones se efectuarían con mayores ventajas en la atmósfera neutra del horno eléctrico que en la reductora o parcialmente reductora del horno a combustion. Por lo tanto, determinar cuando el horno eléctrico puede usarse para la fundicion de minerales de cobre, del modo en que actualmente son capaces de hacerlo, depende sólo del costo relativo de la electricidad i del coke. Como no se pretende que el horno eléctrico sea un reemplazante del horno a combustion, sino que solo lo sustituya en aquellos lugares en que a causa de lo caro del combustible no pueda usarse, no vemos razon para que el uso del horno eléctrico no se estienda en las localidades que le son solo favorables i garanticen su empleo especialmente para el tratamiento de minerales cobrizos. A este respeto es bueno recordar que el uso que del horno eléctrico se ha hecho en la industria para la reduccion de minerales de fierro, tuvo por causa la necesidad. Es un hecho que el campo de accion del horno eléctrico para la reduccion de minerales de fierro es limitado i talvez lo mismo sea para la probable aplicacion en el tratamiento de minerales de cobre, pero juzgando por los costos comparativos anteriormente dados, parece que las oportunidades de mayor desarrollo son mas favorables al caso del tratamiento de minerales de cobre que al de fierro, porque la diferencia en el costo entre el coke i la fuerza eléctrica en los distritos mineros de cobre, no es tan grande como la que hai en los centros fundidores de fierro. Tambien el costo de fuerza eléctrica va constantemente en disminucion, debido a las mejoras que se introducen en los motores a gas i turbinas a vapor; así que, en rejiones en que el agua no es

muy abundante, pero que dispone de combustible barato, impropio para la cokificacion, se tendrá que es mas ventajoso usar el calor eléctrico que el calor desprendido por la combustion del coke.

Sinceramente los escritores esperan, i como al presente sólo es posible presentar pocos hechos, que este estudio servirá para estimular el interés sobre la fundicion eléctrica de mineral de cobre i así sea causa para que otros hagan mayores investigaciones a este sespecto. Como resultado de sus investigaciones, los escritores estan convencidos que trabajos experimentales en gran escala tendrian como resultado el desarrollo de un horno eléctrico a soplete, que en muchos casos podria usarse con mejores ventajas para la fundicion de súlfuros que las que se tienen en el horno a combustion.

DORSEY A. LYON I ROBERTO M. KENEY.



Manganeso ⁽¹⁾

La produccion de minerales de manganeso en Estados Unidos ha disminuido enormemente; hace 20 años se obtenia gran cantidad de minerales ricos, en tanto que actualmente la produccion de estos es insignificante. La gran importacion continúa porque los minerales ricos que la industria necesita no puede obtenerlos de otro modo, ya que no se ha hecho ningun descubrimiento nuevo i los minerales pobres no son aplicables a muchos usos. La cantidad de minerales del país i que la emplean los manufactureros de acero del Este, probablemente no excede de 500 toneladas en 1912. La produccion total en los Estados Unidos lo indica la tabla que a continuacion se da.

Se notará que en el total está incluido una gran cantidad de minerales de fierro-manganeso. La produccion de éstos va en aumento, pero su lei en manganeso es baja para clasificarlos entre los minerales de manganeso; sin embargo, en el horno de soplete producen un fierro bruto muy manganeso. En Cuyema, Minesota, se han desarrollado varios depósitos de fierro-manganeso i se han hecho en 1912 embarques de minerales con 31 % Mn. i 30 % Fe.

La importacion en Estados Unidos de minerales de manganeso fué de 212,755 toneladas largas en 1909, 242,348 toneladas en 1910, 176,852 toneladas en 1911 i de 300,661 toneladas en 1912. El valor de lo importado por tonelada fué \$ 6.62, \$ 9.72, \$ 6.72 i \$ 5.88. El mineral se importa libre de derechos. La produccion de varios Estados se dió en la tabla precedente. La produccion principal es de Virginia i el precio medio por tonelada para el mineral de lei mas alta ha sido \$ 12.74 en 1909, \$ 10.14 en 1910, \$ 10 en 1911 i \$ 9.45 en 1912.

Los precios se rijen por el por ciento i están basados en minerales que no

(1) Traducido de *The Mineral Industry*, 1912.

Produccion de minerales de manganeso en los Estados Unidos

(Tons. de 2,240 lbs.) (a)

AÑO	Minerales de manganeso				Minerales de hierro-manganeso				Man. Zinc minerales	Produccion total	
	California	Georjía	Virginia	Otros Estados	Arkansas	Colorado	Lago Superior	V. & N. C.	Nueva Jersey	Toneladas Largas	Valor
1899.....	263	1,623	3,626	105	855	29,161	53,702	53,721	143,256	\$ 306,476
1900.....	131	3,447	7,881	312	43,393	75,360	87,110	217,546	1,172,447
1901.....	610	4,074	4,275	3,036	62,385	512,084	20	52,311	638,795	1,644,117
1902.....	846	3,500	3,041	90	13,275	884,939	3,000	65,246	973,937	2,145,783
1903.....	16	500	1,801	508	14,856	566,835	2,802	73,264	660,582	1,670,349
1904.....	60	3,054	32	600	17,074	365,572	68,189	454,881	789,132
1905.....	1	150	3,947	(e) 20	3,321	45,837	720,090	90,289	863,663	1,681,472
1906.....	1	6,028	892	8,900	32,400	1,000,000	93,461	1,141,681	(e) 3,403,993
1907.....	100	(d) 4,604	900	4,133	(d) 99,711	(d) 314,316	93,413	517,173	1,510,156
1908.....	321	(e) 6,144	200	(d) 4,066	(d) 51,524	(d) 467,140	274	110,225	633,650	1,280,986
1909.....	3	1,334	(d) 3,325	(d) 65,224	(d) 775,035	305	141,264	986,481	2,209,461
1910.....	(f)	2,059	199	(d) 5,030	(d) 55,770	(d) 558,634	301	137,173	759,166	1,938,429
1911.....	(f)	(g) 2,457	(d) 2,177	(d) 41,753	457,920	507	109,296	634,110	1,386,464
2912.....	(f)	(g) 1,664	(d) 1,332	(d) 48,618	816,984	1,567	104,270	974,835	1,982,000

(a) Estadística de 1900-1906 por U. S. Jeol. Surv. (b) incluye 1.300 tons. de hierro manganeso de Vermont, (c) informado por la Jeol. Surv. de Virginia, (d) informado por la Jeol. Surv. de los E. U., (e) apreciado, (f) cifras no valorizadas, (g) incluye la Tennessee i California.

contienen mas de 8 % de sílice o 0.2 % de fósforo i sufren un castigo de 15 centavos por cada 1 % que tengan en exceso sobre los 8 % de sílice i se les castiga en dos centavos por unidad de manganeso por tonelada por cada 0.02 % o fraccion que exceda al 0.2 % de fósforo. La Carnegie Steel Company en 1910 estableció una escala de precios para los minerales que se entregasen en Pittsburgh, Bessemer o Sur-Chicago. El precio por unidad de manganeso fué 26 centavos por leyes superiores a 49 %, 25 centavos desde 46 a 49 %, 24 centavos de 43 a 46 % i 23 centavos de 40 a 43%. El hierro se paga a 5 centavos por unidad. La importacion i consumo de minerales de manganeso en los Estados Unidos se dan en la tabla siguiente:

Importacion i consumo en los Estados Unidos

(Tons. de 2,240 lbs.)

AÑO	IMPORTACION		CONSUMO		PRODUCCION DE MINERALES DE PLATA-MANGANESO (b)	
	Tons. largas	Valor	Tons. largas	Valor	Tons. largas	Valor
1899	188,349	\$ 1.584,528	331,605	\$ 1.891,004	79,855	\$ 266,343
1900	256,252	2.042,361	473,798	3.214,808	188,509	897,068
1901	165,722	1.486,573	804,568	3.130,690	228,187	865,959
1902	235,576	1.931,282	1.209,513	4.077.065	174,132	908,098
1903	146,056	1.278,108	806,638	2.948,457	179,205	649,727
1904	108,519	901,592	563,100	1.690,724	105,278	348,132
1905	257,033	1.952,407	1.120,696	3.633,879	127,170	445,095
1906	221,260	1.696,043	1.362,941	5.100,036	163,760	573,160
1907	209,021	1.793,143	1.531,882	5.653,408	103,844	259,473
1908	178,203	1.350,223	825,353	2.644,523	51,554	123,407
1909	212,765	1.405,329	1.199,246	3.920,592	65,024	209,495
1910	242,348	1.711,131	880,248	3.573,112	55,770	176,448
1911	176,852	1.186,791	769,209	2.464,000	41,753	109,340
1912	300,661	1.769,184	1.227,000	3.738,900	48,618	(d) 12,646

(b) Esplotado en colorado i usado como flujo en la fundicion de plata-plomo; no incluido en la estadística de consumo. De la estadística sobre minerales de plata-manganeso desde 1908-10, segun informe de Geol. Surv. de los Estados Unidos. (d) Sin incluir los metales preciosos.

La mayor cantidad de los minerales de manganeso importados en los Estados Unidos provienen de la India. En segundo lugar están los de Brasil i en tercero los de Rusia. En 1911 las importaciones fueron las siguientes: India Inglesa 106,580 «toneladas largas», avaluadas en \$ 4.71 por tonelada; Brasil 41,600 toneladas avaluadas, en \$ 8.21 por tonelada; Rusia 19,103 toneladas, avaluadas en \$ 9.81 por tonelada; Francia 4,043 toneladas, precio \$ 12.77 por tonelada; Alemania, 3,941 toneladas con precio de \$ 19.52 por tonelada. Uniformemente estos minerales se distribuyen entre Filadelfia i Baltimore i una pequeña cantidad va a Nueva York.

La industria del acero en estados Unidos produce sus aleaciones de manganeso, excepto las importaciones de ferro-manganeso que se indican en la tabla siguiente:

Produccion e importacion de aleaciones ferro-manganeso en los Estados Unidos

(Tons. de 2,240 lbs.)

	1909		1910		1911		1912	
	Produccion	Importacion	Produccion	Importacion	Produccion	Importacion	Produccion	Importacion
Ferro-manganeso.....	82,209	88,934	71,376	114,227	74,482	80,263	127,939	99,127
Spiegeleisen ...	142,831	16,921	153,055	25,383	110,235	20,971	100,000	1,015
TOTALES.....	225,040	105,855	224,431	139,610	184,717	101,234	(a)227,939	100,142

(a) Ventas.

Ferro-manganeso se importa de Inglaterra, su valor en 1911 fné \$ 1,082,000. Tambien se importó de Inglaterra el silicico-spiegel por valor de \$ 4,161 en 1911 i \$ 12,184 en 1912.

Notas sobre paises extranjeros.—Ningun depósito está tan favorablemente situado como los de India i Rusia. El trasporte de los minerales de estos depósitos es ideal por lo barato para entregarlo a otros paises. La produccion de los principales paises se muestra en la siguiente tabla:

Produccion mundial de minerales de manganeso
(En toneladas métricas)

AÑO	Austria Hungria	Bélgica	Bosnia (b)	Brasil (d)	Canadá	Chile (d)	Colombia	Cuba	Francia	Alemania	Grecia	India
1899.....	10,484	5,270	65,000	279	40,931	10,160	39,897	61,329	17,600	88,220
1900.....	14,550	10,820	7,939	108,244	34	25,715	8,748	21,973	28,992	59,204	8,050	129,865
1901.....	12,077	8,510	6,346	100,414	447	18,480	95	25,586	22,304	56,691	14,166	122,831
1902.....	12,883	14,440	5,760	157,295	175	12,990	40,048	12,536	49,812	14,960	160,311
1903.....	11,489	6,100	4,537	161,926	135	17,110	(c)	21,070	1,583	47,994	9,340	174,563
1904.....	15,460	485	1,114	208,260	123	2,324	(c)	33,152	11,254	52,886	8,549	152,601
1905.....	23,732	4,129	224,377	22	1,323	(c)	(d) 8,096	6,751	51,463	8,171	250,788
1906.....	20,577	120	7,651	121,331	84	35	(c)	(d) 13,997	11,189	52,485	(d) 9,200	579,231
1907.....	24,954	2,100	7,000	236,778	1	(c)	(c)	30,486	18,200	74,683	10,000	916,770
1908.....	27,257	7,130	6,000	166,122	1	(c)	1,492	15,865	67,692	10,750	685,135
1909.....	29,966	6,270	5,000	240,774	(c)	(c)	2,976	9,378	77,177	5,374	652,958
1910.....	28,964	nada	4,000	253,953	(c)	(c)	(c)	7,925	80,559	41	813,761
1911.....	15,954	nada	3,600	213,000	(c)	(c)	6,000	87,297	733	679,849
1912.....	4,650	154,870	(c)	(c)	648,000

(a) De la estadística oficial. (b) Incluye a la Herzegovina. (c) No se dispone de estadística. (e) Incluye la producción de minerales de hierro-manganesos. (f) Seis meses.

