

NOTAS SOBRE EL ESTADO ACTUAL

DE LA

METALURJIA TERMO - ELECTRICA EN EUROPA

POR

JUAN BLANQUIER

Ingeniero de minas (U. de Ch.)

PREFACIO

La electrometalurgia i en especial la termoelectrometalurgia, o sea el tratamiento de los minerales al horno eléctrico en vista de obtener los metales correspondientes o bien un producto intermedio de lei elevada, es una industria que está llamada a prestar grandes servicios a la minería nacional.

En efecto, en el centro i sur del pais donde abunda la fuerza motriz hidráulica a proximidad de los yacimientos minerales está indicado el beneficio electro-metalúrgico de los mi-

nerales. A esas rejiones jeneralmente alejadas de la costa, con vias de comunicaciones escasas i dificiles, el carbon de por sí caro en el pais, llega de tal manera sobrecargado con los fletes, que su empleo como ajente metalúrgico i aun como fuente de enerjía mecánica es a todas luces antieconómico. Por otra parte, el trasporte de los minerales hasta los establecimientos metalúrgicos cercanos a la costa o hasta los puertos de embarque resulta igualmente mui costoso, al extremo que la explotacion debe reducirse, casi siempre, a los minerales de alta lei, que son naturalmente los mas escasos i deben abandonarse en los desmontes o dentro de la mina, grandes cantidades de minerales de leyes medianas o bajas, que en otras condiciones serian beneficiables con provecho.

La concentracion mecánica de los minerales con enerjía derivada de las caidas de agua podria en algunos casos solucionar el problema de la explotacion económica de esos yacimientos, pero la combinacion racional de la concentracion con un sistema adecuado de beneficio electrotérmico de los concentrados resolveria completamente, en la mayoría de los casos, el problema en cuestion.

El hecho de que los cursos de agua en las montañas de Chile son de caudal mui variable, no presenta para el caso de la utilizacion de esta enerjía en la metalurgia las desventajas que cuando se trata de utilizarla para fuerza motriz o alumbrado. Un establecimiento electro-metalúrgico puede emplear sin inconvenientes cantidades de enerjía mui variables, mientras que la exigencia primordial en las instalaciones de fuerza i luz es la constancia, o mejor dicho la continuidad, del consumo. De allí que las plantas hidro-eléctricas para fuerza i alumbrado deban, en jeneral, disponer de un estacion auxiliar termo-eléctrica para hacer frente a las necesidades del consumo durante el estiaje i en muchos casos requieren ademas del auxilio de una costosa batería de acumuladores para satisfacer cada dia la demanda de enerjía durante las horas de consumo máximo. Una instalacion hidro-eléctrica que alimenta un establecimiento electro-metalúrgico no debe necesariamente

satisfacer esas exigencias, de manera que en jeneral dispondrá solamente de unidades hidro-eléctricas; por consiguiente los gastos de primera instalacion i esplotacion serán menores i la enerjía jenerada resultará siempre barata.

Como es sabido el costo por HP instalado es menor para una central hidro-eléctrica que utiliza una caída de poco caudal i mucha altura que para una que utiliza una caída de mucho caudal i poca altura; en las montañas chilenas se trata siempre de caídas del primer tipo, esta circunstancia es favorable para realizar instalaciones económicas.

Un establecimiento electro-metalúrgico si bien no exige una cantidad constante de enerjía, requiere en cambio que esa enerjía sea barata; en jeneral puede desarrollarse ventajosamente la industria electro-metalúrgica en aquellas rejiones mineras donde el costo del HP año no pase de cincuenta francos. Estamos convencidos que muchos de los centros mineros del centro i sur del pais están en este caso.

Nos proponemos reunir en lo que sigue las observaciones recojidas en las visitas que hemos practicado a diversos establecimientos electro-metalúrgicos en Europa i completarlas con informaciones obtenidas de otras fuentes de manera de dar una idea del estado actual de la metalurjia termo-eléctrica en Europa.

Los metales que son actualmente objeto de tratamiento industrial al horno eléctrico son: el fierro, el aluminio i el zinc; otros metales como el cobre, el níquel i el estaño han sido tratados al horno eléctrico por via de esperimentacion sin que haya todavía aplicaciones verdaderamente industriales para el beneficio electro-térmico de estos metales, o mejor dicho de sus minerales.

EL FIERRO

El hierro es principalmente el metal que se trata mas por via electro-metalúrgica, ya sea teniendo en vista la reduccion de los minerales para obtener la «fundicion» en el alto horno eléctrico, ya sea para la obtencion del acero o de las ferroaleaciones en hornos eléctricos de diversos tipos.

Nos hemos ocupado en otra parte (1) detenidamente de los altos hornos eléctricos, i a este respecto podemos agregar que fuera de los altos hornos Grönwall mencionados en dicho informe hai tres otros tipos de hornos eléctricos para la reduccion de minerales de hierro, todos ellos actualmente en construccion, son los siguientes:

Un horno Helfenstein en construccion de Domnarvjet (Suecia), para la Compañía siderúrgica Stora Kopabergsberlag, tendrá una potencia de 12,000 HP i una capacidad anual de produccion de 36,000 toneladas de hierro fundido.

Varios hornos Lorentzen en construccion en Notodden (Noruega); podemos dar los siguientes datos sobre estos hornos que me han sido suministrados por el propio inventor Ing. H. BieLorentzen: La sociedad Tynfos Yarnwerk de Notodden ha adquirido sus patentes i construye actualmente un establecimiento electro-térmico para la reduccion de minerales de hierro que constará de cuatro hornos eléctricos monofase Loretzen de 1,600 a 2,000 HP de potencia cada uno; esta instalacion estará en marcha segun se espera a fines del presente año (1912); posteriormente se estenderá la instalacion a diez hornos eléctricos de la misma potencia, nueve de los cuales estarán en funcionamiento continuo i uno de reserva, consumiendo un total 15,000 HP de potencia. La energía eléctrica será suministrada por una planta hidro-eléctrica situada a unos 1,200 metros del establecimiento electro-metalúrgico, en forma de corriente trifase a 5,000 volts i 50 perio-

(1) La fundicion eléctrica de minerales de hierro en Suecia. «Boletin de la Sociedad Nacional de Minería», 1912.

dos, esta corriente será transformada en monofase a bajo potencial para el servicio de los hornos eléctricos. El horno Lorentzen se compone de un crisol rectangular, construido con ladrillos refractarios, i cuyo fondo es conductor; superiormente lleva un gran electrodo de carbon de seccion rectangular alargada rodeado de una chaqueta de agua; dos mangas inclinadas que contienen el mineral por tratar desembocan en el crisol a ámbos lados del electrodo central, estas mangas están mantenidas en posicion por una construccion metálica, i sus estremidades que penetran en el crisol se apoyan sobre las paredes longitudinales del mismo i sobre la chaqueta de agua que rodea el electrodo; esta disposicion suprime casi totalmente la bóveda del crisol. Los gases que se desarrollan en el crisol durante la operacion se escapan al traves del mineral contenido en las mangas, i se recojen en la parte superior de ellas por medio de un colector de gases. La disposicion inclinada de las mangas tiene por objeto hacer que la carga a su entrada en el crisol se acumule en torno del electrodo, esta circunstancia favorece la marcha regular de la operacion, como se ha podido observar en los hornos de carburo de calcio i ferro-aleaciones, en los cuales se cargan los materiales a mano, tratando de acumularlos i comprimirlos alrededor del electrodo.

Un horno eléctrico Keller en construccion en Darfos (Alta Italia) para la sociedad anónima electro-metalúrgica de Darfes tendrá 5,000 HP de potencia i una capacidad aproximada de 15,000 toneladas de fundicion al año.

Existen ademas en Estados Unidos dos pequeños establecimientos electro-metalúrgicos, para la reduccion de minerales de fierro, que emplean hornos Heroult.

La fabricacion del ACERO i de las FERRO-ALEACIONES al horno eléctrico es, puede decirse, la forma mas desarrollada de la electro-siderurjia; son numerosos los procedimientos i tipos de hornos que se emplean en esta industria; a saber:

El procedimiento Stassano emplea un horno que se compone

esencialmente de: una envoltura metálica de forma cilíndrica terminada en su parte superior por un tronco de cono i revestida interiormente de un material refractario que constituye por sí la cámara de fusion de forma cilíndrica o poligonal terminada superiormente por una bóveda semi-esférica del mismo material.

Los electrodos de carbon de seccion circular i en número de tres penetran en la cámara de fusion por otras tantas aberturas practicadas en las paredes i concurren al centro de la misma. La corriente eléctrica pasando de un electrodo al otro forma el arco voltaico que se mantiene a cierta distancia del piso del horno. Sobre cada una de las aberturas que dejan pasar los electrodos se encuentran fijados esterioresmente a la envoltura metálica otros cilindros de fierro a doble pared destinados a contener i guiar los electrodos, los cuales por medio de abrazaderas de fierro están ligados a las barras metálicas que reciben la corriente eléctrica por intermedio de cables flexibles de cobre. En el espacio comprendido entre la doble pared de los cilindros guias se hace circular una corriente de agua fria, que tiene por objeto refrijerar la conexion del electrodo con la barra metálica que trae la corriente i asegurar entre ámbos un buen contacto eléctrico. Sobre cada uno de los cilindros mencionados se encuentra un cilindro hidráulico a piston, éste se mueve arrastrando en su carrera el electrodo correspondiente.

Tres aberturas: una a nivel del plan, otra a media altura i otra en la bóveda del horno sirven respectivamente de agujero de colada; puerta de carga i salida de los gases que se producen durante las reacciones que tienen lugar en la cámara de fusion; dichos gases, ántes de salir a la atmósfera, pasan mediante un conducto metálico por una cerradura hidráulica que asegura la hermeticidad de la cámara de fusion.

Para el caso que las materias tratadas necesiten agitarse para facilitar o activar las reacciones químicas, el horno está provisto de un dispositivo mecánico simple e ingenioso, que permite una viva agitacion de las masas en tratamiento sin

hacer jirar el cuerpo del horno. El hecho de que el horno no jire tiene su importancia porque simplifica notablemente las distribuciones del agua para la refrigeración i comando de los electrodos, como asimismo las conexiones eléctricas. El mecanismo citado, que constituye la última mejora introducida en el horno por su inventor, se compone en principio de una suspensión Cardan sobre la que descansa el cuerpo del horno; el movimiento oscilatorio, según los dos ejes perpendiculares de la suspensión, viene comunicado al cuerpo del horno por intermedio de una rótula situada en su base i un sistema de dos ruedas dentadas movidas por un pequeño motor eléctrico.

Para inclinar el horno en el momento de las cargas i de las coladas se dispone de un pistón hidráulico que obrando exteriormente sobre el fondo del horno lo hace jirar en torno de un eje horizontal.

Al final de este informe se encontrará un plano detallado del horno descrito i sus accesorios.

En una palabra, este horno se compone de un espacio herméticamente cerrado, en el interior del cual un arco voltaico irradia el calor a una altísima temperatura.