Produccion mundial de minerales de manganeso

(En toneladas métricas)

AÑO	Italia	Japon	Nueva Zelandia	Portugal	Queensland	Rusia	España	Reino Unido	Suecia	Estados Unidos
1899	4,356	11,336	137	2,049	747	659,302	104,974	422	2,622	145,548
1900	6,014	15,831	166	1,971	77	802,236	102,897	1,384	2,651	221,714
1901	2,181	16,270	208	904	221	522,395	60,325	1,673	2,271	649,016
1902	2,477	10,844	(c)	4,674	536,519	46,069	1,299	2,850	989,519
1903	1,930	5,616	71	30	1,341	414,334	26,194	831	2,244	671,151
1904	2,836	4,324	199	(c)	843	430,090	18,732	8,880	2,297	461,854
1905	5,384	14,017	55	(c)	1,541	508,635	26,020	14,582	1,992	871,482
1906	3,060	54,339	16	22	1,131	1,015,686	62,822	23,126	2,680	1,141,681
1907	3,654	20,589	26	1,374	1,134	995,282	41,504	16,356	4,334	517,177
1908	2,750	11,130	(c)	1,403	362,303	16,945	6,409	4,416	633,650
1909	4,700	8,708	6	(c)	613	574,938	7,827	2,812	5,212	986,477
1910	4,200	11,120	5	(c)	805	(d) 668,050	8,607	5,554	5,752	784,464
1911	i 3,515	9,769	1	(c)	1,000	(d) 584,000	5,607	5,057	5,377	644,288
1912	2,641	(c)	(c)	311	(d) 766,000	4,170	5,101	990,000

(a) De la estadística oficial, (b) Incluye a la Herzegovina. (c) No se dispone de estadística. (d) Incluye la producción de minerales de hierro-manganesos. (e) Seis meses.

Brasil.—Todos los minerales de manganeso se esportan i algunas de las minas se trabajan desde 1894. Se dice que la mina principal produce 60,000 toneladas por año. Esta mina está en el Estado de Minas Geraes, pero se trabajan depósitos importantes en los Estados de Bahía i Mattogrosso. En el volúmen XX, p. 508, de la *Mineral Industry* se dieron los gastos de flete i las posibilidades de competencia con los minerales de la India.

La tabla siguiente da la esportacion en el Brasil de minerales de manganeso durante los años 1910, 1911 i 1912.

	1910		1911		1912	
	Toneladas métricas	Dóllars.	Toneladas	Dollars.	Toneladas	Dóllars.
Minerales de manganeso	253,953	1.887,747	173,941	1.254,061	154,870	1.115,079
Estados Unidos.....	59,350	435,905	50,150	361,085	82,530	594,224
Gran Bretaña.....	55,200	405,445	41,861	301,617	25,300	182,163
Bélgica.....	29,000	207,114	34,840	250,851	10,000	78,481
Alemania.....			14,100	101,849	20,000	144,002
Francia.....			7,650	55,442	10,340	74,449

La produccion de minerales de manganeso no ha aumentado, debido a que los pedidos de Estados Unidos i de Europa han disminuido. El mineral no puede desembarcarse en Europa por ménos de \$ 15 por tonelada.

Los minerales brasilero tienen de 50 a 53 % de manganeso, 3 a 3.5 % de fierro i 0.03 % de fósforo.

En Uruguay, el depósito que está cerca de Tacuarambo se va a conectar por ferrocarril con Cerro Paraguai, dando así salida a este mineral. La línea la construirá el Estado i la arrendará al Ferrocarril Central a \$ 739 por kilómetro, el arriendo será por 15 años.

India.—La cantidad de mineral embarcado es la misma que la de 1911. Segun el cónsul Edwards J. Norton, en 7 meses, que terminaron en octubre de 1912, se esportaron de Bombay 272,795 toneladas largas. El valor de este mineral fué \$ 1.430,539. De estas, se embarcaron para los Estados Unidos 70,800 toneladas avaluadas, en \$ 344,831. Todos los embarques se hacen desde el puerto de Bombay. Los minerales de manganeso esportados a Estados Unidos durante la última parte de 1912 i de procedencia de Madras, se avaluaron en \$ 51,812; solo pequeños lotes se esportaron al principio del año. La industria del manganeso en India se describió en la *Geological Survey of India*. Vol. XXXIX. La produccion de minerales de manganeso en la India se da en la tabla siguiente:

Produccion de minerales de manganeso en India (a)

(En tons. de 2,240 lbs.)

ESTADOS	1906	1907	1908	1909	1910	1911
Beluchistan.....	15
Bengal.....	1,000	2,913	20,000	55,060	41,958	25,152
Bombay.....	7,520	22,821	23,232	17,657	30,921	45,330
India Central.....	50,073	35,743	13,315	10,324	12,664	7,319
Provincias Centrales..	351,880	565,017	431,055	381,285	552,239	445,051
Madras.....	114,710	162,455	118,080	138,454	120,607	125,865
Misore.....	46,312	113,307	68,024	39,895	42,518	21,573
TOTALES	571,495	902,291	677,315	642,675	800,907	670,290

(a) Segun los récords de la Geological Survey de India.

En los últimos años la producción ha bajado principalmente a causa de la baja de precios, estos para 1910 fueron 9.5 i 0.03 d. por unidad por tonelada de minerales de primera i de segunda clase i en 1911, 9.3 i 9 d., respectivamente.

Es imposible comparar el estado de la industria en los diferentes años, porque en los años en que la producción fué abundante, pero como siempre, bajo su precio en los puertos de la India, se pudo haber acumulado material i formar stocks. Los embarques en 1910 fueron por 553,628 toneladas (2,240 libras, i 586,577 toneladas en 1911. En India no se consume nada de manganeso, todo se esporta. El costo de la producción en 1910 fué \$ 5.15 por tonelada i \$ 4.71 en 1911. El artículo publicado en la *Min. and Sci. Press*, diciembre 30, 1911 por Herbert A. Carter, con el título de «Manganese Usining in British India» da la historia de la industria, descripción de los depósitos de mineral, etc.

Rusia.—Minerales de manganeso se producen en tres partes de Rusia. En el Cáucaso (Chiaturi), Rusia Sur (Nokopol) i en los Urales. A causa de su posición jeográfica, el último es solo de importancia local i todos sus minerales pasan a los establecimientos metalúrgicos.

Los minerales de Chiaturi van a los establecimientos de Rusia Sur en la proporción de 10%, el 90% se esporta. Los minerales de Nokopol tienen mas uso local, pues solo se esporta un 20%. La esportación de Chiaturi para 1912 se estima en 754,000 toneladas la de 1911 fué 574,535 toneladas; 637,718 toneladas en 1910 i 524,249 toneladas en 1909. La esportación de 1912 es la mas alta.

En 1912 los minerales rusos se esportaron a los Estados Unidos en mayor

cantidad que en los cuatro años precedentes. En los últimos tiempos los Estados Unidos han, mas o ménos, reemplazado los minerales rusos por los del Brasil. Hasta 1900 Inglaterra era el mayor importador de minerales rusos, pero actualmente tienen preferencia los metales del Brasil i de las Indias Orientales. La tabla siguiente muestra la esportacion rusa a varios países durante los últimos cinco años:

AÑO	Alemania	Inglaterra	Bélgica	Francia
1907.....	233,900	171,600	6,800	24,600
1908.....	173,500	111,710	54,900	29,000
1909.....	286,610	142,300	65,000	19,500
1910.....	285,450	133,000	88,650	38,000
1911.....	291,100	124,000	64,900	41,400

Se notará que Alemania es el mayor consumidor i que esta tendencia continúa en 1912. Los minerales del Cáucaso llegan a Alemania por via puertos alemanes. La esportacion de Rusia-Sur por medio de ferrocarriles ha deçrecido considerablemente. En 1907 esta esportacion era de 83,000 toneladas en tanto que en 1912 fué solo de 36,000 toneladas. De esto responde la demanda de los establecimientos metalúrgicos rusos. Los depósitos de manganeso de Chiaturi se estienden en una área de 500 millas cuadradas i quedan espuestos por los cortes que hacen en las quebradas algunos afluentes del rio Kvirila. Estos varían de 6 a 7 piés de espesor i contienen hasta 11 capas de mineral con un espesor de 5 pulgadas cada una. El contenido medio es de 85 a 90% de óxido, principalmente pirolucita. Las capas son horizontales. Ademas de estos depósitos de alta lei se encuentran depósitos pobres en las cercanías del mar Negro, en el gobierno de Kutais.

En los depósitos de Nikopol, el manganeso aparece en acumulaciones locales concentrado por la accion de las aguas superficiales en las capas o mantos de arena i arcilla. Son de inferior calidad i solo tienen importancia por su colocacion jeográfica.

Los precios para el manganeso de Chiaturi fueron mas altos en 1912 que en 1911, así se tuvo 5½ a 6 kopecks por pood contra 4.5 a 5.3 kopecks.

Por lo tanto, los precios permanecen sobre 1½ d. por unidad, para Chiaturi (en 1907 el precio fué de 6 a 7 d.) Todo el manganeso de Chiaturi se esporta por mar por Poti i Batum. La mayor cantidad, un 66% del total, se esporta por Poti.

En el Ural el manganeso se produce en el gobierno de Permand i en el de Orenburg, pero la produccion es pequeña. La produccion anual ántes de 1908 fué de 4,200 toneladas. En 1909 i 1910 no [hubo produccion, pero en

1911 se estrajeron 2,200 toneladas. Con el resurjimiento de 1912 se produjo 4,200 toneladas.

La produccion total de manganeso en Rusia para 1912 llega a 1.000,000 de toneladas. En lo que respecta a los pequeños mineros, la situacion no mejora i producen en cantidad tal que es solo para no morir de pobres.

La tabla siguiente indica la esportacion aproximada habida por los puertos de Poti i Batum en los últimos 5 años:

PUERTOS	1908	1909	1910	1911	1912
Poti.....	366,600	544,000	364,500	442,460	618,245
Batum.....	8,160	28,238	43,119	129,233	309,000
TOTAL.....	374,760	572,238	407,619	571,693	927,245

Los minerales manganesos esportados por el mar Negro, los Cáucacos i las fronteras de Finland se avaluaron en \$ 3.760,685 en 1910, i \$ 3.324,750 en 1911. De éstos en 1911 \$ 460,410 fueron a Alemania, \$1,446,635 fueron a Netherland i \$ 869,836 a los Estados Unidos. Los minerales de fierro-mangánifero, segun informe de los consulados americanos i esportados a los Estados Unidos en 1910, llegaron a \$ 301,602, a \$ 197,737 en 1911 i a \$ 521,791 en 1912. Esto incluye a Rusia Europa i Siberia Occidental.

La industria de minerales de manganeso en el Cáucaso sufrió una especie de retardo en 1911 a causa de la huelga de jente de mar en Inglaterra i de la guerra Italo-Turca. Los esportadores tuvieron dificultades para cumplir sus contratos i a fines del año las entregas estaban mui atrasadas. En estas conniciones el mineral enviado de las minas de Tchiatouri fué de 629,516 toneladas, disminuyó en 8,065 toneladas comparado con la esportacion de 1910. La produccion de minerales en las minas en 1911 se avaluó en 548,387 toneladas.

Un rasgo importante del negocio de minerales de Batum en 1911 fué el aumento en la esportacion a causa que Poti le cedió una cantidad de sus embarques que hizo aumentar la esportacion de 43,119 toneladas que tuvo en 1910 a 129,233 toneladas en 1911.

Esto fué causa de que en Poti se impuso una tasa $\frac{1}{2}$ kopeck por pood (0.25 cents. por 36.11 lbs.) para pagar un aparato de carga mecánica. En consecuencia, los esportadores de minerales lavados enviaron sus embarques a Batum. En 1912 hubo una esportacion que sobrepasó a la de los años anteriores.

El año se inició en las compañías con un exámen de grandes capitales. Una compañía Alemana que obtuvo la censura en minas de Tchiatouri (el

centro de la industria) ha gastado enorme cantidad de dinero en la instalacion de establecimientos de preparacion mecánica i de métodos mecánicos para el transporte del mineral desde las minas al ferrocarril.

Esta compañía ha tomado contrato para entregar un mínimo de 100,000 toneladas al año i si es posible 150,000 toneladas; prácticamente todo este mineral irá a Alemania. Se supone que este contrato incluye parte del mineral que se envíe a Estados Unidos.

Para cumplir este contrato debe en término medio despacharse desde Batum un vapor cargado por semana durante los 12 meses.

El mineral esportado de estos puertos en 1911, fué a los siguientes países:

ESPORTADO A	Desde Poti	Desde Batum	Desde Batum
	1911	1911	1912
	Tons.	Tons.	Tons.
Austria.....	8,928	4,256	10,246
Bélgica.....	53,315	12,994	37,965
Francia.....	29,925	15,885	20,137
Alemania.....	4,345	25,536	44,325
Netherlands.....	204,164	27,999	79,503
España.....	30,390
Reino Unido.....	105,943	31,869	28,443
Estados Unidos (directo).....	5,450	10,694	56,880
TOTAL.....	442,460	129,233	277,499

Mucho del mineral embarcado a países europeos se vuelve a embarcar con destino a los Estados Unidos. Un término medio de tres cargas de buque completo de mineral se envían anualmente, de Batum i Poti a los Estados Unidos, en vapores especiales.

Los minerales esportados de los puertos de Batum i Poti tienen jeneralmente 48 a 52% de manganeso metálico, en tanto que los peróxidos que se obtienen por lavado del mineral en granos i que se usa para aplicaciones químicas (fabricacion de vidrio), contiene 81 a 90% de peróxido de manganeso.

A principios de 1913 los minerales de manganeso rusos aumentaron prácticamente en $\frac{1}{3}$ su precio. La calidad de 50% subió 10 d. c. i f. en los puertos del Reino Unido. En las minas el precio subió 2 d. por unidad f. o. r.

El precio medio durante los tres últimos años ha sido bajo, $1\frac{1}{2}$ d. por unidad de 1% (1).

El comité de productores de manganeso del distrito de Sharopan en el gobierno de Kutais ha solicitado permiso para formar un congreso de productores para discutir las estadísticas i las condiciones de producción, exportación, stocks, transporte, etc.

Otros países.—En Austria Hungría, el valor de 15,954 toneladas fué en 1911 de 174,872 coronas. De ésta 14,755 toneladas se produjeron en Hungría. En 1912, las importaciones fueron por 62,082 toneladas, avaluadas en 2.979,917 coronas. Bosnia produjo 4,650 toneladas, avaluadas en 102,300 coronas. Francia produjo 6,000 tns. en 1911; las exportaciones fueron por 2,282 tns. Las importaciones fueron 235,400 toneladas en 1911, 225,400 toneladas en 1912 i 188,200 toneladas en 1910. En Francia las importaciones hechas por el puerto de Dunkirk se avaluaron en \$ 92,641 en 1910 i en \$ 112,571 en 1911. Alemania produjo en 1911, 87,297 toneladas de minerales de manganeso. Las importaciones fueron de 487,872 toneladas, 420,709 toneladas i 523,125 toneladas en 1910, 1911 i 1912, respectivamente, i las exportaciones 4,557 toneladas, 9,615 toneladas i 7,117 toneladas en esos años. El valor de los minerales de manganeso exportados de Erfurt, Alemania, para los Estados Unidos, fué de \$ 23,892 en 1910 i \$ 16,417 en 1911. La producción de minerales de manganeso en el Japon se encuentra al fin del volumen XXI de *Mineral Industry*. En 1910 se produjeron 11,299 toneladas, en 1911 9,769 toneladas. La producción de España en 1911 fué de 5,607 toneladas, avaluadas en 31,750 pesetas en la mina. Las exportaciones fueron en 1911 de 26,602 toneladas i 29,764 toneladas en 1912. Las exportaciones de Huelva, España, incluye el carbonato de manganeso, que en 1911 fué de 26,466 toneladas cortas (2,000 libras c/u.) i de 30,095 toneladas en 1912. En Austria una mina en Queensland produjo su cuota corriente i en Victoria durante 1911 se estrajeron 2 toneladas. En Bulgaria hai minerales de manganeso. En la pertenencia Bela que dista $7\frac{1}{2}$ millas del sur del puerto de Varna, se presentan delgadas capas de wad en arcilla. En Dobra Nadejda, a 2 millas de la estación de Jambouli hai mantos de pirolusita de 1 a 4 piés de espesor i que tienen una caliza por techo i descansan sobre andesita. El mineral es de baja lei. El último informe oficial del Departamento de Minas i Bosques de Turquía, elaborado para el año fiscal que termina en marzo de 1909, dice que en 1908 se produjeron 14,349 toneladas métricas avaluadas en £ 19,617 i 7,587 toneladas en 1909, avaluadas en £ 10,000. En el boletín «de la Société d'Encouragement», el señor Polie dice que existen importantes depósitos de minerales de manganeso en el promontorio Sinaí i que podrían competir con los del Cáucaso si se construyese un ferrocarril de 90 millas.

Los minerales de manganeso del Reino Unido que se trabajan en Gales del Norte son ferruginosos i se extraen de unas estratas de arcilla Ordovicianas, contienen un 30% de Mn. i 10% de Fe. Los minerales de Merionethshire son rodonita i se presentan en mantos en el Cambriano inferior. En 1911 el

(1) *Min. Journ.* mayo 27, 1913.

valor de 4,987 toneladas en las minas fué de £ 3,997. La producción de minerales de manganeso alcanzó su máximo en 1906 con un tonelaje de 22,760 toneladas.

Las importaciones de minerales de manganeso en 1911 fueron como sigue:

De Rusia 157,331 toneladas, de Indias Inglesas Orientales 217,664 toneladas, del Brasil 80,068 toneladas.—Total, 482,209 toneladas.

Las esportaciones coloniales i extranjeras de minerales de manganeso a los Estados Unidos se avaluaron en \$ 19,154 en 1910 i en \$ 18,531 en 1911. Las otras esportaciones fueron en la forma de ferro-manganeso i de esto se esportó de Hartlepool a los Estados Unidos por valor de \$ 12,184 en 1910 i en \$ 4,161 en 1911. Las esportaciones de sílico-spiegel del mismo puerto se avaluaron en \$ 12,184 en 1910 i en \$ 4,161 en 1911. Además se esportó spiegeleisen avaluado en \$ 137,895 en 1910 i en \$ 168,063 en 1911.

TECNOLOGÍA

Estracción de los minerales silíceos.—Minerales silíceos de manganeso i fierro pueden tratarse por el método de N. Foguri, Italia. Se obtiene un producto exento de fósforo i azufre i que contiene proporciones variables de fierro, manganeso, calcio o magnesio i que fácilmente se puede fabricar en briquetas. El procedimiento consiste en disolver el fierro, manganeso, etc., por medio del HCl jenerado por vapor bajo presión i cloruro de magnesio. La solución filtrada se precipita por MgO. que se obtiene al preparar el HCl. Reemplazándolo en parte por cal, el manganeso se precipita como $Mn^3 O^4$. El $Ca Cl^2$ se trata por MgO i Co^2 , así se rejenera el $Mg Cl^2$ i se precipita $Ca Co^2$ que puede calcinarse.

Acero manganífero.—Este acero desde hace 20 años ha tomado un puesto prominente. Sus propiedades son estremada dureza, tenacidad i maleabilidad. Comercialmente no se puede cortarlo ni agujerearlo. El tratamiento de este acero consiste en impedir se haga quebradizo i para esto requiere se le enfrie a una temperatura apropiada, porque si se le deja enfriar lentamente se hace quebradizo. Se le usa casi esclusivamente en las piezas de acero fundido en las partes trituradoras, engranajes, etc.

Mangano silíceo.—Este actualmente se fabrica de la rodonita (1). 3,000 kilogramos de rodonita se calientan con 500 kilogramos de coque. En el procedimiento se consumen 90 kilogramos de electrodos i se necesitan 5,400 kw.-hora de energía eléctrica por cada tonelada de mangano-silicon producido. Se dice que la escoria puede emplearse para producir un ferro-silicon de 50% con algo de manganeso.

Bronce manganeso.—Aunque la cantidad de manganeso usado en esta aleación es pequeño, la base de preparación es un ferro-manganeso.

Este metal es tal vez el que tiene precio mas bajo entre las aleaciones no férreas i su uso se estiende a causa de su resistencia i otras propiedades.

(1) *L'Echo des Mines*, noviembre 21, 1913.

La gran contraccion que sufre el bronce manganeso requiere un cuidado fuera de lo corriente al diseñar el molde de prueba, pues en muchos casos la aleacion se rechaza debido a que el molde ha sido mal diseñado. Si el hecho se toma en cuenta pueden usarse moldes endurecidos que tienen una resistencia a la estension 5 a 10% superior que los fundidos en arena. Los modelos ideados por algunos miembros de la «Am. Soc. for Testing Materials» se han encontrado bastante satisfactorios. Estos consisten en blocks de 3 pulgadas de alto, 4 de ancho i $4\frac{1}{2}$ de largo con un molde de una pulgada cuadrada que se estiende a lo largo de cada lado en el fondo i en el centro, formando así tres grupos. Los grandes límites elásticos que corrientemente se dan al bronce manganeso provienen de errores en la lectura de los límites de elasticidad.

En el vidrio.—El empleo del manganeso en la fabricacion de vidrios se ha abandonado en gran parte, porque cuando el vidrio se espone a la luz solar, se producen cambios químicos que cambian el color del vidrio.

Fertilizador.—Se propone se hagan mas esperimentos con sales de manganeso para ver sus propiedades fertilizantes. Probablemente buenos resultados pudieron obtenerse con ménos de 75 libras por acre. Los efectos exactos pudieron haberse ensayado en gran escala en diferentes terrenos i climas. El sulfato de manganeso puede comprarse por \$ 75 la tonelada, segun las cotizaciones inglesas. Todos los efectos de estas sales no se han determinado definitivamente.

Determinacion del manganeso.—William Blum (1) describe el método por el bismutado. Los resultados de este metodo son satisfactorios para productos de alta lei en que los otros métodos en uso no dan resultados concordantes.



Hornos eléctricos (*)

En ninguna rama de la metalurgia se han hecho en los últimos años progresos mas sorprendentes que en la utilizacion de la fuerza eléctrica para la fundicion i refina de los metales. Algunos años atras el horno eléctrico se consideraba solo apropiado para el uso de química, para la fusion de pequeñas cantidades de materia, i demasiado caro para las aplicaciones comerciales. ¿I a qué se debe el cambio que tiene la opinion de los metalurjistas? Indudablemente al bajo precio a que se puede obtener la energía eléctrica. Las dos fuentes principales de energía barata son 1) los grandes motores a gas movidos por los gases producidos en el horno de viento, i 2) la fuerza hidráulica natural. Los grandes motores a gas en los últimos años se han estendido tanto que se hacen mas i mas valiosos para el fundidor de acero, de modo que actualmente son corrientes los motores de movimiento primo con 1,000 HP., i en muchos casos se les usa para darle movimiento a instalaciones eléctricas. Hai tambien otro factor, que ha ayudado en el uso estensivo del horno eléc-

(1) Octavo Congreso Internacional de química aplicada.

(*) Traducido de «The Mineral Industry», 1912.

trico. Tomemos por ejemplo un país como Suecia, donde hai grandes depósitos de ricos minerales de fierro, pero que al mismo tiempo se tienen dificultades para procurarse un abastecimiento adecuado de combustible. El combustible jeneralmente usado es el carbon de leña, cuyo precio ha aumentado porque ha disminuido la estension de las selvas, pero el país posee grandes reservas de fuerza en la forma de caidas de agua. Despues de muchas esperiencias pudo probarse que en el horno eléctrico puede tenerse lingotes de fierro de gran calidad, con tal que la fuerza se obtenga al precio de 33 s. por HP. año, lo que no es una cifra imposible i lo prueba el horno eléctrico que usa 3,000 kilowatts, construido en Dömnarvet en Suecia i que puede producir 2,500 toneladas de fierro en lingotes por año. Es solo en países de condiciones semejantes a las de Suecia donde puede pensarse hacer aplicaciones de la electricidad para producir fierro, estas condiciones permanecerán por muchos años mas. De ningun modo queda comprendido en lo anterior el caso en que se usa electricidad tomada del abastecimiento de la ciudad para producir acero de alta cualidad, esto lo prueban varias firmas inglesas que pagan por la unidad de fuerza un precio superior al que le darian los motores mencionados.

El oríjen del horno eléctrico puede atribuirse a Sir Humfry Davy, quien en 1880 produjo el primer arco eléctrico pocos meses despues que Volta inventó la bateria eléctrica, i como se sabe, este principio se emplea en una clase importante de hornos eléctricos mui usados actualmente.

Cuando la batería fué la única fuente de fuerza eléctrica, todo desarrollo del horno eléctrico fué imposible i en consecuencia mui pocas referencias de experimentacion se encuentran a este respecto. En 1815 se hizo un experimento importante sobre la naturaleza del acero, éste consistió en calentar al rojo por medio de una corriente eléctrica, un alambre de fierro provisto de un corte longitudinal en el cual se colocó polvo de diamante, una especie del carbono puro. El fierro absorbió el polvo de diamante i se transformó en acero.

Hasta ántes de 1867, época en que se descubrió el dinamo, todas las esperiencias que necesitaban una cantidad apreciable de corriente eran difíciles i costosas, pero con la aparicion de esta máquina vinieron las investigaciones. En 1878, Sir Guillermo Siemens, inició sus esperiencias sobre hornos eléctricos e inventó una forma simple de horno de arco. El metal por fundir constituía un electrodo i la barra de carbon el otro. Puede decirse que éste fué el primer hornó eléctrico práctico inventado.

Desde esa época hasta el presente, los hornos eléctricos han estado en continua evolucion, pero todos los hornos inventados caen en una de las clasificaciones siguientes: 1) Resistencia, 2) arco, 3) induccion, i 4) electrolítico i de resistencia. Estrictamente hablando, todos los hornos caen en la primera clasificacion. Si el material resistencia, en el cual se produce el calor al pasar la corriente, es sólido o líquido, entónces al horno le damos su propio nombre, es decir horno de «resistencia». Cuando la resistencia es un gas, lo llamamos horno de «arco». Si el calor se produce en el metal que se va a fundir por medio de una corriente inducida en el metal mismo, entónces el horno cae entre los de «inducccion». Con el cuarto tipo de hornos no tendremos que hacer en este artículo, porque usan la corriente mas bien por sus efectos electrolíticos que de calentamiento. Antes de consignar ejemplos particulares de estos

tipos de hornos, será bueno indicar sumariamente las ventajas que unos hornos tienen sobre los otros.

Mayor rendimiento térmico

El horno eléctrico es el de mayor rendimiento entre los tipos de hornos contruidos. Segun el profesor J. W. Richards, los rendimientos netos de los hornos en la fusión de metales son:

Horno de crisol para acero, calentado con coke.....	2— 3%
Horno rebervero.....	10—15%
Hornos rejeneradores.....	20—30%
Hornos de manga.....	30—50%
Grandes hornos eléctricos.....	60—85%

El horno eléctrico para acero de crisol es el mas antieconómico de los usados i es para la manufactura de esta variedad de acero a que mas se presta. Así si la energía eléctrica cuesta varias veces mas que la misma cantidad de energía obtenida del carbon, o coke, aun así, por su gran rendimiento en el horno eléctrico puede tenerse un costo de producción inferior.