Las ventajas que presenta el horno Stassano pueden resumirse como sigue: Completa hermeticidad de la cámara de fusión que permite trabajar sin ningún temor de la influencia oxidante del aire atmosférico; del mismo modo no existe el temor que el material de los electrodos introduzca impurezas o haga sentir su acción reductora sobre la carga, puesto que el arco voltaico se produce fuera del contacto del baño; se obtiene buena agitación de las masas en tratamiento con pequeño consumo de energía mecánica; mucha regularidad en el consumo de energía eléctrica puesto que el arco voltaico no está influenciado por las variaciones de la composición o del estado físico de la carga, esta circunstancia hace que el horno Stassano pueda tomar su energía de una red de distribución cualquiera sin someterla a variaciones bruscas de consumo; además, como el horno utiliza corriente trifase es siempre posible obtener por transformación estática la corriente a

bajo voltaje requerida para la alimentacion del horno cuando se dispone de una trasmision cualquiera trifase a alto potencial; el $\cos \varphi$ del horno es elevado gracias a que no hai masas inductivas dentro del campo del circuito de alimentacion.

Los inconvenientes que presenta el horno que nos ocupa son los siguientes: revestimiento refractario costoso (ladrillos de magnesita), espuesto directamente en su casi totalidad al calor irradiado por el arco voltaico, de donde se sigue un costo relativamente grande de mantenimiento del revestimiento; consumo bastante elevado de energía eléctrica para realizar las operaciones metalúrgicas deseadas, pues la carga recibe calor por radiacion solamente; consumo de electrodos en jeneral superior a los otros tipos de hornos eléctricos, pues debido a la disposicion inclinada de los electrodos en el horno Stassano están mas espuestos a quebrarse que los electrodos verticales.

Damos a continuacion una reseña de las instalaciones de hornos eléctricos Stassano, deteniéndonos especialmente en aquellas que hemos visitado i estudiado.

En Turin, guiado por el propio señor Stassano, visitamos la instalacion de hornos eléctricos de la Oficina de Construcciones de Artillería, dependiente del Ministerio de la Guerra; tal instalacion consta de dos hornos eléctricos de 150 Kw. de potencia cada uno; uno de ellos está de reserva i el otro en funcionamiento continuo, marchan con corriente trifase derivada de la distribucion urbana de Turin perteneciente a la Sociedad de Electricidad Alta Italia.

La corriente a alta tension llega a la Oficina por medio de un cable trifilar subterráneo a 3,000 volts i 50 períodos, la que por intermedio de un transformador estático viene entregada al horno a un potencial de 80 volts i la misma periodicidad.

La instalacion puesta en marcha en 1903, funciona regularmente hasta ahora i está destinada a producir acero de composicion físico-química determinada que se emplea en la fabricacion de proyectiles de artillería de calibre medio i pequeño.

He aquí algunos datos referentes a la marcha del horno. La producción normal de un horno es de dos i media toneladas de acero al día; el rendimiento térmico pasa de 65 % según determinaciones experimentales; la pérdida de calor más importante es debida a la refrigeración de los electrodos; durante la fusión la temperatura de la envoltura exterior del horno no pasa de 100 grados.

Las materias primas utilizadas son: los *ribbons* (desechos) de fierro i acero de todas procedencias, ferro-manganeso, ferro-silicio i mineral de fierro. Los productos finales son aceros con cantidades variables de manganeso, silicio, níquel i cromo, destinados como se ha dicho a la fabricación de proyectiles i en los cuales las leyes en azufre i fósforo varían respectivamente de 0.03 a 0.05 i 0.04 a 0.07 %.

El consumo de energía es de 1,000 a 1,100 Kw. horas por tonelada de acero producido.

Otra característica del horno digna de notarse es que el consumo de energía eléctrica durante la operación es sensiblemente constante i no ocurren golpes de corriente, lo que permite servirse sin inconveniente de la red de distribución de la ciudad.

La Fonderia Milanese di Acciao posee una instalación de dos hornos eléctricos Stassano que hemos podido estudiar con detención durante nuestra estadía en Milan.

Esta instalación se encuentra conectada con la red de distribución de la Sociedad Edison de Milan que suministra luz i fuerza motriz eléctrica a la ciudad. La Fondería Milanese recibe de la red de distribución corriente trifase a 3,600 volts i 42 períodos, la transforma por medio de tres transformadores estáticos de 250 Kw. de capacidad cada uno, a 120 volts. Entre la línea a alta tensión i los transformadores existe, fuera de los accesorios ordinarios, un interruptor que se puede manejar desde el tablero de comando de los hornos.

De los secundarios de los transformadores (dos de los cuales trabajan en paralelo i uno de reserva), parten tres conduc-

tores formados de tres barras de cobre de 600 milímetros cuadrados de seccion que conducen la corriente al tablero de los hornos. La densidad de corriente en tales conductores es 2 amperes por milímetro cuadrado.

El tablero de los hornos (Fotog. 1) comprende tres interruptores i tres amperímetros, uno para cada fase, un voltmetro que puede conectarse entre dos fases cualesquiera i un wattmetro registrador. Los tres interruptores citados no se utilizan para desconectar el horno, a causa del gran amperaje que pasa por ellos, para este fin se hace uso del interruptor montado sobre la línea alta tension que hemos citado anteriormente.

Los conductores que llevan la corriente del cuadro a los hornos (10 a 15 metros de distancia) son barras de cobre desnudas alojadas en un canal subterráneo, por el mismo van hasta los hornos conductores del agua de refrigeracion de que hablaremos mas adelante.

Debajo de cada horno hai un pozo de albañilería, que sirve de fundacion, donde llegan los conductores, los que terminan en tres toma-corrientes situados debajo de cada uno de los electrodos, la union eléctrica entre éstos i aquéllos se hace por medio de tres conductores flexibles de una seccion total de 500 milímetros cuadrados i formados de finos alambres de cobre de 6 milímetros de diámetro.

Las instalaciones accesorias de los hornos comprenden:

- 1) La refrigeracion de los electrodos que se obtiene por medio del agua que circula entre la doble pared del cilindro de cada electrodo. El agua viene de dos depósitos situados a seis metros de altura sobre el nivel de los hornos, por intermedio de una cañería de 38 milímetros de diámetro de la cual arrancan tres ramas de 18 milímetros que conducen el agua a los respectivos electrodos. La circulacion del agua de refrigeracion debe ser continua pues cualesquiera interrupcion produce la quemadura de los cilindros porta-electrodos, en vista de lo cual se ha hecho una doble instalacion para proveer el agua, una de ellas está siempre de reserva, i pronta a funcionar. El

agua a la salida de los cilindros porta-electrodos, se recibe en tres embudos que la conducen a un canal subterráneo i de allí a un estanque al nivel del suelo. El consumo total de agua de refrigeración es de 80 litros por minuto i experimenta un aumento de temperatura de 12 grados. En estas condiciones, que son las mas convenientes para la buena marcha del horno, la refrigeración consume el 30 % de la energía absorbida por el horno, segun las determinaciones hechas por el ingeniero Miani a cargo de la instalación.

2) El movimiento de los electrodos se obtiene por intermedio del agua bajo presión, producida por una bomba que se alimenta en el estanque citado i la comprime dentro de un depósito hidro-pneumático hasta 8 atmósferas. El agua bajo presión va a un distribuidor, situado delante del cuadro eléctrico, que se compone de tres llaves de cinco vías i de los respectivos tubos que conducen el agua hasta los cilindros hidráulicos situados sobre los electrodos. El operario a cargo del tablero, acciona las llaves del distribuidor i envía el agua bajo presión a los cilindros hidráulicos delante o detras del émbolo, con lo que se obtiene el movimiento requerido de los electrodos; el operario se guía por las indicaciones de los amperímetros para efectuar la maniobra de los electrodos variando su distancia relativa de manera de mantener el amperaje constante e igual para las tres fases del circuito.

3) La oscilación del horno se logra de la siguiente manera: el cuerpo del horno descansa sobre tres puntos, dos de ellos son fijos, el tercero es el vástago del émbolo de un cilindro hidráulico que recibe agua a 50 atmósferas de presión, por intermedio de una válvula movida a mano situada en la proximidad del horno.

El agua a 50 atmósferas se obtiene por medio de una bomba de doble efecto i un acumulador hidráulico. Esta bomba i la citada en acápite 2) son accionadas por un mismo motor eléctrico de 8 HP de potencia, i están provistas de dispositivos que interrumpen automáticamente su funcionamiento.

to cuando se han alcanzado las presiones requeridas en los depósitos respectivos.

Se hace oscilar el horno, accionando el cilindro hidráulico citado, en el momento de la escorificación i de la colada; en el primer caso se inclina hácia la boca de carga, por la que se estrae la escoria, en el segundo caso hácia el agujero de colada.

Tres hombres hacen el servicio completo de un horno, dos de ellos se ocupan de las operaciones metalúrgicas propiamente dichas; carga, escorificación, colada, etc.; el tercero es el electricista que comanda los electrodos desde el tablero. Los dos primeros ganan 4 francos al día, el último 6 francos.

Los electrodos son de carbon, fabricados por la Sociedad Electro-carbono de Roma, tienen 1,300 milímetros de largo i 90 milímetros de diámetro, reciben normalmente una densidad de corriente de 1 ampere por cada 6 milímetros cuadrados de sección i duran por término medio 20 horas cada uno.

El revestimiento refractario del horno está formado como sigue: las paredes en su parte inferior hasta el nivel del baño metálico i la bóveda son de ladrillos de magnesita, el pian i la parte superior de las paredes libres del contacto del baño están formadas de una calza de dolomita calcinada, el revestimiento dura jeneralmente tres semanas durante las cuales se hacen unas 70 coladas de una tonelada cada una. Los ladrillos de magnesita valen fr. 0,95 cada uno, i se vuelve a utilizar un tercio de los ladrillos cuando se renueva el revestimiento de un horno.

Para la puesta en marcha de un horno nuevo se le somete previamente a un calentamiento gradual con leña i carbon que dura 20 horas; en seguida se hace el calentamiento eléctrico gradual durante 15 horas para hacer por fin la carga.

Se hacen dos clases de cargas, a saber:

Carga fria compuesta de 1,000 Kg. de riblons de fierro i acero; la operacion completa dura; hasta obtener el producto final, cinco horas próximamente. Se interrumpe la corriente

una media hora para reparar el plan del horno i hacer la carga siguiente:

Carga líquida compuesta de 800 a 1,000 kg. de acero fundido proveniente del convertidor Robert; la operacion dura en este caso $1\frac{3}{4}$ hora solamente.

El producto final que se prepara jeneralmente es un acero de la siguiente composicion:

C.....	0.25 a 0.3 %
Mn.	0.8 %
Si.	0.3 %
Ph _{max}	0.04 %
S _{max}	0.02 %

que se destina a la colada de piezas de máquinas, automóviles, etc.

La temperatura del metal cuando sale del horno se estima en 2,000 grados i es sumamente fluido; como pude verificarlo en una de las coladas que presencié, en que se amoldaron de una sola vez 85 piezas diferentes algunas de ellas mui finas i complicadas.

El consumo de enerjía eléctrica varia de 900 a 1,000 Kw. horas por tonelada de acero obtenido, partiendo de una carga fria i segun sea la calidad de los riblons usados; se alcanza un consumo mínimo de 800 Kw. horas cuando los riblons son de buena calidad, es decir, que son de fierro dulce i no están oxidados.

Con carga líquida el consumo es solo de 250 Kw. horas por tonelada de acero producido.

Se podria tratar tambien en el horno la fundicion en vista de obtener el acero de la composicion indicada mas arriba; pero no se hace por cuanto el consumo de enerjía es mucho mayor siendo mas largo el tiempo requerido para afinar la fundicion.

El amperaje varia durante la marcha entre 1,000 i 1,200 amperes por fase, la tension se mantiene entre 110 i 120 volts.