Facilidad de manejo

Esta es una gran característica del horno eléctrico, especialmente en los del tipo de inducción. Pues por simple alteración de la corriente que pasa por el shunt primario, la corriente inducida en el metal cambia tambien proporcionalmente, i así el efecto de calentamientos e aumenta o disminuye.

Libertad de los gases en el caso de fabricación de acero

Esto es de importancia especialmente porque no hai probabilidades que el metal absorba azufre u otros materiales nocivos contenidos en los gases, como es el caso a veces cuando se usa crisoles. Se afirma que el acero fabricado eléctricamente dará mayores resultados en las pruebas mecánicas que el acero de crisol de la misma composición química i esto se atribuye a la libertad de los gases absorbidos.

Economía en la obra de mano

Esto se aplica principalmente a la fabricación de acero de crisol en gran escala. El escritor ha visto fundir grandes lingotes de acero de crisol en uno de los principales establecimientos de Sheffield. Fueron necesarios mas de 100 crisoles llenos de acero i ocuparon 12 a 15 hombres para su manejo. Comparando esto con el horno eléctrico, se ve que en este 2 hombres i un muchacho son capaces para manejar el horno i vaciar varias toneladas en las 24 horas. Los gastos de reparo en los revestimientos para un buen horno solo serán de

unos pocos chelines por tonelada de acero fabricado; esta es una gran economía sobre el costo de las crisoles, los que corrientemente pueden usarse dos veces, una vez con una carga completa de 1001 libras i despues para una segunda carga de 601 libras.

Alta temperatura

Prácticamente el horno eléctrico tiene el doble de la temperatura a que se produce el endurecimiento i actualmente es posible alcanzar a temperaturas de 3,700° C. Finalmente hai muchas operaciones que no pueden efectuarse sin el horno eléctrico; la produccion del carborundo i el carburo de calcio son ejemplos sugestivos.

Se advierte que los puntos que se han hecho resaltar en jeneral se aplican con mas fuerza a la manufactura de acero de crisol, i ésta se ha hecho intencionalmente, porque podria creerse que en este uso hai un gran futuro para el horno eléctrico. Teniendo presente estos puntos, estamos en condiciones de considerar los ejemplos mas importantes de cada clase de hornos.

En el horno de resistencia la parte esencial es un cierto material que opone considerable resistencia al paso de la corriente eléctrica, el material rodea un tubo o crisol. El paso de la corriente ocasiona una elevacion de temperatura que es transmitida al tubo o crisol.

Los hornos de esta forma son apropiados para pequeñas dimensiones i para temperaturas comparativamente bajas, pero son mui útiles para trabajos de laboratorio.

Los hornos de resistencias se usan en gran escala en Estados Unidos en la manufactura de carborundo, carburo de calcio i grafita artificial, se les conoce con el nombre de hornos Acheson, que es el de su inventor. La corriente entra por dos electrodos que están en los extremos i pasa a una corona de coke, produciendo una elevacion de temperatura de 7,000 a 7,500° F. Las murallas laterales se construyen lijeramente con ladrillos a fuego i se les echa abajo al final de cada corrida para cambiar la carga. Estos hornos necesitan algo mas de 2,000 e. h. p. i necesitan 36 horas para convertir la carga de arena i coke en carborundo. El carborundo crudo es una masa cristalina hermosa, de color azul-purpurino i estremadamente duro. Se le quiebra, muele i clasifica por tamaños i con las partículas clasificadoras se fabrican ruedas desgastadoras, piedras de aceite o sea asentadores, etc.

El horno de «arco» como anteriormente se mencionó, es el tipo mas antiguo de hornos eléctricos i el mas usado actualmente. Hai varios tipos diferentes, cada uno de los cuales tiene sus ventajas i desventajas.

El tipo mas simple de horno es el de Moisson, inventado en 1885. Consiste de dos electrodos de carbon que están entre dos blocks de caliza o magnesita i que dejan una cavidad interior donde pueda ponerse un crisol. Este horno se presta para trabajos experimentales i con él puede tenerse mui altas temperaturas. El horno de mui corta duracion, la cal que produce el calentamiento

luego se funde i corre como agua. La temperatura se estimaba en 3,000 a 3,500° C. el doble de la temperatura del horno de piso abierto para acero.

El primer horno de arco aplicable a la industria del fierro fué construido por Stassano en 1898. El horno consistia en una cubierta exterior de acero, al interior de la cual se colocaban varias capas de revestimiento de un material apropiado, comunmente dolomita o magnesita i esto formaba el horno. Por los lados i con poca inclinacion respecto a la horizontal, se introducian dos, tres, cuatro i aun seis electrodos. I así en el medio de un piso circular se formaban uno o mas arcos, el cual era calentado por el calor de radiacion de los arcos i del techo bóveda. Los electrodos que eran enfriados por agua, se les manejaba por presion hidráulica. El horno quedaba unos 7° fuera de la vertical. Descansaba sobre un plano inclinado provisto de rodillos i durante la operacion de fundicion se le hacia jirar por medio de un pequeño motor que estaba al fondo de un pique, de modo que la carga se mezclaba bien.

Hoi dia se usa jeneralmente una corriente trifásica que se lleva a los electrodos por conductores que traen la corriente a tres anillos movibles. El horno se carga por una pequeña puerta que queda entre los dos electrodos. Cuando la puerta está cerrada, el horno es prácticamente herméticamente cerrado. El domo del horno puede sacarse para hacer reparaciones en el revestimiento, el que a causa del intenso calor tiene de continuo que mudarse. Recientemente se ha terminado en Newcastle una fundicion para acero, donde todo el acero se funde en un Stassano.

El horno Heroult

Es el horno mas conocido i de éstos hai mas en uso que de cualquier otro tipo. Consiste en una caja de fierro revestida con ladrillos de magnesita i sobre éstos se coloca dolomita molida para formar el piso. El techo, a traves del cual pasan los electrodos, está revestido con ladrillos de sílice i puede fácilmente sacarse para efectuar las reparaciones.

El calentamiento se hace por medio de dos arcos formados entre los electrodos i el metal, aunque en los de mayores dimensiones se usan tres. La corriente se introduce por solo un electrodo, pasa por el metal i sale por el otro. Se usa corriente monofásica alterna, por lo comun. El techo se enfria con agua en la parte donde entran los electrodos, lo que permite hacer un buen cierre, impidiendo con ello que los gases calientes i las llamas toquen los electrodos de carbon fuera del horno i los quemem.

En los primeros hornos se usaron electrodos cuadrados, pero últimamente han sido reemplazados por cilindricos i que tienen muchas ventajas, i entre éstas la principal es que fácilmente puede atornillarse un nuevo trozo de electrodo en la parte superior cuando el viejo está mui gastado, con esto se evitan las pérdidas que se ocasionaban cuando los electrodos cuadrados estaban mui cortos para seguirlos usando. Para un horno de 2½ toneladas los electrodos tienen 16 pulgadas de diámetro.

El ajuste de los electrodos cuando el horno está en trabajo es automático i depende de la diferencia de voltaje entre el carbon i el baño, que comunmente es de 50 volts. Hai dos shunt en serie entre los electrodos i el baño,

colocados de modo que produzcan un efecto repulsivo mútuo. Uno de los shunt es fijo i el otro está montado sobre un brazo con pivote. A medida que la repulsion entre los shunt varia, el shunt móvil sube o baja i pone en accion a un distribuidor automático, éste a su vez actúa sobre un pequeño motor que está detras del horno, el cual sube o baja el electrodo segun sea necesario.

En estos hornos puede fabricarse acero de buena calidad, empleando fierro viejo o acero de baja calidad. El horno es mui apropiado para fabricar acero con virutas de fierro, porque hai mui poca pérdida por oxidacion. Si esta clase de material se funde en el horno corriente de piso abierto, hai grandes pérdidas por esta causa. En Europa, en este tipo de horno se producen grandes cantidades de fierro-silicon, fierro-titano i muchas otras aleaciones de fierro.

Otro tipo de horno de arco es el Girod. En este horno la corriente entra por el electrodo superior de carbon i forma un arco entre el carbon i el baño de metal i despues sale por un polo metálico, parte del cual está colocado en piso i penetra hasta el mismo metal. La parte inferior de este polo está enfriado por agua en una cavidad de unos 15 centímetros de profundidad. Segun la capacidad del horno hai uno o mas electrodos sobre el baño, siempre éstos están conectados en paralelo i conectados al mismo terminal del jenerador, el otro terminal está conectado a las piezas del polo del baño. Las ventajas que se aseguran al usar las piezas del polo del baño es que la corriente queda obligada a pasar a traves de toda la carga, cuya resistencia se utiliza para producir calor. Puede pasar esto al principio cuando se funde fierro viejo frio en que las superficies de contacto entre los trozos de metal son pequeñas, pero una vez que se funde el metal i toda la superficie del baño sirve para el paso de corriente, la resistencia del metal es mucho menor que la de los electrodos de carbon usados para introducir la corriente en el horno i el calor perdido en los electrodos es mayor que el que produce la resistencia del baño.

El que haya electrodos de metal en el fondo del baño parece dar ocasion a perturbaciones a causa de la diferencia de dilatacion entre el electrodo i el revestimiento, lo cual permite que el metal se coloque por debajo del revestimiento i lo haga levantarse, esto es un inconveniente no desconocido en los hornos con electrodos de fondo.

Un inconveniente mas importante que pasó en un horno Girod de 3 toneladas en Oberhausen i que vale la pena mencionarlo para dar a conocer la clase de dificultades que suele o puede tenerse cuando se usa corriente tan grande como la que es necesaria para el trabajo en hornos eléctricos. En este caso los cables estaban arreglados entre el jenerador i el horno de modo que se tuviese el paso mas corto para así evitar las pérdidas en los conductores. La gran corriente que iba por el cable al lado del horno desviaba el arco, esto causaba mucho desgaste del electrodo i revestimiento en un punto i tambien el calentamiento era mui disparejo. Por esta causa se dividió la corriente i se le hizo llegar al horno por ámbos lados, en la esperanza que las fuerzas desviadoras se neutralizacen mutuamente, pero no sucedió lo esperado sino que el fué hácia atras o hácia adelante. Finalmente el problema se resolvió arreglando los cables de modo que produjesen un campo rotativo, el que hacía

lentamente jirar el arco al rededor del electrodo i se producía un calentamiento mui uniforme. El costo total de fabricaci3n de una tonelada de buen acero en el horno Girod, los fabricantes lo dan de 50 s. teniendo corriente a 0.3 d. por unidad, sin contar el costo del fierro viejo.

Horno Grouwall

Este es otro horno que usa un fondo de electrodo, pero difiere de Girod. Sobre el ba1o hai dos electrodos de carbon movibles i que pueden regularse independientemente. El electrodo fondo se compone de carbon, pero no se introduce en piso o plan del horno el cual es de revestimiento b3sico. Por lo demas el horno es igual al de Heroult. Se usa corriente bif3sica con 65 volts i se asegura que teniendo los arcos en pararelo hai mas seguridad en el consumo de fuerza. As3, se emplean 500 kilowatts, es decir 250 kilowatts por electrodo sobre el ba1o, se tiene, si por cualquier inconveniente falla un arco, se dispone del calentamiento de 250 kilowatts en lugar de nada, cual es el caso cuando los arcos est3n en serie. Este indudablemente es un punto importante porque causa m3nos fatigas al motor jenerador.

Hornos de induccion

El principio en que se funda el trabajo de estos hornos es completamente distinto del que sirve a los hornos ya descritos, porque no se usa arco. Un horno de induccion no es sino un transformador, en el cual la carga de metal forma un paso secundario de una vuelta simple. Convenientemente la corriente inducida en el metal es mui grande, a pesar que la presi3n es solo de unos pocos volts.

En un horno de induccion de 100 kilowatts, la corriente puede ser de 30,000 amperes. El primero de estos hornos fu3 inventado i construido por Ferranti en 1887, quien colocaba el shunt principal encima i debajo un crisol anular que contenia el metal. El horno Colby que fu3 inventado en el mismo tiempo tenia el shunt principal fuera del ba1o de metal. Esto bajo el punto de vista el3ctrico es una mala pr3ctica, porque es necesario tener el shunt principal no solo cerca del secundario sino tambien inmediato a la corona, esto se conoce como un mal «factor de fuerza». Frick puso el shunt por encima del crisol para evitar no estuviese en peligro en caso el metal escapase. La forma adoptada por Kjellin es la mejor bajo el punto de vista el3ctrico i este horno i una forma modificada que emplea resistencias auxiliares tambien para calentamiento, son los hornos de induccion mas usados actualmente. Antes de describir los dos hornos principales de induccion ser3 interesante mencionar un fen3meno particular que se conoce con el nombre de efecto «pinch» i que a veces se observa en el horno de induccion. Es cosa bien sabida que dos conductores que est3n juntos i que llevan corriente en la misma direcci3n, se atraen mutuamente.

Podemos ent3nces considerar que un ba1o de acero fundido que lleva una gran corriente en un gran n3mero de conductores que est3n mui pr3ximos unos de otros i por lo tanto tienen mutua atracci3n i que tienden a disminuir la seccion del ba1o. Si, por lo tanto, el ba1o sufre peque1a contracci3n

en un punto cualquiera, en este punto habrá un aumento de la densidad de la corriente, i la presión aumentará, i por último el baño se hará tan estrecho al paso de la corriente que puede romperse el circuito. Es claro que tan pronto como esto ocurra la corriente se para, espulsando el efecto «pinch» i el metal vuelve a correr cuando se repita el ciclo.

En el horno Kjellin el circuito magnético se construye con fierro laminado, al rededor del cual se inserta el shunt principal. Para impedir el sobrecalentamiento del transformador se coloca un ventilador que refresca el shunt. En el frente del horno hai tres bocas de salida para el metal, esto permite usar el horno como de movimiento o como fijo; en este último caso el metal sale por la boca inferior i la escoria por la superior.

El modo de trabajar el horno de inducción le es peculiar, porque no es posible llenar el crisol con pedazos de lingotes de fierro i fierro viejo i fundirlos, pues el voltaje de la corriente inducida es muy pequeño para vencer la resistencia, i en su lugar puede colocarse en el crisol un anillo de fierro para formar un circuito completo que sirva para partir o también puede vaciar en el horno metal fundido. En el trabajo continuo es costumbre dejar metal suficiente en el crisol para establecer el circuito.

Claramente se ve que este horno no es adaptable para la refina del acero a causa de las dificultades que hai para trabajar en tan reducido espacio con la escoria necesaria, i los fabricantes no pueden hacer estensivo por dicha causa al horno, pero pueden asegurar que es un aparato de fusión de gran rendimiento, i que dado el mismo material que se usa en la fabricación de acero de crisol (metal de primera clase) puede obtenerse en el horno de inducción un producto igualmente bueno al fabricado en los hornos de crisol. Hai también una gran ventaja cuando se necesita gran cantidad fundida de acero de crisol, porque como ya se dijo, el método corriente de proceder es vaciar un cierto número de crisoles, lo que puede ocasionar diferencias en la calidad. En el horno de inducción es tan fácil preparar una carga de 2 toneladas como lo es preparar una de 60 libras o 100 libras en el crisol. El ahorro en el costo fácilmente se demuestra. El precio corriente para fundir una tonelada de acero de crisol, se estima en £ 7 a £ 8. Ahora tomando el horno de inducción para la fabricación del mismo acero, se tiene que la energía necesaria para la fusión es de unos 800 kilowatts hora i tomando para la unidad de corriente el precio relativamente alto de 0.6 d, se tiene que el costo es de £ 2 por tonelada; incluyendo obra de mano, reparaciones el precio segundo es inferior a £ 3 por tonelada.

La dificultad para trabajar con la escoria de refina indujo a inventar una forma modificada que se conoce con el nombre de Röchling-Rodenhauser. La invención consiste en combinar dos o tres hornos Kjellin en uno solo, i usar el espacio extra que se obtiene en la intersección de los crisoles anulares, como un piso abierto de los que se usan para las operaciones de refina. Hai, sin embargo, una gran diferencia entre este horno i el Kjellin i es la adopción del principio de «combinación». En el horno Kjellin el calentamiento solo se efectúa por la corriente inducida en el baño, en tanto que el Röchling emplea también el calentamiento por resistencia. Sobre el shunt principal se envuelven algunos tiros de cobre que se conectan con planchas de acero que es-

tán introducidas en el revestimiento i que se calientan por el paso de la corriente i por el metal del baño. La idea de hacer pasar una corriente a través del revestimiento de dolomita puede parecer mui rara, porque con corriente estos materiales i otros semejantes se consideran aisladores o malos conductores. Esto es perfectamente cierto a temperaturas ordinarias, pero muchas sustancias no metálicas cuando se les calienta a alta temperatura se hacen buenos conductores.

Los hornos Röchling se les hace funcionar por lo comun en coneccion con un «bas-foyer» o con una instalacion Bessemer para acero. No hai duda que el horno eléctrico progresa i se estiende rápidamente, principalmente para la fabricacion de acero i fierro. La estadística da para la produccion de acero en horno eléctrico para 1910 la cantidad de 112,000 toneladas, pero desde esa época ha habido un gran aumento. Es de sentir que la mayor parte de los establecimientos que tienen hornos eléctricos se hayan construido fuera de Inglaterra i solo en los dos o tres últimos años los manufactureros ingleses han principiado a considerar las posibilidades del trabajo con hornos eléctricos i a hacer investigaciones sobre esta materia para su propio uso. Actualmente hai varias firmas inglesas que trabajan con diferentes tipos de hornos eléctricos i están produciendo regularmente acero de buena calidad. Finalmente, el escritor da sinceras gracias a varias firmas establecidas en Sheffield, que tan galantemente le han permitido ver sus hornos i suministrado interesantes datos; da tambien las gracias a varias compañías de hornos eléctricos por la amabilidad con que le han proporcionado folletos e ilustraciones.

A. S. KEEP.



203, 204

Mercado de cobre en 1912

El año 1912 es testigo de la gran actividad en el mercado del cobre i esto principalmente se debe al aumento en el consumo, tanto en Europa como en Estados Unidos. En Europa ha habido un aumento creciente en el consumo desde 1905. Las mas conocidas autoridades estiman que en Europa el consumo fué de 404,800 toneladas métricas en 1906; 411,600 en 1907; 480,500 en 1908; 452,600 en 1909; 541,100 en 1910; 606,300 en 1911. En los Estados Unidos el consumo llegó en 1906 a 305,000 toneladas métricas, pero a causa del pánico en 1907 bajó a 229,000 toneladas métricas. Fué solo de 211,200 en 1908. En 1909 subió a 323,300 toneladas, a 342,000 en 1910 i a 326,400 en 1911.

Los stocks de cobre mundial que mucho subieron entre 1906-1907, fueron reducidos considerablemente a causa del aumento de consumo europeo de 1910 i 1911, i a fines de 1911 habian descendido a 102,000 toneladas métricas, o sea aproximadamente al abastecimiento para un mes. La produccion mundial

ha cambiado muy poco desde 1908, habiendo sido de 849,200 toneladas métricas en 1909; 882,350 en 1910; 887,088 en 1911. Ha impedido que la producción aumente más rápidamente, el que las grandes minas no hayan hecho esfuerzos para aumentar su producción por lo abundante del mercado y lo lento que se hace poner en su máximo de producción a las nuevas minas en pórfiros. Durante los primeros 9 meses de 1911 el mercado permaneció bajo y el precio fluctuó al rededor de $12\frac{1}{2}$ cents., pero en el último cuarto del año las entregas en Europa y Estados Unidos aumentaron mucho y el precio a fines de año subió a 14 cents. En ese tiempo se miró como cosa dudosa que dicho precio pudiese mantenerse por mucho tiempo, porque a principios del año 1912 debió haber aparecido una producción de 12,500,000 libras provenientes de las minas en pórfiros y además el consumo europeo había sido bastante bueno por varios años que hacía temer una depreciación. Pero como siempre, ocurrió lo inesperado y el aumento de producción no hizo sentir sus necesidades de cobre refinado para la manufactura sino a mediados del año. En segundo lugar, el consumo europeo se mantuvo y además hubo aumento de consumo en los Estados Unidos. Esto tuvo por consecuencia a causa de los pequeños stocks existentes, que el precio subió más que en los 5 años precedentes. El precio medio del cobre refinado en 1912 fué de $16\frac{3}{8}$ cents., en tanto que para 1911 fué de $12\frac{3}{8}$ cents. Desde el pánico de 1907, y por los grandes stocks en poder de los primeros productores y casas comerciales, hizo que los consumidores restringiesen sus abastecimientos a un mínimo. Esto fué una enorme carga para los productores y a veces les inquietó bastante porque las ventas eran pocas. En 1912 los consumidores americanos fueron los primeros en formar parte en el resurgimiento que los años anteriores de pánico habían preparado. Vieron también que el abastecimiento visible era pequeño y en consecuencia se convirtieron en grandes compradores contratando entregas con meses de anticipación y esto fué lo que dió al mercado en 1912 su gran estabilidad.

Al principiar el año el mercado fué flojo y las entregas para enero y febrero en los establecimientos de los compradores se pagaron a $14\frac{1}{2}$ cents. Esto fué a causa de que se esperaba una disminución progresiva de los stocks americanos disponibles.

A fines de enero uno de los principales vendedores quiso contrarrestar el mercado y bajó los precios a 14 cents. Las grandes transacciones luego aumentaron el precio a $14\frac{1}{2}$ cents. y continuó aumentando rápidamente hasta fines de marzo en que el precio fué de $15\frac{7}{8}$ cents.

En abril hubo tranquilidad. En este tiempo las ventas las hicieron comerciantes de segunda mano y a precios inferiores que los pedidos por los principales productores, es decir, era una realización que dejaba utilidades por lo alto del precio, pero esto luego se acabó.

El mercado principal de Londres hizo iguales ventas de realización y el cobre electrolítico lo dió a precios más bajos que los americanos, y esto claro que hizo que los consumidores aprovechasen la ocasión y compraron bastante. Después el mercado de Londres subió nuevamente; los consumidores europeos y americanos volvieron para hacer sus compras para los meses de junio y julio y cuando la huelga estalló en las refinerías, entonces los compradores

atrasados no pudieron abastecerse. Las compras se hicieron gruesas i el precio subió rápidamente a 16 $\frac{3}{4}$ centavos. A principios de junio se supo que durante mayo los stocks europeos habian disminuido en 15.000,000 de libras i que los americanos en la misma cantidad tambien i que el abastecimiento visible se hacia pequeño. Grandes pedidos se hicieron en plazos de entrega hasta setiembre con precios adelantados i éstos llegaron hasta 17 $\frac{3}{4}$ centavos. El stock en Estados Unidos bajó hasta 45.000,000 de libras, o sea un abastecimiento para 10 dias.

Precio medio mensual del cobre manufacturado

(En centavos por libra)

	1911		1912	
	Alambres	Planchas	Alambres	Planchas
Enero.....	14.06	18.50	15.75	19.50
Febrero.....	13.50	18.50	15.25	19.50
Marzo.....	13.25	18.50	16.03	20.30
Abril.....	13.75	18.50	17.06	21.50
Mayo.....	13.75	18.50	17.30	21.63
Junio.....	13.75	18.50	18.68	22.50
Julio.....	13.90	18.50	19.13	22.50
Agosto.....	13.81	18.50	19.13	22.75
Setiembre.....	13.75	18.50	19.13	23.50
Octubre.....	13.50	18.50	19.13	23.50
Noviembre.....	13.75	18.63	19.13	23.50
Diciembre.....	13.94	19.13	19.13	23.50
Anual.....	13.81	18.00	17.96	22.02

Precio medio del cobre standard (G. M. B's.) en Londres (a)

(En libras esterlinas por toneladas de 2,240 libras)

B. DE MINERIA.—6

AÑO	Enero	Febrero	Marzo	Abril	Mayo	Junio	Julio	Agosto	Set.	Octubre	Noviembre	Diciembre	Anual
1903	53.52	57.34	63.85	61.72	61.63	57.30	56.64	58.44	56.82	55.60	56.30	56.36	57.97
1904	57.50	56.500	57.321	58.247	57.321	56.398	57.256	59.952	57.645	60.012	65.085	66.375	58.884
1905	68.262	67.963	68.174	67.017	64.875	65.881	66.887	69.830	69.667	71.406	74.727	78.993	69.465
1906	78.869	78.147	81.111	84.793	84.867	83.994	81.167	83.864	87.831	97.269	100.270	105.226	87.282
1907	106.739	107.356	106.594	98.625	102.375	97.272	95.016	79.679	68.375	60.717	61.226	60.113	87.007
1908	62.386	58.786	58.761	58.331	57.387	57.842	57.989	60.500	60.338	60.139	63.417	62.943	59.902
1909	61.198	57.688	56.231	57.363	59.338	59.627	58.556	59.393	59.021	57.551	58.917	59.906	58.732
1910	60.923	59.388	59.214	57.238	56.313	55.310	54.194	55.733	55.207	56.722	57.634	56.069	57.054
1911	55.604	54.970	54.704	54.035	54.333	56.368	56.670	56.264	55.253	55.176	57.253	62.063	55.973
1912	62.760	62.893	65.884	70.294	72.352	78.259	76.636	78.670	78.762	76.389	76.890	75.516	72.942

Precio medio del cobre del Lago por libra en Nueva York

AÑO	Enero	Febrero	Marzo	Abril	Mayo	Junio	Julio	Agosto	Set.	Octubre	Noviembre	Diciembre	Anual
	cts.	cts.	cts.	cts.	cts.	cts.	cts.	cts.	cts.	cts.	cts.	cts.	cts.
1903.....	12.361	12.901	14.752	14.642	14.618	14.212	13.341	13.159	13.345	12.954	12.813	12.084	13.417
1904.....	12.533	12.245	12.551	13.120	13.000	12.399	12.505	12.468	12.620	13.181	14.456	14.849	12.990
1905.....	15.128	15.136	15.250	15.045	14.820	14.813	15.005	15.725	15.978	16.332	16.758	18.398	15.699
1906.....	18.419	18.116	18.641	18.688	18.724	18.719	18.585	18.706	19.328	21.722	22.398	23.350	19.616
1907.....	24.825	25.236	25.560	25.260	25.072	24.140	21.923	19.255	16.047	13.551	13.870	13.393	20.661
1908.....	13.901	13.098	12.875	12.928	12.788	12.877	12.933	13.639	13.600	13.646	14.386	14.411	13.424
1909.....	14.280	13.295	12.826	12.938	13.238	13.548	13.363	13.296	13.210	13.030	13.354	13.647	13.335
1910.....	13.870	13.719	13.586	13.091	12.885	12.578	12.570	12.715	12.668	12.788	12.914	12.863	13.039
1911.....	12.680	12.611	12.447	12.275	12.214	12.611	12.720	12.634	12.508	12.370	12.769	13.768	12.634
1912.....	14.337	14.329	14.868	15.930	16.245	17.443	17.353	17.644	12.698	17.661	17.617	17.600	16.560