El consumo de energía en el horno es muy regular, no se producen golpes de corriente, se notan algunas oscilaciones mas o menos amplias del amperaje solo durante las cargas i las adiciones, a causa del desprendimiento de gases que se origina por efecto de las reacciones químicas que son entonces mas vivas.

El precio de la energía eléctrica es de fr. 0.05 el Kw. hora o sean Frs. 430 el Kw. año.

La instalacion de hornos eléctricos de la Fondería Milanesa funciona regularmente desde hace un año con magníficos resultados técnicos i económicos.

De la marcha industrial de los hornos eléctricos Stassano descritos i otros establecidos en Italia i en el extranjero para la fabricacion del acero, se deducen los siguientes datos relativos al consumo de electrodos, revestimiento refractario i mano de obra: El consumo de electrodos de carbon no pasa de 10 Kg. por tonelada de acero producido; el gasto de revestimiento refractario alcanza en término medio a 10 francos por tonelada de producto i solo en casos especiales, cuando se persigue una afinacion muy perfecta del acero, puede alcanzar a 15 francos por tonelada; tres operarios bastan para el completo manejo de un horno hasta de 300 HP de potencia; un horno de 1,000 HP requiere el servicio de cinco operarios.

Acompañamos algunas fotografías tomadas durante nuestra estadía en la Fondería Milanese di Acciaio:

Fotog. 1. Cuadro eléctrico i comando hidráulico de los electrodos.

Fotog. 2. Los dos hornos eléctricos, el de adelante en marcha, el del fondo en reparación.

Fotog. 3. Hornos eléctricos i taller de fundicion eléctrica en el fondo.

Fotog. 4. Horno eléctrico en marcha visto de la puerta de carga.

Fotog. 5. Horno eléctrico en marcha durante la escoriificacion.

Fotog. 6. Horno eléctrico en marcha visto del agujero de colada.

Fotog. 7. Horno eléctrico en marcha durante una carga líquida.

Otros hornos eléctricos Stassano para la fabricación del acero se encuentran instalados en:

Elba, la Sociedad de Miniere de Alti Forni de Portoferraio, trabaja desde el mes de Mayo de 1911 con un horno eléctrico de 250 Kw. i está instalando otro de 1,000 Kw. de potencia para 10 toneladas de carga.

Austria, la Leopold Gasser de St. Polsen, cerca de Viena, tiene en funcionamiento dos hornos eléctricos de 250 Kw. cada uno desde Agosto de 1909.

Alemania, la Rheinische Elektrostahl Werke de Bonn trabaja desde Enero de 1908 con dos hornos de 250 Kw. de potencia i 1,000 Kg. de carga cada uno.

En Rusia e Inglaterra, la Oetien Gesellschaft de Odesa i la Electr-flex Steel C.^a de New Castle, instalan respectivamente uno i dos hornos eléctricos Stassano de 250 Kw. de potencia cada uno.

Procedimiento Keller.—El horno Keller en su forma mas sencilla i reciente se compone esencialmente de un crisol réfractario de fondo conductor, cubierto por una bóveda igualmente refractaria que deja pasar un electrodo de carbon. Está alimentado por un jenerador de corriente monofase cuyos polos están conectados: uno con el electrodo superior de carbon i el otro con el fondo conductor del crisol. Este tiene forma rectangular de esquinas ochavadas, está blindado exteriormente con planchas i armadura de fierro, lleva dos puertas de trabajo i una de colada cuyos marcos de fierro están refrigerados por una corriente de agua; interiormente el crisol está formado de albañilería refractaria, la que está revestida en las partes en contacto con el baño de un pisoneado de magnetita; el horno puede oscilar para efectuar las coladas en torno de un eje horizontal con ayuda de un piston hidráulico.

La bóveda es independiente del crisol, está construida con ladrillos refractarios que se apoyan en un marco periférico de fierro i está provista en su centro de una abertura rectangular que deja pasar el electrodo; éste está rodeado a su paso por la bóveda de una chaqueta de agua de forma anular. (Véase Figura 1.)

Las partes típicas del horno Keller son: la construcción del fondo conductor del crisol i el contacto eléctrico del electrodo superior. El fondo conductor es un relleno armado formado de barras de fierro entre las cuales se encuentra un piso-neado de magnesita; esta última se vuelve conductora de la electricidad con el calor, de manera que cuando el horno está en marcha todo el fondo del crisol es conductor de la electricidad. Para la construcción del fondo del crisol, se dispone verticalmente un cierto número de barras de fierro de 25 a 30 milímetros de diámetro, distantes entre sí de 25 a 30 milímetros, las que están reunidas inferiormente a una placa de fierro. Entre las barras se coloca en caliente magnesita pulverizada que se apisona fuertemente hasta rechazo, de manera a obtener un todo muy compacto i de gran resistencia mecánica; el fondo así construido es un cuerpo paralelepípedo de sección rectangular alargada que es conductor en frío gracias a las barras de fierro i en caliente es conductor en toda su sección gracias a que la magnesita adquiere esa propiedad a alta temperatura. La placa metálica inferior que reúne las barras, está enfriada con una corriente de agua fría i viene conectada a uno de los polos del generador. La resistencia que opone el fondo conductor al paso de la corriente es mínima debido a su buena conductibilidad i gran sección; la resistencia mecánica i durabilidad del mismo son por demás satisfactorios; la práctica ha comprobado que puede servir varios años sin sufrir alteraciones importantes; cuando sufre algunos deterioros en su superficie, que está en contacto con el metal fundido, se le repara con una masa pastosa formada de magnesita pulverizada i trocitos de fierro aglomerados con algo de al-

quitran; esta mezcla tiene las mismas propiedades conductoras del fondo primitivo.

El contacto eléctrico del electrodo superior que constituye la otra característica del horno Keller, tiene en vista: asegurar un contacto eléctrico perfecto, utilizar el electrodo tan completamente como sea posible i suprimir los cables conductores de la corriente, que son incómodos para el trabajo, al mismo tiempo que asegura un movimiento amplio de traslación del electrodo en el sentido de su eje longitudinal. Monsieur Keller ha realizado estas exigencias de la siguiente manera:

La corriente viene por un cierto número de anchas láminas de cobre que terminan en «aa» Figura 2, de allí sigue por dos haces de láminas delgadas i flexibles de cobre «bb» que se apoyan sobre un vástago de fierro «cc»; los dos haces «bb» están unidos en su parte inferior con una pieza de cobre «dd», refrigerada interiormente por una corriente de agua que circula por dos tubos de acero, como se ve en la Fig. 2; la parte inferior ensanchada de la pieza «dd» se aloja en una cavidad que se practica en el electrodo i se asegura la solidaridad i el contacto eléctrico entre ámbos rellenando el instersticio con fierro fundido.

El conjunto está soportado por el vástago de fierro «ce» al que se imprime a voluntad un movimiento de traslación vertical; él arrastra en su movimiento al electrodo al mismo tiempo que los haces «bb» se plegan sobre sí mismos.

Este dispositivo permite hacer pasar el electrodo todo al través de la bóveda del horno i dejarlo que se consuma hasta que quede reducido a un trozo de 30 cms. de largo solamente, de esta manera se logra utilizar hasta el 80 % de la longitud total del electrodo; una vez consumido éste se le reemplaza por otro en pocos minutos. La pieza «dd» del electrodo consumido se separa para utilizarla nuevamente.

Analicemos las ventajas e inconvenientes que presenta el horno Keller. Entre las primeras figuran: La gran durabilidad i buena conductibilidad a todas las temperaturas del fon-

do del crisol, esto permite encender con facilidad el horno; el buen aprovechamiento de los electrodos gracias a la conexión eléctrica descrita mas arriba; calentamiento uniforme de la carga a causa de encontrarse totalmente atravesada por la corriente, esta misma circunstancia en virtud del campo magnético; originado por la corriente, da lugar a una agitacion del baño que favorece las reacciones químicas; la bóveda del horno se conserva bien porque no está demasiado espuesta a la accion destructora del calor.

Los inconvenientes pueden resumirse como sigue: La conduccion inferior de la corriente hasta el fondo del crisol significa alguna complicacion en la construccion; el voltaje aplicable al horno es relativamente bajo, lo que significa mayor costo de los conductores que llevan la corriente hasta el horno; la armadura exterior está sometida a la influencia del campo magnético producido por la corriente que atraviesa el horno, i si no se toman precauciones en la construccion de dicha armadura (estableciendo cortaduras en el metal para hacer el conjunto anti-inductivo), se corre el riesgo de hacer bajar considerablemente el factor de potencia $\cos \varphi$; sin embargo, adoptando una corriente de baja frecuencia (20 períodos por ejemplo) i tomando las precauciones antedichas se llega a obtener un factor de potencia mui elevado que se acerca a 1.

Monsieur Keller ha patentado igualmente un horno con dos o mas electrodos verticales, que sirven a la entrada i a la salida de la corriente, sin que el crisol esté provisto de un fondo conductor. Un horno de este tipo se encuentra en funcionamiento desde 1905 en las usinas de Unieux (Francia); está provisto de 4 electrodos de dos en dos en paralelo sobre cada una de las bornas de un jenerador monofase; su potencia es de 1,000 Kw. i tiene una capacidad de 8 a 10 toneladas de carga.

Por fin una tercera patente de Mr. Keller recae sobre un horno llamado de capacidades separadas; este horno es mas bien un perfeccionamiento del que acabamos de describir, que consiste en colocar cada electrodo o serie de electrodos de

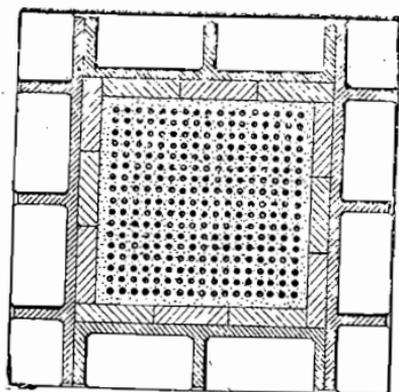
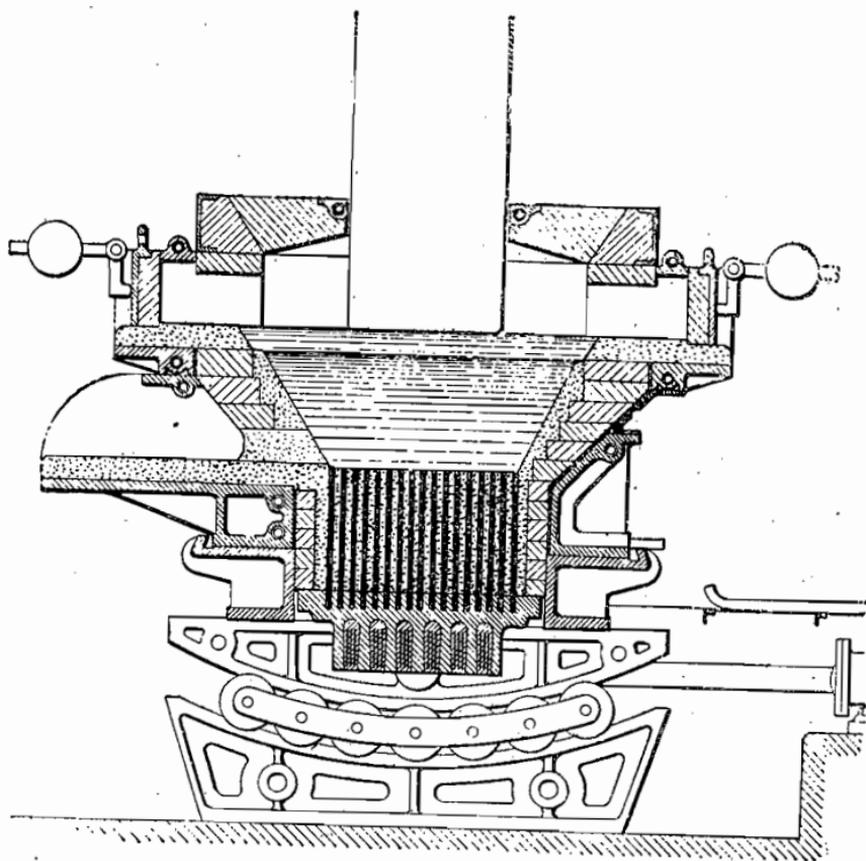


FIG. 1.—Horno Keller de crisol conductor.