Precio medio del cobre electrolítico por libra en Nueva York (a)

AÑO	Enero	Febrero	Marzo	Abril	Mayo	Junio	Julio	Agosto	Set.	Octubre	Noviembre	Diciembre	Anual
1903.....	12.159	12.778	14.416	14.445	14.435	13.942	13.094	12.962	13.205	12.801	12.617	11.952	13.235
1904.....	12.410	12.063	12.299	12.923	12.758	12.269	12.380	12.343	12.495	12.993	14.284	14.661	12.823
1905.....	15.008	15.008	15.125	14.920	14.627	14.673	14.888	15.664	15.965	16.279	16.599	18.328	15.590
1906.....	18.310	17.869	18.361	18.375	18.457	18.442	18.190	18.380	19.033	21.203	21.833	22.885	19.270
1907.....	24.404	24.869	25.065	24.224	24.048	22.665	21.130	18.356	15.565	13.169	13.391	13.163	20.004
1908.....	13.726	12.905	12.704	12.743	12.598	12.675	12.702	13.462	13.388	13.354	14.130	14.111	13.208
1909.....	13.893	12.949	12.387	12.563	12.693	13.214	12.880	13.007	12.870	12.700	13.125	13.298	12.982
1910.....	13.620	13.332	13.255	12.733	12.550	12.404	12.215	12.490	12.379	12.553	12.742	12.581	12.738
1911.....	12.295	12.256	12.139	12.019	11.989	12.385	12.463	13.405	12.201	12.189	12.616	13.552	12.376
1912.....	14.094	14.084	14.698	15.741	16.031	17.234	17.190	17.498	17.508	17.314	17.326	17.376	16.341

Hubo especulaciones en el mercado de Lóndres i el precio llegó hasta £ 80. 10 s. A principios de julio el mercado dejó de subir i grandes esfuerzos se hicieron para obtener ganancias, pero el precio bajó en £ 6. Es claro que de esto se aprovecharon los compradores de cobre refinado que no habian cubierto anteriormente sus necesidades. Los productores que prácticamente habian vendido su produccion que tendrian en los dos meses siguientes se quedaron tranquilos. Cuando se hicieron algunos nuevos pedidos, éstos fueron cubiertos por los negociantes, quienes pudieron vender a 1 centavo ménos que los productores, o sea $17\frac{3}{4}$ centavos. Pero a mediados del mes el cobre de realizacion se habia acabado i el mercado habia subido, i a fines de julio el precio corriente fué de $17\frac{3}{4}$ centavos.

Agosto fué malo; en octubre a causa de la guerra de los Balkanes hubo descenso de precio i éste en Lóndres fué inferior al de Nueva York. Los grandes productores mantuvieron su precio a $17\frac{3}{4}$ en noviembre i diciembre i solo los pequeños vendedores lo vendieron a $17\frac{1}{2}$ centavos. Los compradores americanos se mantuvieron retirados. En la segunda mitad apareció la produccion de las minas en pórfiros i el stock en Estados Unidos de nuevo principió a aumentar, el de Europa continuó decreciendo i terminó el año con 25 millones de libras ménos que con las que se inició. Durante el último cuarto del año, los consumidores del mundo de nuevo empezaron a restringir sus consumos i el abastecimiento de fines de año sin duda es inferior al del principio. Pero la estadística de fines de año es bastante buena.

MINERÍA DEL COBRE EN ESTADOS UNIDOS

El fracaso de Utah, que indicaba un aumento, fué indudablemente a las huelgas, que entre otras cosas dejaron a la fundicion de Toocle fuera de concurso por parte del año. Los grandes aumentos de Nevada pueden atribuirse en gran parte a la inauguracion de la produccion de las compañías Mason Valley i Giroux. La produccion de cobre en California flaqueó a causa de la flojera de algunos grandes productores i del desprendimiento de los humos metalúrgicos que perjudicaban a los agricultores rejionales. El gran aumento de produccion de Nueva Méjico se debe al Chino i tambien con algo contribuyó la reapertura de la fundicion de Santa Fé, Copper Co. En Arizona las compañías del Ray i Miami tuvieron grandes producciones. Las compañías antiguas han hecho un trabajo igual al de 1911. La gran produccion de Alaska proviene principalmente de la mina Bonanza, del distrito Copper River, porque inició sus trabajos el establecimiento que se construyó en 1911. En jeneral, las minas que tienen facilidades de trasporte ocupáronse de hacer reconocimientos i trabajos preparatorios, algunas de estas como la Jumbo i la Rush & Brown hicieron algunos embarques de consideracion. Las minas del interior, por lo apartado que están, poco pudieron hacer. La mina Bonanza indudablemente contiene el depósito mas rico de cobre en el mundo, entre los de sus dimensiones.

Arizona.—Su produccion para 1912 fué la mayor de entre todos los Estados, aunque a Arizona le corresponde el tercer lugar; en primero está Montana i en segundo Michigan.

La gran producción de Arizona se debe a sus minas antiguas i a las nuevas en pórfiros débese también a las mejoras introducidas en los establecimientos metalúrgicos.

Un futuro interés en el distrito de Warren es el hallazgo de grandes cantidades de sulfuros primarios en la caliza por debajo del carbonífero i aun en el Cambriano. No constituyen grandes depósitos i solo accidentalmente han sido encontrados. Un reconocimiento de mayor valor se hizo en las rocas felspáticas, especialmente en lo que forma las montañas de Sacramento; esto promete aumentar la vida del distrito.

Colorado.—No hai cambio apreciable en la producción; el cobre es producto secundario proveniente del tratamiento de minerales de oro i plata. Las únicas minas que pueden considerarse de cobre son Indiana, Congreso i Red Mountain.

OTROS PAISES

Segun se indica en la tabla de la producción mundial, ésta no ha aumentado.

Argentina.—A pesar de la falta de reconocimientos, los depósitos minerales prometen ser un factor en la producción mundial de cobre. La Famatina Development Corporation (capital autorizado \$ 3,500,000), trabaja minas en Upulungus i en San Pedro. En Santa Florentina, cerca de Chilecito, trabaja un establecimiento de fundición, con capacidad para 200 toneladas, i recientemente está tratando 2,000 toneladas mensuales; para la calcina se usa un horno mecánico del tipo Brown. Se han pedido dos hornos del tipo Mc. Dougal de 18 por 6 pies, del tipo que se usan en Cerro Pasco. Hai también una instalación para hacer briquetas, sistema Yeadon, en el cual se trabajan los polvos provenientes de los tragantes, éstos se mezclan con mineral calcinado i se les agrega cal apagada para darles consistencia. Los flujos se tienen de una calera vecina i algo que se trae de Córdoba i la compañía dispone de suficiente cantidad de cuarzo en sus propias pertenencias. El ensayo del régulo proveniente de la fundición, da 61.24% de cobre, 255.30 oz. de plata por tonelada i 4.70 oz. de oro por tonelada. Pero desde abril de 1911 todo el producto se tiene bajo la forma de cobre «blister» (mas o menos 96% Cu.)

A fin de desarrollar el distrito minero de Famatina, el gobierno construye, como parte del sistema de ferrocarril existente, un ferrocarril aéreo de 22 millas; el flete principal es minerales de cobre que pueden bajar a razón de 40 toneladas por hora.

Las vetas tienen de 1 a 6 de potencia. Su contenido en cobre es de 4 a 14%, su azufre de 16 a 38% i el hierro de 18 a 20%. Oro 1.30 oz. por tonelada i plata 71 oz. por tonelada.

Australia.—El año de 1912 ha sido el de mejor producción, a escepcion de 1907. La minería ha sido estimulada por los precios mas altos i las compañías han tenido mas utilidades por haber tratado minerales mas ricos.

Bolivia.—Se calcula la siguiente cantidad de barrillas producidas con lei de 80% de cobre:

1908.....	2.877,605	kilógramos
1909.....	3.096,605	»
1910.....	3.211,987	»
1911.....	2.950,024	»
1912.....	4.681,374	»

El aumento en cinco años es de 1.803,769 kgs., igual al 62.7%.

En el distrito de Corocoro dos minas producen 5.000,000 de libras anualmente.

Chile.—Hubo gran aumento en la producción en 1912. Un cálculo del cobre producido es el siguiente:

Cobre en barras (a Estados Unidos), libras.....	8.627,421
Cobre en minerales (a Estados Unidos), libras.....	27.445,679
Cobre a Inglaterra i Francia, libras.....	50.136,800
Varios estimados en libras.....	220,000
<hr/>	
Total de libras.....	86.429.900
Totales, toneladas métricas.....	39.204

La exportación de barras de cobre en 1910 fué de 17,898 toneladas i de 15,035 toneladas en 1911. El valor declarado de las exportaciones a Estados Unidos es el siguiente:

	1911	1912
Barras.....	771,105	2.129,402
Ejes.....	563,676	1.238,683
Minerales.....	172,012	608,609
Régulos.....	488,427	897,067

En 1875 Chile fué el mayor productor de cobre en el mundo i su producción llegó a 46,422 toneladas. Hai gran número de minas en producción. En 1909, cuando se exportaron 78,000 toneladas (2,240 lbs.) de mineral con 24% de cobre, la producción fué de 500,000 toneladas con lei media de 9.21% en cobre; esta cantidad provenia de 775 minas. La exportación para el mismo año fué de 8,000 toneladas de ejes con 50% en cobre i 45.000,000 libras de cobre «blistero» o en barra.

«La Grande Mining Co.» que está en Collahuasi (Tarapacá), produjo en el año 14,000 toneladas de minerales con lei de 20% de cobre, proveniente de 5 minas. En el mismo distrito la poderosa Mining Co. trabaja 5 minas sobre una veta de 4 piés de ancho i 8,000 piés de largo. En la Poderosa hai reconocidas 100,000 toneladas de mineral con lei de 24% de cobre. La producción reciente se ha hecho a razón de 24,000 toneladas por año.

En Chuquicamata la «Chile Exploration Co.» prosigue con toda actividad los reconocimientos de una zona mineralizada de 2 millas de largo i $\frac{1}{4}$ de milla de ancho. Al principio los depósitos irregulares i superficiales fueron tra-

bajados por los nativos, quienes harneaban el mineral quebrado. Lo fino es rico contiene mas de 11% de cobre; lo grueso es estéril, con ménos de 2% de cobre.

El método de explotación será con palas a vapor. Sobre el método de tratamiento aun no se ha decidido en definitiva. La concentración en mojado no es posible. Los minerales de cobre en los granitos ácidos i descompuestos son brochantita, $\text{Cu SO}_4 \cdot 3 \text{ Cu (OH)}_2$ con 56% de cobre, con atacamita; tambien hai algo de chalcantita i de cuprita íntimamente mezclada con la brochantita. Tambien se han encontrado, principalmente en profundidad, pequeñas venas de chalcocina, pero no son de importancia inmediata.

Una fundición en Calama actualmente trata probablemente el 20% de los minerales, el resto de 80% se esporta via Antofagasta.

La rejion de las Condes está formada de montañas de dioritas. El mineral es chalcopirita de alta lei, 24% en cobre, i se hacen embarques a razon de 6,000 toneladas anuales; la mitad de esta cantidad proviene de la mina Disputada. La fundición está a 15 millas de la mina i a 700 piés mas bajo. El transporte se hace al precio de \$ 3 por tonelada i la explotación cuesta \$ 1.40 por tonelada. Todo el trabajo es a mano, como se hace en la mayor parte de las minas chilenas. Con el uso de maquinaria podria tratarse mineral de lei mucho mas bajo i que ahora pasa al desmonte. El mineral se presenta en ojos, algunos cilindros (150 por 20 piés).

Las minas de la compañía Braden Copper están comunicadas con el ferrocarril central por un camino carretero de 34 millas de largo i por un ferrocarril de trocha angosta i que tiene 50 millas de largo. Los «pórfiros» se concentran por medio del agua, pero en 1912 se decidió usar la concentración por aceite segun la patente de la «Mineral Separation»; este procedimiento se puso en práctica en 1913. La capacidad del establecimiento de concentración será de 3,000 toneladas diarias. En noviembre de 1912 se inició el trabajo de separación por aceite o por flotación. La práctica mostró que aunque habia bastante mineral oxidado se puede obtener una extracción de 70 a 75%. Hai en construcción un establecimiento para tratamiento por via húmeda i otro de fabricación de ácido sulfúrico que servirá para el tratamiento. Este último es una seccion del primero.

Se han hecho pruebas para tratar minerales oxidados i calcinados. La planta de fundición se aumentó con otro horno a soplete i un convertidor Pearse-Smith. La estación de fuerza eléctrica, 10,000 Kw en el Cachapoal está completa, excepto la cuarta unidad. La capacidad anual de la refinaria electrolítica es de 35,000,000 de libras de cobre. El costo del cobre refinado será de 7.5 centavos por libra.