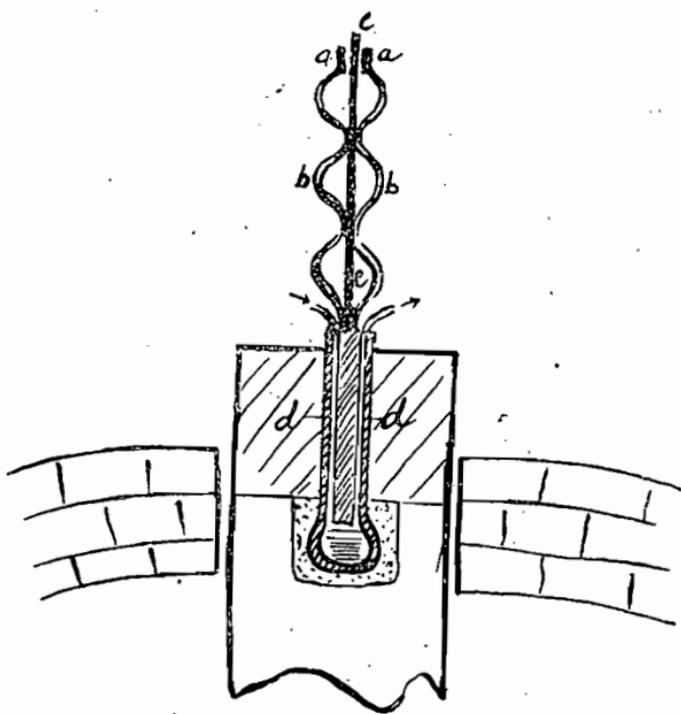


FIG. 2.—Contacto eléctrico entre electrodo i conductores en el Horno Keller.

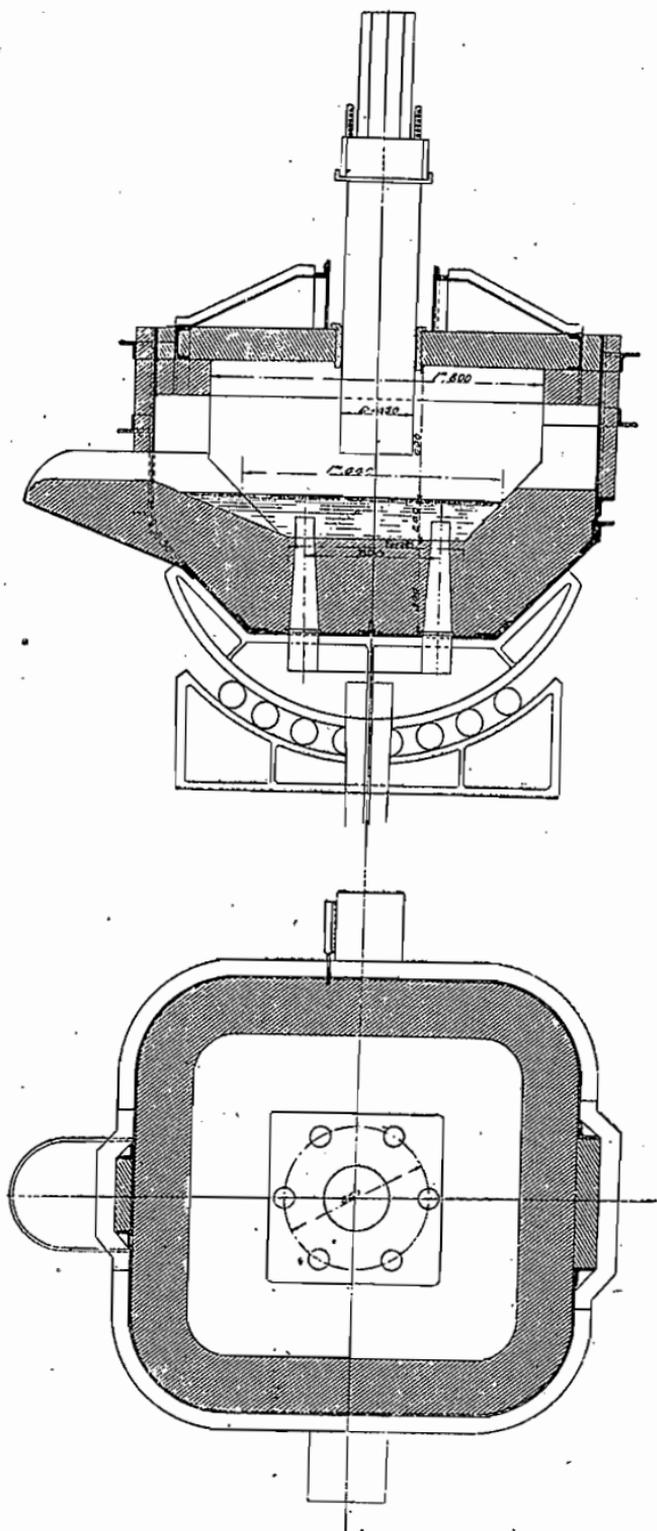


FIG. 3.—Horno Girod a un electrodo.

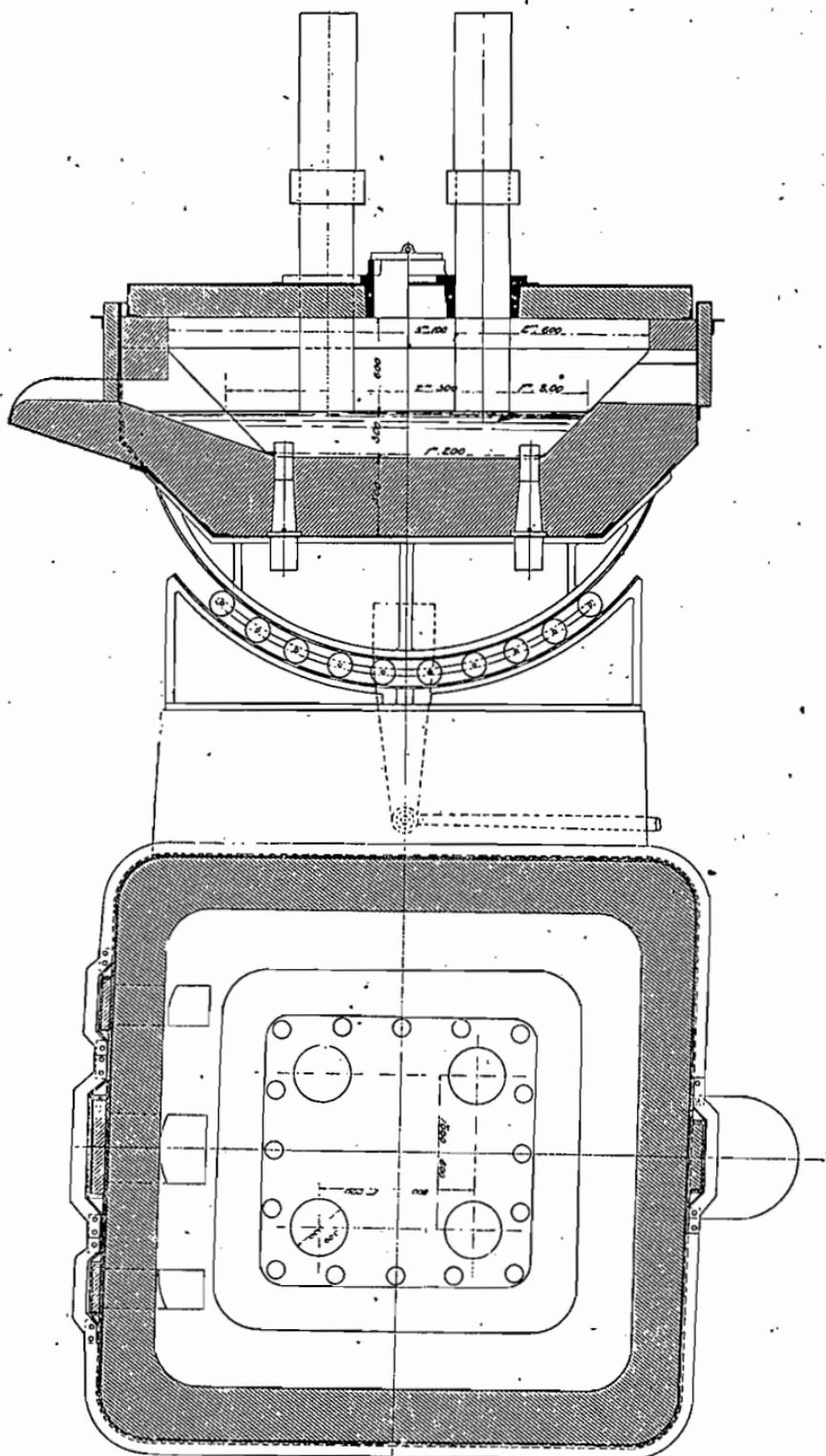


FIG. 4.—Horno Girod a cuatro electrodos.

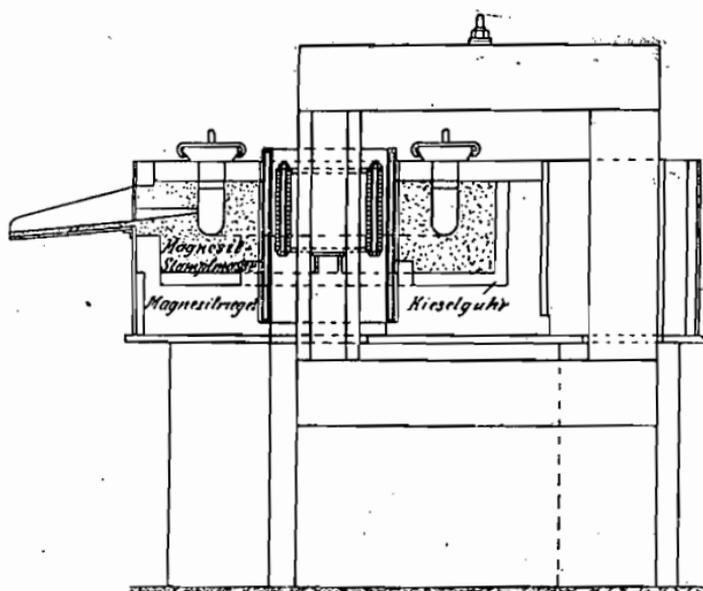


Fig. 6.