Los reconocimientos, segun el informe de fines de abril de 1913, presentado por el ingeniero consultor Pope Yeatman, son los siguientes:

Mineral reconocido 16.660,760 toneladas con lei media de 2.65 por ciento, las que se distribuyen así: Teniente número 1, 4.040.834 toneladas con lei de 2.75% Cu. Mineral probable 8.749,444 toneladas con lei de 2.63% Cu. Mineral posible, 18.742,745 toneladas con 2.61% Cu. Ademas puede a esto adicionarse posibilidades de obtener de la parte superior al Teniente número 1, 15.000,000 de toneladas.

Japon.—En 1912 se tiene un gran aumento en la industria del cobre, debido a que las minas existentes aumentaron su producción en 10 a 40%. Además buen número de minas nuevas i funciones han iniciado su marcha.



Metalurgia del cobre en 1912

Progresos en 1912.—Podemos notar que la práctica de Canama para colocar el mineral en capas se ha extendido hasta la calcina de minerales. El sistema tanto para minerales crudos como para los sulfuros es completo i tiene métodos baratos de muestreo, colocación en capas i reformas.

Utley Wedge discute la cuestión de la calcina sulfatizante con particular referencia a las mejoras introducidas en el horno de calcina Wedger. Muestra que es posible, por adición de suficiente pirita, llevar la calcina hasta que el 95.2% del cobre sea soluble. Otros experimentos por él efectuados no han tenido resultados tan felices.

La práctica de aglomeración de los minerales va en aumento tanto en las calcinas i más particularmente en la máquina Dwight-Lloyd. El autor tiene la satisfacción de decir que las máquinas perfeccionadas, lo mismo que los procedimientos, luego pasan a ser ocupados en la metalurgia del cobre i por esto los establecimientos actuales son más estensos i costosos que lo que fueron antes. Como consecuencia de la separación del mineral en grueso i fino i aglomeración de éste, se tiene que el rendimiento diario del horno a soplete se ha duplicado i las escorias son limpias.

Otra ventaja de este aumento de rendimiento en el horno es que la zona de fusión i el descenso, se mantiene mejor i más caliente i de esto resulta que son posibles las campañas más largas.

Se ha prestado bastante atención i cuidado a la recuperación de los polvos arrastrados por el tiraje, empleando cámaras para su depósito, o lavadores de gases.

En el caso de los concentrados que son de alta ley i se componen de material fino, aunque se les aglomere, la recuperación de los polvos no se puede descuidar.

Con minerales de cobre de baja ley la cosa no es lo mismo i cuando casi todo el mineral es grueso, bien puede dejarse de hacer tal recuperación.

Un 80 por ciento del cobre producido en los Estados Unidos se trabaja en los convertidores de la Pierce-Smith, Converter C.^o i también en los convertidores antiguos en que se ha conseguido permiso para revestirlos con material básico.

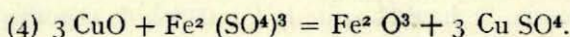
CALCINA I AGLOMERACION

Calcina sulfatizante de minerales de cobre.—Para el tratamiento de minerales de cobre cuya ley es baja para soportar los gastos de la fundición, Utley

Wedge propone una calcina sulfatizante con tratamiento de lejiación para extraer el cobre bajo la forma soluble.

Cuando el mineral no contiene suficiente azufre éste puede agregarse como piritita o calcopiritita. Teóricamente una parte de cobre necesita media parte de azufre, pero prácticamente es necesario un exceso. Cuando el cobre se presenta bajo la forma de (Cu S) sulfuro, tenemos que primero se descompone a temperatura inferior a 350°C ., así: (1) $2 \text{Cu S} = \text{Cu}_2\text{S} + \text{S}$. Sobre 350°C . el azufre se quema en SO_2 i se descompone el Cu_2S ; (2) $2 \text{Cu}_2\text{S} + 5 \text{O}_2 = 2 \text{Cu O} + 2 \text{Cu SO}_4$. A temperatura superior a 500°C . la reacción principal es (3) $\text{Cu}_2\text{S} + 2\text{O}_2 = 2 \text{Cu O} + \text{SO}_2$.

La tendencia de una parte del sulfuro de cobre es oxidarse al estado de CuO i la calcina tiene por objeto impedir esta oxidación i obtener la mayor cantidad posible de Cu SO_4 . La presencia del sulfuro de hierro ayuda a la sulfatización del óxido de cobre. A temperatura inferior a 600°C se forma algo de sulfato básico de hierro, el que a más de 550°C .; se transforma en Fe_2O_3 i SO_3 i este SO_3 puede combinarse con el óxido de cobre para formar Cu SO_4 , el cual es estable a temperaturas inferiores a 650°C . o el Cu O puede directamente reaccionar sobre el $\text{Fe}_2 (\text{SO}_4)_3$ así:



El $\text{Fe}_2 \text{O}_3$ formado también reacciona sobre el SO_2 i forma SO_3 a temperaturas comprendidas entre 500°C . i 750°C . i el SO_3 así formado trata de combinarse con el Cu O para formar Cu SO_4 .

Una prueba (N.º 621) hecha directamente sobre el mineral en un horno mecánico Wedge, fué como sigue:

El mineral contenía Cu , 1.07%; Fe 49.25%; S , 32.6%; SiO_2 6.8%; Mg , 2.18 i $\text{Al}_2 \text{O}_3$, 1.59%. El cobre estaba al estado de calcopiritita i el hierro al de pirrotita. Una muestra después de calcinada dió de cobre soluble en agua (Cu SO_4) 0.35 % o sea una extracción de 27.8 %; de cobre soluble en ácido (Cu O) 0.8%, sea una extracción de 63.4 %, i queda de cobre insoluble 0.11%.

La extracción total fué 1.26 del 1.38 % contenido en el mineral calcinado, o lo que corresponde a una extracción de 91.2%. Este mineral calcinado fué vuelto a calcinar i después de lejiado dió los resultados siguientes: Cobre soluble en agua 0.76% o una extracción de 60.3%; cobre soluble en ácidos, 0.48 o 38.1% de extracción i quedó 0.02 % de insoluble. Por lo tanto la extracción total fué de 98.4%.

Además de éstas hizo una serie de experiencias, de las cuales las más importantes son las que corresponden a los números 620, 125, 7, 606. Estas pruebas se efectuaron con diferentes clases de metales i se tuvo una extracción variable entre 80 i 96 por ciento.

REACCIONES EN EL HORNO I PRODUCTOS

Reacciones químicas en los procesos de reducción.—Federico Laist explica las reacciones ígneas que pasan en Anaconda, la mayor parte de las cuales se

han dado en textos de metalurgia del cobre i en los volúmenes de la Mineral Industry. Aquí se dará solo atención a los puntos nuevos.

En los hornos de calcina el 90% de la carga es de concentrados i el 10 % restante está formado de mineral fino i caliza, ésta el horno de calcina no se descompone en CaO i CO_2 . Todo el arsénico contenido en el mineral sale pero se une al cobre para formar arseniato i arsenito de cobre. Cuando el mineral llega al horno reverbero estos compuestos se descomponen, parte va a la escoria i parte al eje. En el horno reverbero la caliza se descompone i con el fierro i la sílice forma el 86 % de la escoria, del 14 % restante la mitad lo forma la alúmina i la otra mitad la constituyen la MgO , MnO , Cu , S i los álcalis. El objeto que se persigue es tener una escoria ácida para impedir que el revestimiento (ladrillos de sílice) ácido se destruya.

En la parte superior del horno a soplete hai descomposicion i el Fe S^2 se destruye dando Fe S i S ; el S sale como tal, como lo indican los humos amarillos que salen cuando se echa nueva carga. En esta parte la caliza se descompone dando Ca O i Co^2 .

En el convertidor básico es necesario que la escoria se vaya vaciando porque 1.5 por ciento del fierro no está aun oxidado, de otro modo se forma espuma i puede dar lugar a la formación de silicato de cobre que tiende a engruesar la escoria. Se ha dicho que la formación de espuma se debe al rápido desprendimiento de azufre i se ha probado por muestras probadas cada 10 minutos.

Alúmina en las escorias de cobre.—H. C. Bellinger, en la discusión que hace sobre el modo de portarse de la alúmina en las escorias, dice que dicho elemento actúa como un ácido pero que mas frecuentemente hace las funciones de base. Dice tambien que un metalurgista que supone que la alúmina que se une a la sílice actúa como base i que la restante actúa como base, es capaz de obtener una escoria práctica. De variada esperiencia el autor concluye que no basta fijarse en meros análisis químicos para sacar conclusiones razonables para proceder. Algunos ingenieros, por ejemplo, han encontrado que en ciertas condiciones, calculando la alúmina soluble en ácidos que hace las funciones de ácido i que la alúmina insoluble es base o una magma neutra, han obtenido resultados satisfactorios.

Santiago Buchanan i F. E. Lee dan otra hipótesis: Suponen que la cal se combina con la alúmina para formar silicato alúmino-cálcico, $\text{Al}^2 \text{O}^3$, 3 Ca O ; 6 Si O^2 , el oxígeno en la alúmina es igual al que contiene la cal; el resto de alúmina actúa como ácido. Tomando una escoria que contiene 44.3% de Si O^2 ; $\text{Al}^2 \text{O}^3$, 17.4 %; Ca O , 19.2%, Fe O , 16.1 i Mg O , 2.5 por ciento. El oxígeno en los 17.4 de $\text{Al}^2 \text{O}^3$ será 8.17 %; en tanto que en los 19.2 % de cal hai 5.49 % de oxígeno. Restando tenemos 2.68 por ciento de alúmina que debe agregarse a los 23.47 % de oxígeno de la Si O^2 . Sumando el oxígeno contenido en las bases, Ca O , 5.49; $\text{Al}^2 \text{O}^3$, 5.49; Fe O , 3.57; i Mg , 1 por ciento, tenemos un total de 15.55 % que comparado con el oxígeno en los ácidos 23.47 se tiene una razón de 1 a 1.68 i es una buena escoria económica. Han sentado esta regla como consecuencia de su esperiencia en la «Consol. Mining and Smelting Co.» de Canadá.

Federico Laist, cree que con una escoria rica en sílice la alúmina actúa

como base i que en una escoria alta en bases actúa como ácido i que una escoria se porta segun sus necesidades.

Constitucion de las escorias.—Cárlos H. Fulton discute la formacion de las escorias bajo el punto de vista mineralógico, considerándolas como una mezcla de dos minerales. Uno es el orto-silicato (singulo-silicato) de composicion $R^2 Si O^4$ que tiene un grado de silicacion o sea la razon entre el oxígeno de las bases i el de la sílice, de 1 a 1. El otro mineral es el meta-silicato (bisilicato) que tiene por grado de silicacion 1 a 2. Se forma una serie en que estos minerales son el primer i último término i todos los números intermedios son mezclas de estos dos minerales. Las escorias que corrientemente se producen en la fundicion de cobre son:

	Cal	FeO	Al ² O ₃
(1) Melinita i augita.....	alta	bajo	alto
(2) Augita i olivina ferro-cálcica.....	mas baja	mas alto	alto
(3) Augita i olivina alta en fierro.....	baja	alto	mas bajo
(4) Hiperstena i olivina alta en fierro...	baja	alto	bajo

En la serie se tiene que la cal i la alúmina bajan, en tanto que el fierro sube. Si la composicion de la escoria es tal que ninguno de estos minerales pueda formarse i la alúmina es alta, ésta queda en condiciones para cristalizar bajo la forma de espinela i da dificultades en el manejo del horno. La formacion de espinela es mui favorecida por la presencia de la magnesia i del zinc aun cuando está en pequeñas cantidades.

Corrientemente la Mg O pasa a la hiperstena, el zinc a la olivina rica en fierro. Si una escoria debe tener mucha alúmina debe tambien llevar bastante cal para que pueda formarse augita o melinita (1); si lleva mucho zinc debe tener bastante fierro i poca cal, para que así se forme olivina rica en fierro (4). Es entónces evidente que mucha alúmina i zinc es incompatible con mucha alúmina i magnesia.

Ahora se describirán dos términos de la serie melinita-augita (1) i uno de la serie augita-olivina ferro-cálcica, que fueron investigadas metalográfica i petrológicamente. En la serie (2) la mezcla entética o la solucion que tiene el menor punto de fusion se encuentran cuando el grado de silicacion es de 1.65. La observacion que indica mucha augita i prácticamente poca olivina ferro-cálcica, dice que estas escorias pertenecen a la entética de la augita. De la serie (2) las siguientes escorias son un ejemplo: contiene Si O², 37.24 %; Fe O, 32.2; Fe² O³, 11.9 %; Al² O³, 6.38 %; Ca O, 10.32 por ciento. Cuando todo el fierro se estima al estado de Fe O, tenemos un grado de silicacion de 1.22 pero si una de las formas de fierro se tiene (Fe² O³) como magnetita i por tanto sin accion para la formacion de escoria se tiene un grado de silicacion de

1.45. La fuente de donde proviene este hierro que actúa como férrico es dudosa; puede provenir de la escorias de convertidor que se agregan al horno a soplete o de lo que en él se calcina. Este hierro férrico no solo es inactivo para la formación de escoria sino que también cristaliza en el horno i en parte pasa al eje i cuando lo haga en gran cantidad pasa a la escoria, haciéndola pastosa, i así la escoria retiene eje.