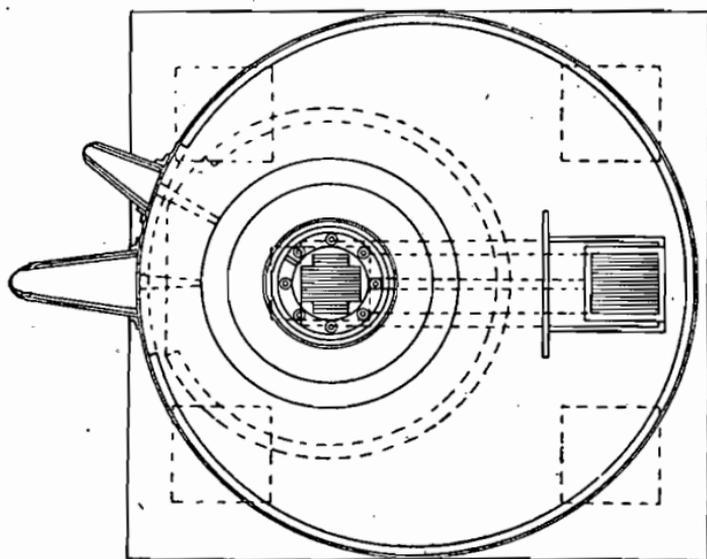


Fig. 7.

FIGS. 6 i 7.—Cortes del Horno a induccion Kjellin.

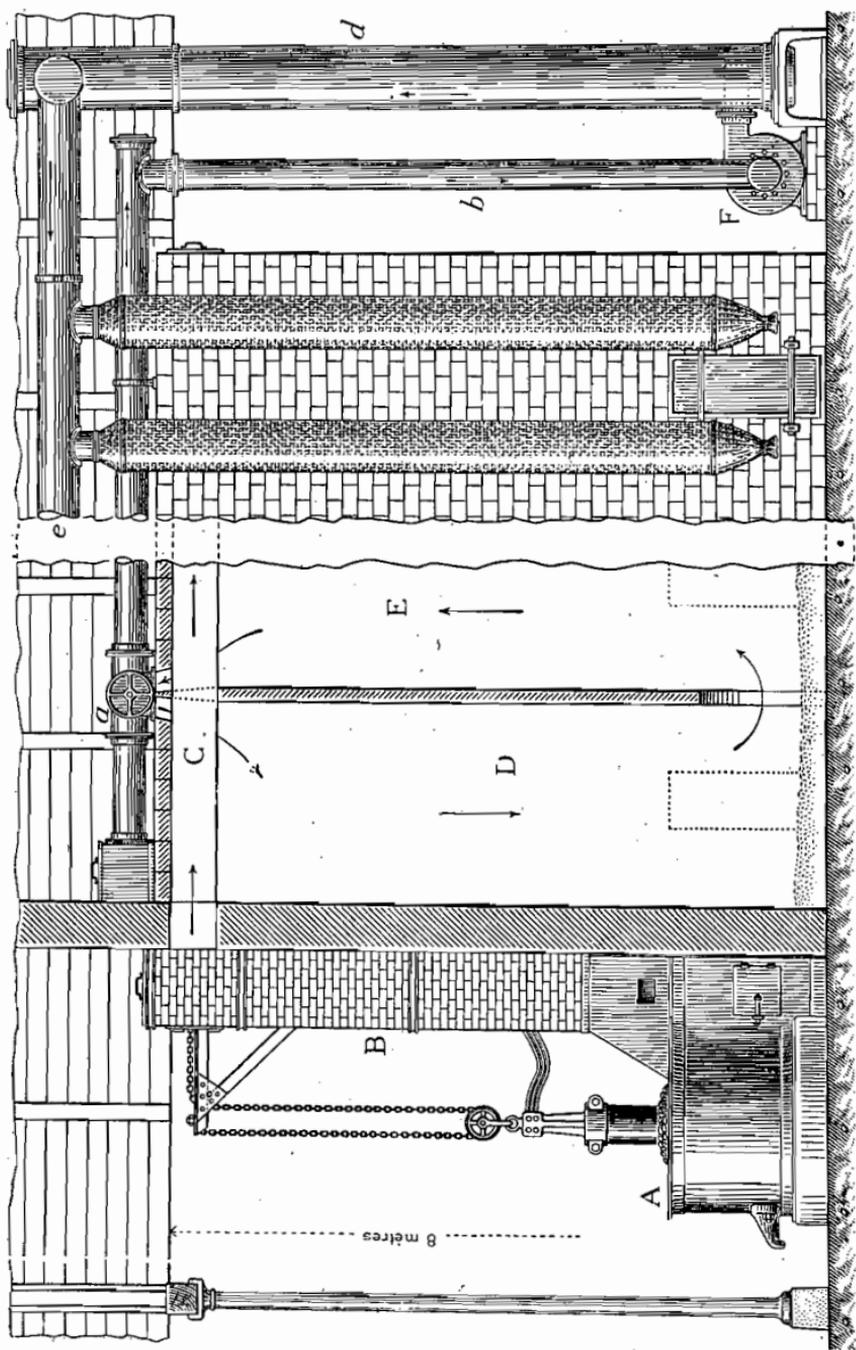
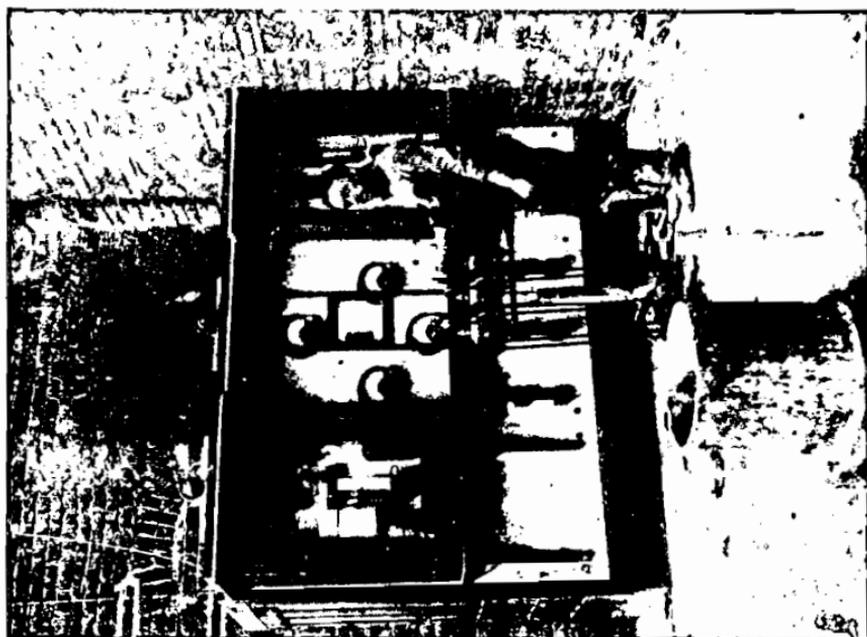
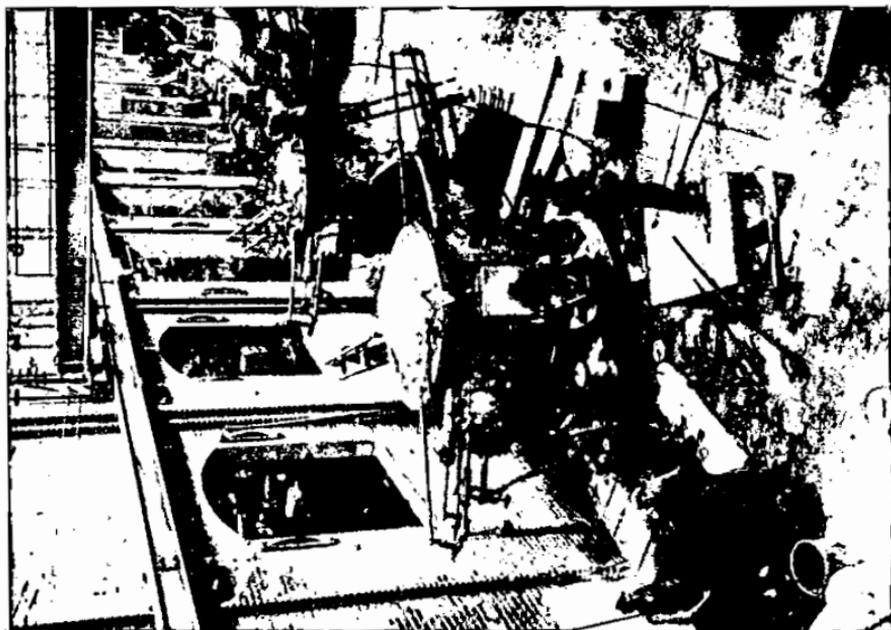
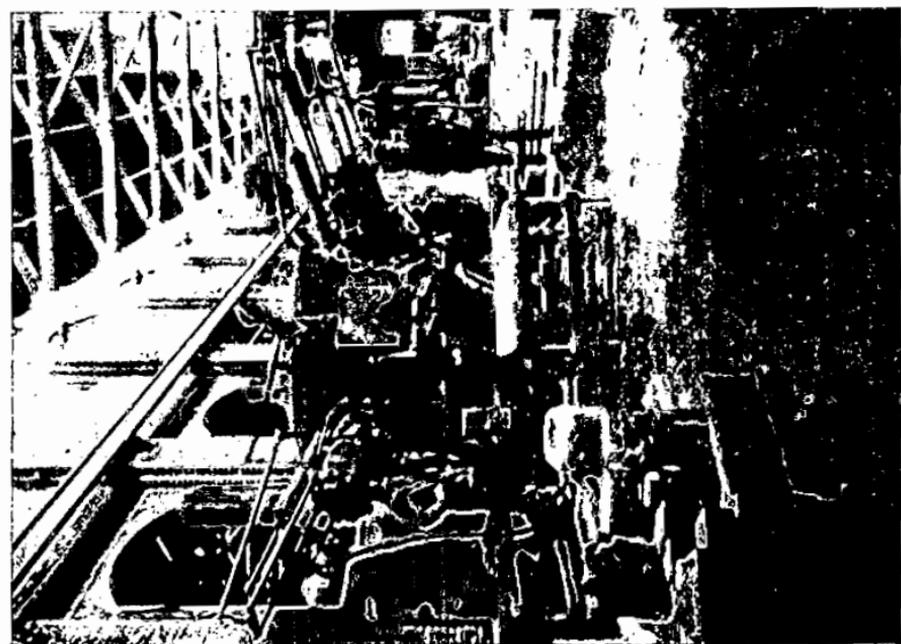
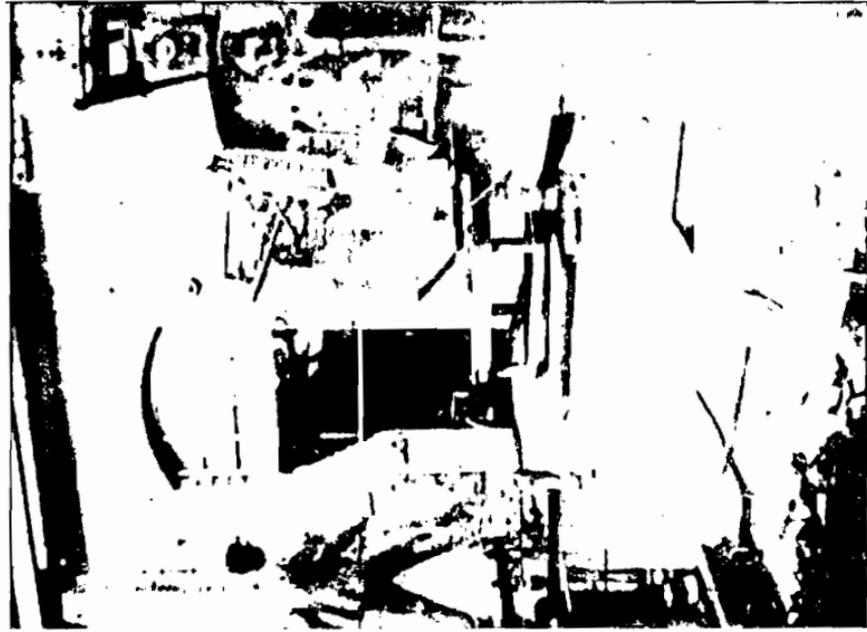


Fig. 10.—Esquema de una instalación completa para el tratamiento electro-térmico de los minerales de zinc.



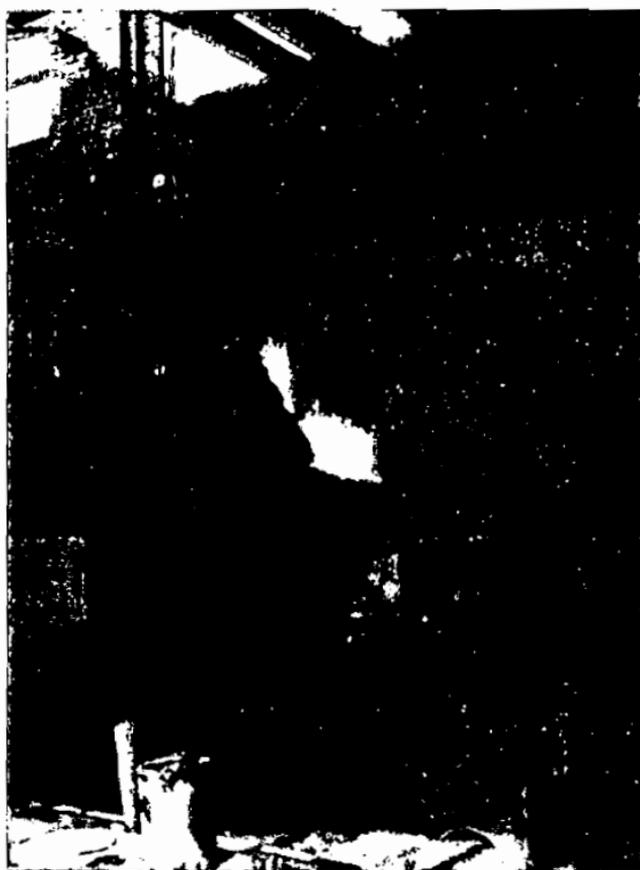




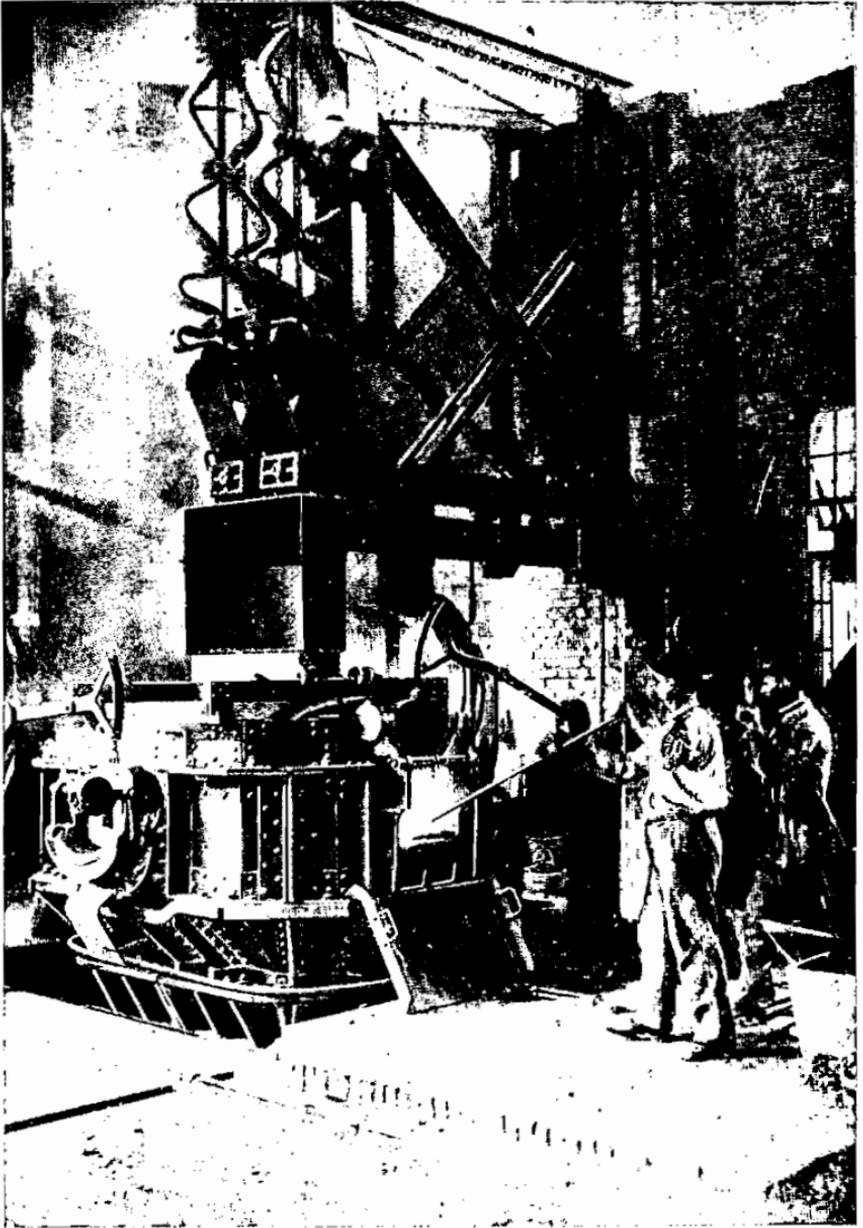
Fotografía 5.—Horno Stassano en marcha durante la



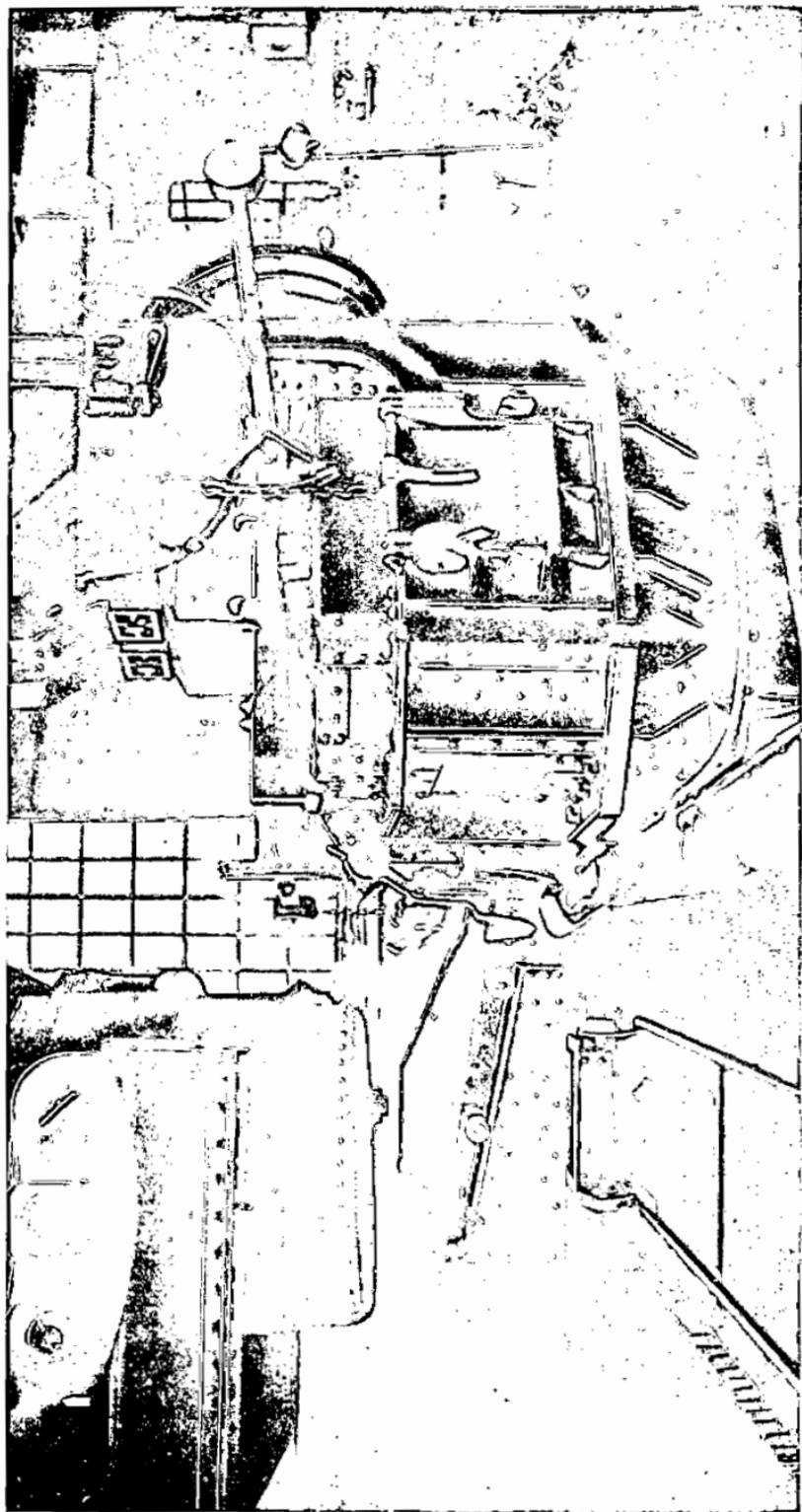
Fotografía 6.—Horno Stassano en marcha visto del agujero



Fotografía. 7.—Horno Satssano, durante una carga líquida.