Desde el punto de vista metalúrgico la propiedad más importante de una escoria es que fácilmente corra del horno, que sea fluida, i permita una buena separación del eje que lleva. Esta propiedad está íntimamente relacionada con la viscosidad i el punto de fusión. Con material en trozos la temperatura de formación queda o es superior al punto de fusión, este último es aquel al cual toda la masa se convierte en líquida. La viscosidad aumenta con la sílice i la alúmina i por lo tanto es necesario determinar la temperatura a la cual la escoria es suficientemente líquida para correr, es decir, determinar el sobrecalentamiento necesario sobre el punto de fusión.

El profesor Fulton ha investigado tres series de escorias para determinar sus puntos de fusión i fluidez. Formaron los tres primeros términos de las series, tres mezclas o escorias i formó tres series agregando cantidades crecientes de cal, como se indica en la tabla que sigue. Los puntos de fusión caen entre 970° i 1,220°.

Composición i punto de fusión de las escorias de las tres series, incluso las escorias bases

	SiO ₂	FeO	CaO	Al ₂ O ₃	Total	Grado de silicacion	Punto de fusión (C)
Serie (1)...	42.65	36.12	6.20	11.30	96.37	1.40	9.79
	40.66	34.33	10.80	10.70	96.49	1.28	10.11
	38.80	32.60	14.95	10.02	96.37	1.19	10.60
	36.90	31.10	18.52	9.75	96.27	1.09	10.81
	35.40	29.65	22.12	9.35	96.52	1.02	11.37
	33.92	28.48	25.14	9.00	96.54	1.96	11.51
	44.50	38.20	5.10	11.85	99.65	1.51	10.50
Serie (2)...	44.00	37.80	6.14	11.73	99.67	1.48	10.25
	43.50	37.30	7.15	11.60	99.55	1.45	9.88
	43.20	37.00	8.16	11.51	99.87	1.42	9.82
	42.25	36.20	10.04	11.23	99.72	1.38	10.10
	40.50	34.65	13.60	10.75	99.50	1.28	10.64
	38.90	33.25	16.80	10.40	99.35	1.20	10.91
	37.55	32.10	19.90	10.05	99.60	1.13	11.03
Serie (3)...	36.20	30.81	22.56	9.67	99.30	1.06	11.07
	44.30	43.10	6.80	4.85	99.05	1.66	10.00
	42.65	41.51	10.29	4.69	99.14	1.54	10.10
	41.11	40.01	13.53	4.51	99.16	1.44	10.34
	38.34	37.22	19.35	4.21	99.12	1.27	10.97
	35.92	34.97	24.43	3.94	99.26	1.13	11.67
	33.79	32.87	28.92	3.71	99.31	1.03	12.07
	31.90	31.05	32.90	3.50	99.35	1.934	11.86

Composicion de las escorias bases

Núm. de las series	SiO ₂	FeO	Al ₂ O ₃	CaO
(1).....	42.65	36.12	11.30	6.20
(2).....	44.50	38.20	11.85	5.10
(3).....	44.30	43.10	4.85	6.80

Del exámen de la tabla se desprende que la escoria en punto de fusion mas bajo cae entre los grados de silicacion mas altos, 1.4 i 1.65 i que depende de la composicion base; i en las tres series dadas aquí no contiene mas que 3 a 13.5% de cal. Ahora, considerando dos silicatos de igual grado de silicacion, se ve que el que tiene mas cal es de mayor punto de fusion.

Con respecto a la fluidez se encontró que en el caso de monosilicatos, el que tenia un grado igual 1.0 necesitaba un sobrecalentamiento de 25 a 40° C. para asegurar la fluidez; cuando el grado de silicacion era de 1.5 el sobrecalentamiento debia aumentarse de 150 a 175° C. Tambien puede observarse que miéntras mas aluminosa es la escoria, mayor es su viscosidad, i por lo tanto necesita mayor sobrecalentamiento para obtener fluidez suficiente; esto claramente indica por qué las escorias aluminosas son mas difícil de trabajar.

Las escorias que se aproximan al bisilicato (silicato de grado 2.0) se les mira con cuidado, particularmente para hornos reverberos, aunque estas escorias son ventajosas cuando se les puede trabajar. A su punto de formacion i de fusion no se les hace objecion, pero necesitan gran sobrecalentamiento para obtener la fluidez conveniente. Parece no haber razon para que no se trabajen en aquellos hornos que tienen gran temperatura de reserva, tal como los hornos reverberos a petróleo.

Costo del aire afectado por la composicion del eje.—David H. Brown considera que el trabajo hecho en los convertidores depende de la razon que hai entre el cobre, fierro i azufre. Así en un eje de 20% las razones son para el fierro de 1 a 2.4, para el azufre 1 a 1.25 o los dos juntos 1 a 3.65. Del mismo modo para un eje de 40% las razones son respectivamente 1 a 1.33 i 0.83 i el total 1 a 1.42. Luego en los convertidores de cobre el aire usado es una fusion del fierro mas el azufre, en tanto que la sílice necesaria varia solo en el fierro.

HORNOS DE VIENTO

Franklin Guiterman, al discutir la accion del zinc contenido en los minerales i fundidos en el horno a viento, dice:

Los minerales que contienen ménos de 20% de zinc no pueden tratarse con ganancias en la estraccion del zinc. Dichos minerales si tienen oro, plata, cobre o plomo se funden en el horno de viento para cobre, plomo o reverbe-

ros. En estos el zinc en parte pasa a la escoria i se pierde. Su presencia da lugar a otras pérdidas. Así en la calcina hace que se pierda plata por volatilización. En el horno a soplete es reducido i se volatiliza para condensarse fácilmente en la parte superior de la cuba del horno, donde forma acrecentamientos. Estos acrecentamientos hacen que el trabajo del horno sea pobre. El óxido de zinc reducido que pasa a la escoria, la hace viscosa i, en consecuencia, no corre libremente i la separación del eje no es completa.

Cargas del horno en la fundición pirítica—Levy, en su libro «Moder Copper Smelting», página 187, da cuadros típicos que indican los cambios en la fundición. Durante una guardia o jornada de 12 horas i en la primera fundición, se echaron al horno cargas de 5,000 libras con un poco de cuarzo como flujo i 240 libras de coque por carga. Esto fué ayudado por carga de escorias a las que se les puso 400 libras de coque por carga. En las 12 horas se pasaron por el horno 164 toneladas de carga con 4.4% de coque. En la reconcentración se usaron 3,500 libras de eje, al que se le agregó 700 libras de caliza i 1,050 libras de cuarzo. Esto se varió con cargas ocasionales de escoria de 4,000 libras acompañadas por 400 libras de coque. En 12 horas se pasaron 339 toneladas de carga con 3.6% de coque. Habrá que observar que el horno de reconcentración trabaja dos veces mas lijero que el de primera fundición, esto debido en parte al buen tamaño del material i lo fusible de la carga.

Consumo de combustible en la fusión de minerales de cobre.—G. Ralli, discute las causas de pérdida del combustible en la fundición, en la cual se asegura que las pérdidas totales son de 1,000 calorías por kilogramo cuando no debieran ser superiores a 500 o 700 calorías. Tales pérdidas pueden tener lugar en: calor arrastrado por los gases que escapan, en el agua de las chaquetas, por radiación, por combustión imperfecta, en la escoria i en reacciones químicas.

La fundición pirítica i la presencia de carbonatos no darán mas del 5% del total de los gases. Esperimentalmente se ha encontrado que en 1.4 segundos los gases calientes ceden el 90% de su calor, de modo que con un gran aumento en la altura de la columna de carga se ahorra tanto calor como en una baja. Con un tope frío i en que los gases salgan con una temperatura de 180° a 200° C., como el caso cuando se trata una carga fusible, la pérdida de calor será de 30 a 40 calorías por kilogramo; con una carga mas refractaria i en que los gases se escapen con temperatura de 300° C., las pérdidas subirán a 80 o 100 calorías. Las pérdidas de la chaqueta por metro cuadrado de chaqueta es de 9 calorías i las pérdidas totales por kilogramo de carga fundida pueden estimarse en 60 calorías. La pérdida por radiación es de 8 a 12 calorías; la pérdida en el crisol es despreciable. En Balia, con cargas con 6.3% de carbon puro, se encontró que no se producía CO, en tanto que cuando tenían 7.2%, los gases tenían 4% de CO.

Para determinar la resistencia interna i su distribución en la columna, el autor las midió a diferentes alturas. Las presiones se midieron por medio de un cañon de $\frac{3}{8}$ de pulgada i 20 piés de largo, introducido en la columna i conectado con un manómetro; el tubo descendía con la carga. Las temperaturas de la columna de fusión se midieron por medio de un elemento-térmico en el extremo de un tubo semejante, pero los resultados fueron discordantes. Con las

medidas de las presiones i temperaturas se determinó una zona de fusion que principiaba 20 pulgadas arriba del nivel de las toberas i con un ancho de unas 40 pulgadas.

Con un horno en marcha se tuvo que el doble del volúmen de aire necesitaba 8 veces la fuerza del primero, es decir, que el trabajo varia en razon del cubo del volúmen. Cuando se fundieron 86 toneladas con una presion de 12 pulgadas se necesitaron 5.8 HP. i con la presion de 28 pulgadas fueron necesarios 16.2 HP.

La temperatura de combustion teórica del coke es de $1,730^{\circ}$ a $2,620^{\circ}$ C., pero no llega a estas cifras a causa de las disociaciones i de las pérdidas por transmision. Así, cuando los gases contienen igual volúmen de CO i CO₂, la temperatura teórica debiera ser de $2,200^{\circ}$, pero medidas tomadas en la práctica dan solo $1,700^{\circ}$ C. La tabla adjunta da el por ciento de los gases analizados i tomados a diferentes alturas de la columna del horno. Como puede verse hai un gran exceso de aire en las toberas e inmediatamente sobre ellas.

NIVEL	SO ₂	CO ₂	O	CO	N
En las toberas.....	0.4	9.2	7.6	6.7	76.0
20 pulgadas sobre las toberas....	0.6	13.2	3.5	4.7	78.0
34 pulgadas sobre las toberas....	2.2	17.3	1.1	2.9	76.5
12 piés 8 pulg. sobre las toberas..	3.9	21.8	0.7	1.6	71.9

Tomando el calor de fusion total a la temperatura de 343° C., i que el 64% de la carga son escorias, tenemos $343 \times 0.64 = 220^{\circ}$ C., como pérdida por kilo de carga. Con una carga dificilmente fusible ésta podria llegar a 320° C. Tomando en cuenta las calorías absorbidas por las diferentes reacciones del horno, las pérdidas variarian entre 151 i 177 calorías por kilogramo de carga.

En Mansfelt, Alemania, donde se necesita un alto combustible, de sus 1,680 calorías usadas, solo teóricamente se necesitaban 660; estas pérdidas tenian por causa principal la incompleta combustion del coke.

Una puerta de descarga (labio) perfeccionada para el horno de viento.—Arturo Poupin, ilustra con la figura 3 adjunta una nueva puerta de descarga perfeccionada i de uso en Cananea. La abertura en la chaqueta es ancha i queda mui por encima del fondo del labio i este espacio puede llenarse con brasca; éste impide la accion enfriadora que tiene el labio cuando se le coloca inmediata a la chaqueta; ademas con eso se puede con mayor facilidad tener abierta una mayor seccion de escurrimiento.

(1) «The Mineral Industry», pág. 239.

HORNOS REVERBEROS

Características del horno reverbero moderno.—Estas son: 1) dimension en largo i en ancho; 2) un fondo sólido de escoria con cuarzo fundido en él; 3) armadura de acero «conker-plata» para el puente; 4) cargas frecuentes de mineral i de combustible; 5) escurrimiento libre de escoria en lugar del hogar; 6) un baño grande de eje que constantemente se mantiene en el horno para facilitar la distribucion i fusion de la carga, evitando el arreglo de la carga por el uso de rastrillos; 7) un techo grueso de 15 a 20 pulgadas; 8) prácticamente operacion continúa; (9) recuperacion del calor por el empleo de calderas calentadas con el calor desperdiciado; 10) recuperacion del carbon no quemado, cuando el que se usa es carbon flando; calentamiento del aire ántes que entre al horno, haciéndolo pasar por canales que están bajo del horno, al rededor del hogar, de la chimenea; los canales exteriores se han ensayado con malos resultados. Insuflacion forzada por debajo de la parrilla ha fracasado.

Mejoras hechas con relacion a la dimension.—El diagrama de la figura 5 indica que la produccion, el carbon usado i lo limpio de la escoria son funcion del largo del horno.

Así con un horno de 50 piés de largo, la produccion fué de 122 toneladas en 24 horas, la razon entre el carbon i la carga (sin incluir un 5 % de caliza) fué de 1 a 2.75 (o de 36 %), la escoria llevaba 0.5 % de cobre, estas cifras son el resultado de un año de trabajo. Con un horno de 116 piés de largo, la produccion diaria aumentó a 270 toneladas, la razon del carbon a la carga fué de 4.19 o 24 %, la escoria contenia 0.36 % de cobre; esto son resultados de las cifras correspondientes a cuatro años. Las curvas del diagrama indican que con respecto a la economía de carbon, el máximo se ha tenido con un largo de 100 piés, pero con mayores largos se funde mayor cantidad i la escoria es mas limpia.

Este último resultado indudablemente se debe al mayor tiempo i distancia en que en el horno se efectúa la separacion.

L. S. AUSTIN.

(Concluirá)