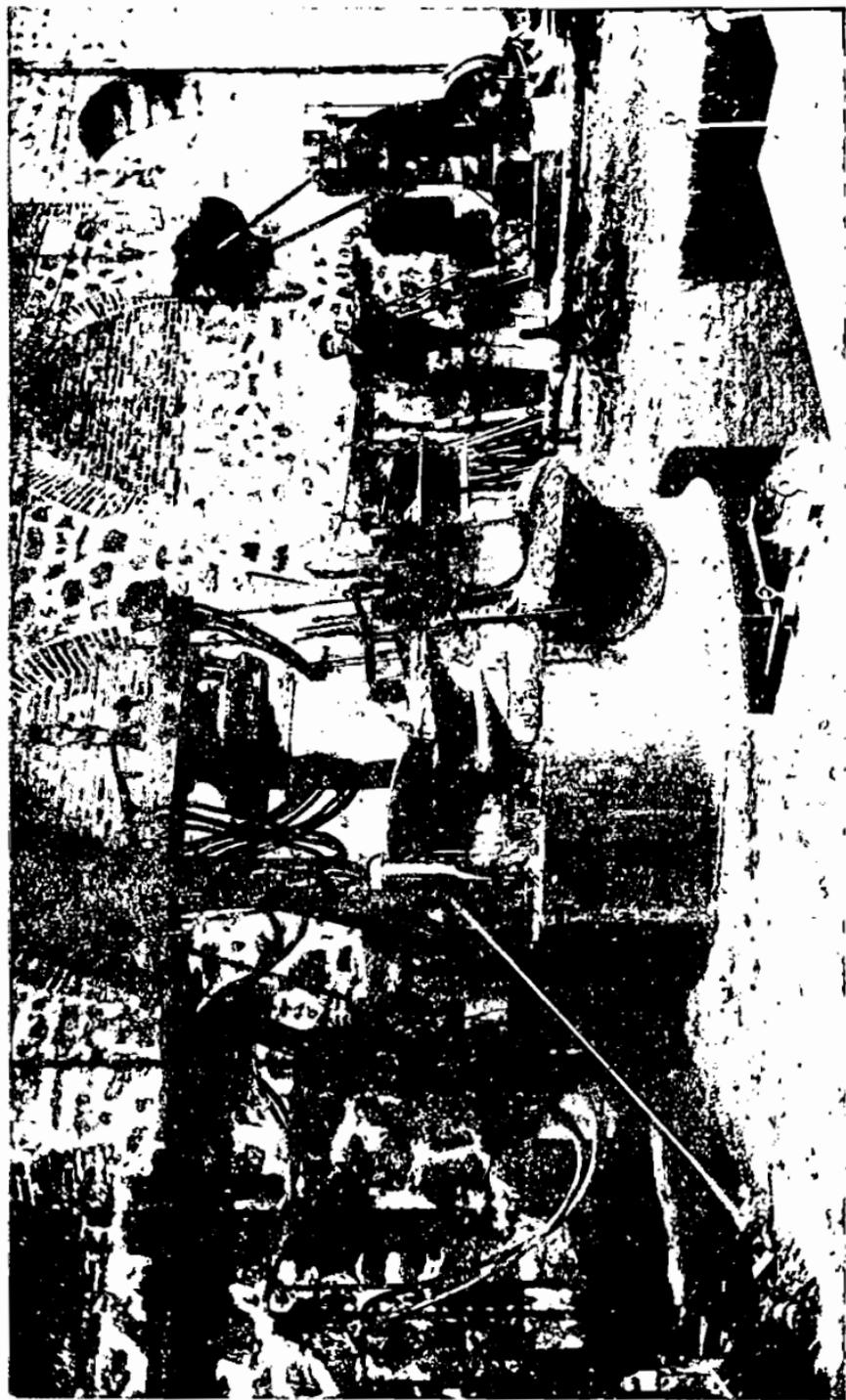
Fotografía 8.—Horno Keller de 2½ toneladas de capacidad en marcha.



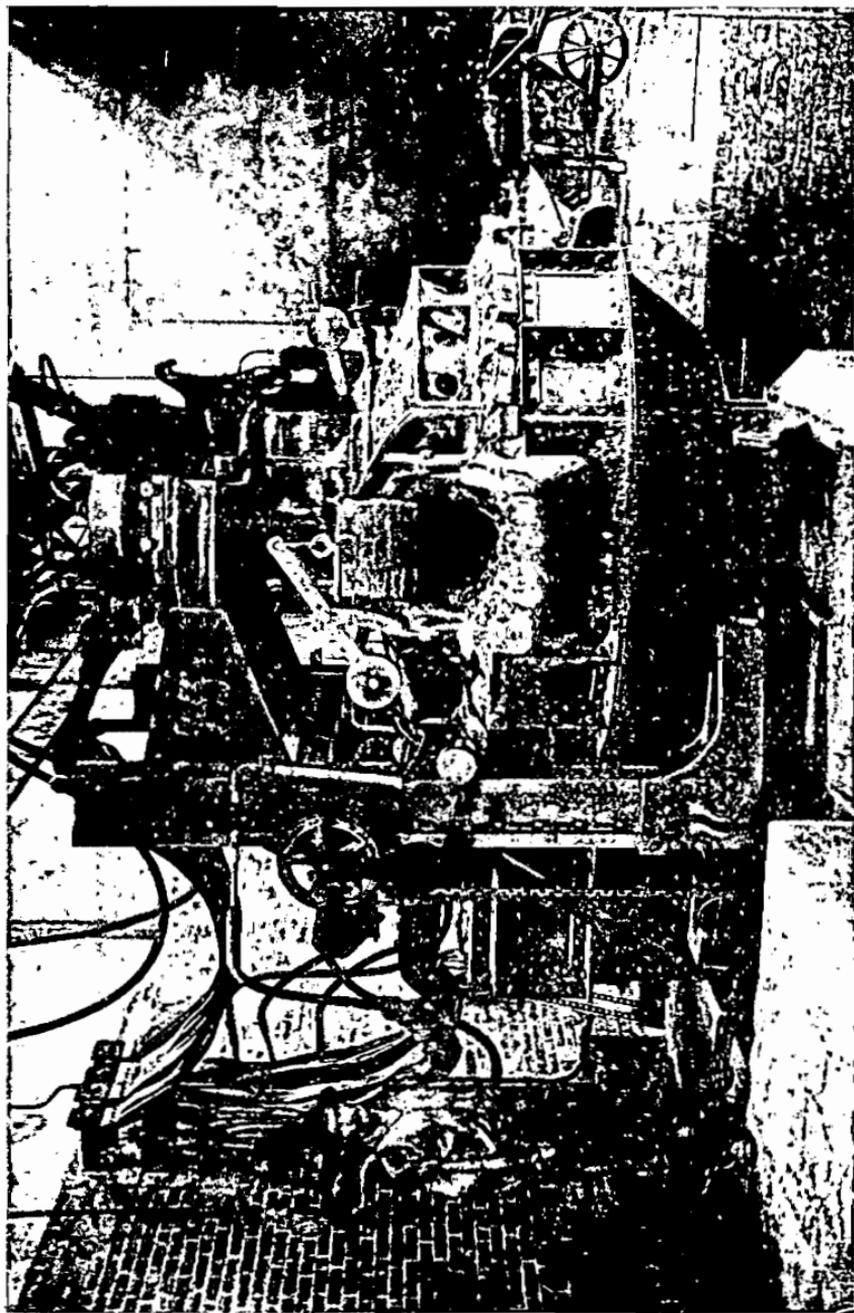
Fotografía 9.—Horno Keller, en marcha, durante una carga líquida.



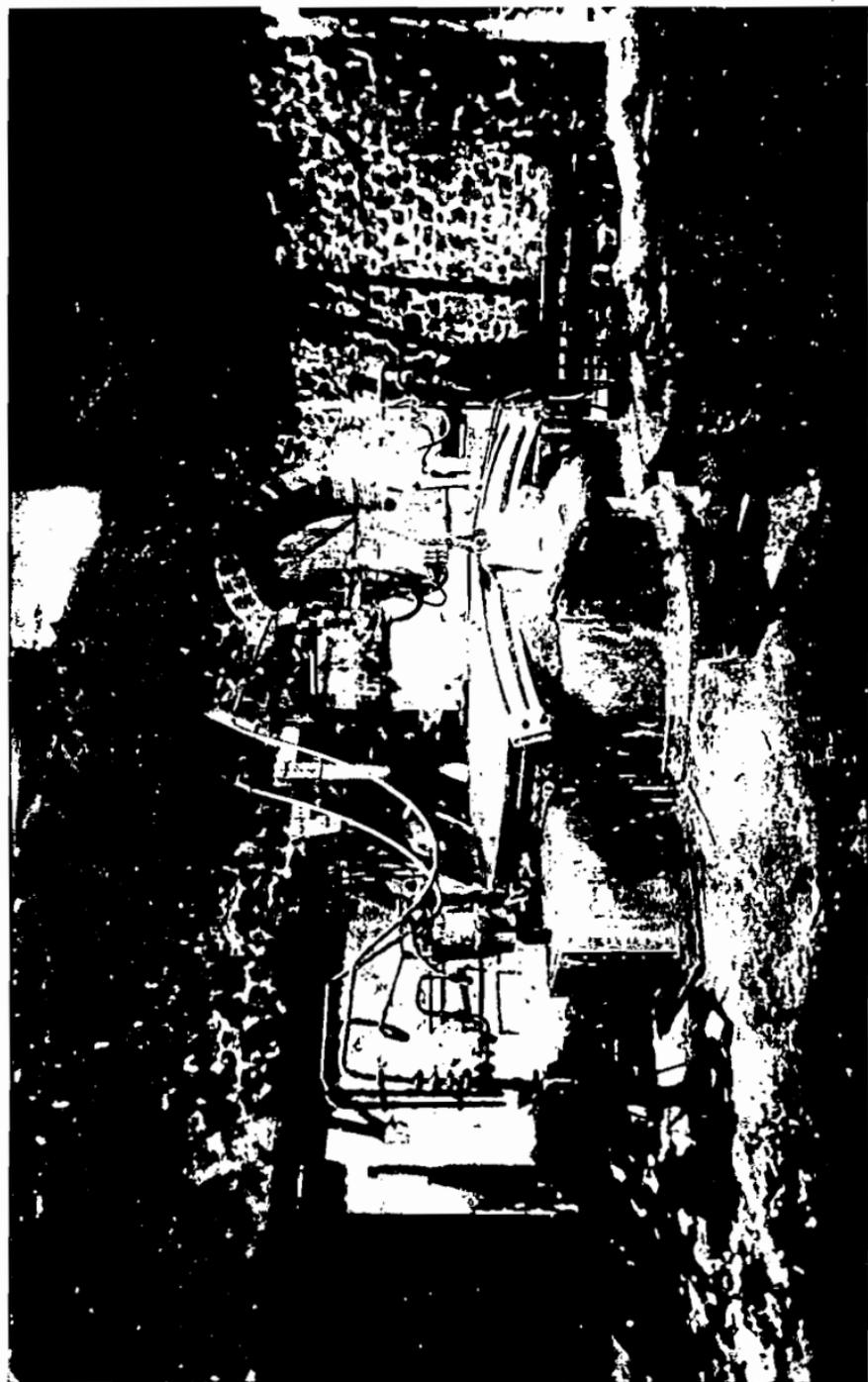
Fotografía 10.—Horno Girod, de 8 toneladas de capacidad i 1,200 Kw. de potencia.



Fotografía 11.—Horno Cháplet, fijo, de 2½ toneladas de capacidad.



Fotografía 12.—Horno Chaplet, oscilante, de 2½ toneladas de capacidad.



polaridad diferente en un compartimiento separado, estos comunican entre sí por un canal inferior lleno con el metal en tratamiento, este metal puede encontrarse al estado líquido, pastoso o sólido. El dispositivo descrito presenta la ventaja que la corriente eléctrica atraviesa toda la carga en tratamiento. Este tipo de horno ha recibido una aplicación industrial en grande escala en el establecimiento electro-metalúrgico Keller Leleux i C.^a de Livet (Francia), donde se le destina a la fabricación de ferro-aleaciones diversas.

Damos a continuación un reseña de los hornos eléctricos Keller que funcionan en diversos establecimientos electro-metalúrgicos de Europa:

Un horno de 3 i media toneladas de capacidad, destinado al tratamiento del acero líquido Thomas i a la refusión de ferro-manganeso en Saabruk (Alemania).

Un horno para el tratamiento del acero líquido Martin en el establecimiento siderúrgico Bohler en Kapfenberg (Austria); podemos dar los siguientes datos relacionados con este horno, que hemos recojido durante nuestra visita al establecimiento Bohler: Es del tipo a dos electrodos i sin fondo conductor; el revestimiento interior del crisol es de ladrillos de magnesita i la bóveda de ladrillos refratarios *Dynas*; los dos electrodos que atraviesan la bóveda son de carbon, sección cuadrada de 300 cm. cuadrados de superficie, i con comando eléctrico para su regularización. Dos voltmetros uno para cada electrodo, juntos al horno, i un pequeño tablero provisto de un voltmetro i un ampéremetro, en el plano de carga del horno, sirven para el control de la marcha. Los dos electrodos están concentrados en serie sobre un circuito de corriente monofase a 110 volts; el régimen normal de marcha es 4,000 amperes. Esta corriente viene generada por un grupo transformador rotativo, situado a proximidad del horno, alimentado por una línea trifase a 5,000 volts. En el horno que tiene una capacidad de 3 a 4 toneladas de carga, se afina acero líquido Martin, la operación dura de 5 a 6 horas, i se cuenta con un intervalo de media hora entre dos cargas su-

cesivas. El acero eléctrico obtenido se recibe en lingoteras i se destina principalmente a la fabricacion de piezas de máquinas.

Un horno de 3,5 toneladas de capacidad, en las Acierres du Saut du Tarne Francia, para el tratamiento de acero líquido Martin, que se utiliza en la amoldadura de piezas de acero.

En Alemania, la Neunkirker Eisen Werk de Tumm, fabrica acero eléctrico i refunde su ferro-manganeso en un horno Keller.

En Italia la usina de Darfos, bajo el control de la Sociedad Keller Leleux, tiene instalados varios hornos eléctricos, que consumen: 17,000 HP de potencia, para la fabricacion de ferro-aleaciones; en este momento la misma usina construye un horno Keller de 5,000 Kw. de potencia para la reduccion de minerales de fierro.

Por fin la usina electrometalúrgica Keller Leleux de Livet (Francia), que hemos visitado detenidamente guiados por el propio señor Keller, dispone de 18,000 HP derivados del rio Romanche en una central hidro-eléctrica cuyas características son las siguientes:

Altura de caída	60 metros
Gasto	30 metros cúbicos p. seg.
Canal de aduccion en túnel de	1,700 mts. de longitud.

La cañería de presion está alojada en un pozo vertical abierto en la roca, de su parte inferior arranca un colector horizontal que distribuye el agua a las turbinas.

Hai dos salas de máquinas que comprenden, la primera:

3 alternadores trifases de 3,000 HP de potencia a 4,000 volts que alimentan los hornos eléctricos por intermedio de transformadores de bajada de potencial.

La segunda:

Cinco unidades monofases de 1,350 HP que alimentan directamente los hornos eléctricos; 4 unidades a corriente con-

tínua de 200 HP i otras pequeñas unidades destinadas a diversos servicios.

La usina fabrica:

- 1) Ferro-aleaciones diversas (ferro-silicio, silicio-spiegel, ferro-cromo, ferro-tungsteno i fundiciones especiales varias).
- 2) Carburo de calcio.
- 3) Acero eléctrico.

Dispone para esta fabricacion de las siguientes instalaciones:

Una sala con tres hornos eléctricos de 2,700 HP de potencia, para el carburo de calcio, con una produccion diaria de 25 toneladas.

Una sala con tres hornos eléctricos de 2,700 HP de potencia cada uno, para la fabricacion de ferro-aleaciones, con una produccion diaria de 20 toneladas.

Una sala con algunos hornos eléctricos pequeños para fabricar productos accesorios i de experimentacion.

Una fábrica de acero eléctrico con un horno de $2\frac{1}{2}$ toneladas de capacidad, con dos electrodos superiores verticales alimentados con corriente bifase.

Toda la usina ocupa un total de 250 operarios; tiene ademas como anexo un taller para la construccion de hornos eléctricos segun las patentes Keller.

Véanse fotografias 8 i 9 al final.

Procedimiento Girod.—El horno eléctrico Paul Girod se compone de un recipiente de planchas de fierro, revestido interiormente de albañilería refractaria i cubierto con una bóveda del mismo material (véanse figuras 3 i 4). La corriente eléctrica viene introducida en el horno por medio de electrodos de carbon que penetran verticalmente en su interior.

El fondo refractario del horno se encuentra atravesado por un cierto número de gruesas barras de fierro que están reunidas inferiormente entre sí por un placa metálica o bien están en contacto eléctrico con la placa de fondo del recipiente metálico del horno, la que a su vez está conectada con uno

de los polos del generador. Jeneralmente la placa de fondo i la estremidad inferior de las barras de fierro mencionadas están refrigeradas por una corriente de agua.

La cuba del horno está provista de una puerta de carga i otra de colada; puede oscilar en torno de un eje horizontal por medio de un mecanismo sencillo a comando eléctrico o hidráulico, segun las conveniencias.

Los electrodos en número de uno o mas (Figs. 3 i 4) penetran al interior del horno por aberturas practicadas en la bóveda i provistas de chaquetas de agua anulares.

Los electrodos son de carbon i de seccion circular cuyo diámetro varia con la intensidad de la corriente que los atraviesa, de manera que la densidad de corriente sea de 5 a 6 amperes por cm. cuadrado de seccion. Están sostenidos por brazos de fierro contrapesados que pueden desplazarse verticalmente sobre dos pilas metálicas situadas a ámbos lados del horno.

El contacto eléctrico entre los conductores de la corriente, formados de haces de láminas de cobre, que terminan en conductores flexibles del mismo metal i los electrodos, tiene lugar por intermedio de abrazaderas de cobre que comprimen a estos últimos.

El revestimiento refractario se compone de dos partes bien distintas: la bóveda formada de ladrillos refractarios de sílice i la cuba cuyas paredes i fondo se componen de dolomita pisoneada.

La bóveda está reforzada exteriormente con nervaduras de fierro i descansa sobre la parte superior de las paredes de la cuba, i está aislada de ella por intermedio de una delgada capa de amianto. Una bóveda resiste durante 60 a 80 coladas i se reemplaza fácilmente en 20 minutos por una nueva.

El revestimiento de la cuba resiste de 100 a 150 coladas segun el tamaño del horno; siendo mayor la duracion para los mas grandes. Se efectúan despues de cada colada reparaciones parciales del fondo i de las paredes, segun las necesidades, arrojando algunas paladas de dolomita en los puntos dete-

riorados. Después de 100 a 150 coladas, según sea el caso, es necesario poner el horno fuera de servicio i rehacer las paredes i parte del fondo de la cuba. Un revestimiento completo de la cuba cuesta unos 450 francos para un horno mediano.

El tipo de horno descrito está alimentado por corriente monofase, sea que lleve un electrodo (Fig. 3) sea que tenga dos o cuatro (Fig. 4), en este último caso los electrodos están conectados en paralelo sobre una de las bornas del transformador o generador monofase. La tensión entre las bornas del horno es de 65 a 70 volts; la periodicidad de la corriente puede ser hasta de 50, pero es preferible emplear una periodicidad menor (25 períodos por ejemplo), para reducir los efectos de la auto-inducción del circuito i mejorar el factor de potencia.

Las ventajas e inconvenientes del horno Girod son las mismas que hemos enumerado para el horno Keller, siendo que están basados en el mismo principio de construcción.

De la comparación de estos dos hornos resulta que el fondo del crisol Girod es más económico como primera instalación, pero en cambio su duración es también menor. El dispositivo de contacto eléctrico de los electrodos en el horno Keller es seguramente más costoso que el de Girod, pero permite una mejor utilización de los electrodos.

En vista de la frecuente dificultad que hai de procurarse directamente i sin transformación corriente monofase, siendo que en general se dispone de circuitos trifase para la alimentación de los hornos, Monsieur Girod ha estudiado i patentado un tipo de horno trifase. Este horno es idéntico al descrito anteriormente, con la sola diferencia que está provisto de tres electrodos en comunicación con las tres fases de un transformador, conectadas en estrella de manera especial; mientras que el fondo del crisol está conectado con el conductor común del sistema. Con esta disposición se logra que la mayor parte de la corriente atraviese el baño al mismo tiempo que las tres fases del circuito se encuentran igualmente cargadas.

Damos a continuación una descripción sucinta de la Fá-

brica de acero eléctrico Paul Girod de Ugine, Francia, i una serie de datos sobre la marcha de sus hornos eléctricos que hemos recojido durante nuestra visita a ese establecimiento.

La usina comprende cinco hornos eléctricos para la fabricación del acero; están alimentados con corriente monofase a 65-70 volts, jenerada por transformación de corriente monofase a alta tensión, la que a su vez es obtenida con fuerza hidráulica derivada de un curso de agua vecino.

El establecimiento electro-metalúrgico paga la enerjía consumida a razon de franco 0.02 el Kw. hora. Emplea como materia prima desechos de fierro (riblons) de todas clases que compra a razon de 75 francos la tonelada, para tratarlos en los hornos eléctricos en vista obtener aceros de diversas calidades, que elabora ella misma en su mayor parte; así fabrica: aceros laminados, proyectiles de artillería, aceros para herramientas, forja i funde piezas de máquinas diversas, etc.

De los cinco hornos eléctricos hai: dos de 8 toneladas de capacidad, con cuatro electrodos i 1,200 Kw. de potencia (Figura 2 i Fotografía 10); que están jeneralmente ámbos en funcionamiento continuo; dos de tres toneladas de capacidad, con dos electrodos i 400 Kw. de potencia en funcionamiento periódico i destinados a la fabricación de aceros especiales para herramientas; uno de 1,800 Kg. de capacidad i 200 Kw. para esperiencias.

La fabricación del acero eléctrico partiendo de los riblons, comprende tres fases:

- 1) Fusión de la carga,
- 2) Oxidación,
- 3) Reducción.

1) Fusión de la carga. Estando el horno caliente, se carga a pala la materia prima (riblons) i se hace pasar la corriente hasta que toda la carga esté fundida; esta operación requiere de dos i media a tres horas.

2) Oxidación. Se agrega al baño ciertas cantidad de cal i

mineral oxidado de hierro de manera a formar una escoria oxidante. La cantidad de estos materiales se determina de manera que por oxidacion reduzcan la cantidad de C, Mn. i Si contenida en la carga a 0.10 %. Durante esta fase de la operacion, la oxidacion de los elementos mencionados tiene lugar a una temperatura relativamente baja, mui enérgicamente i con eliminacion pronunciada del Ph contenido en la carga. Una muestra retirada del horno i forjada indicará precisamente cuando el metal está al estado estra dulce, se procede entónces elevando la temperatura, a estraer la escoria cargada de Ph i de oxido de hierro; con este fin se inclina lijeramente el horno hácia atras i la escoria se escurre por la puerta de carga, con una rastra de hierro se estraee la escoria que no se ha escurrido por sí sola. Se carga inmediatamente una segunda escoria de cal que tiene por objeto lavar el baño arrastrando las pequeñas cantidades de escoria oxidante i fosforosa que hubieran quedado en la primera colada.

3) Reduccion.—Retirada la escoria de lavado se procede a una primera reduccion (desoxidacion) del baño agregando materiales reductores, como ser: ferro-silicio, ferro-manganeso, etc. en cantidad calculada de manera que desaparezcan completamente por oxidacion i no quede nada de ellos incorporado en el baño. Es en este momento que se hace la recarburacion del baño cuando se trata de obtener aceros duros.

Se cubre en seguida el baño con una escoria compuesta de 57 de cal, 17 de sílice i 17 de espato fluor i se agrega un poco de carbon en forma de coke de petróleo.

Durante esta tercera fase de la operacion, o sea la reduccion, se tiene cuidado que el horno permanezca bien cerrado i se eleva la temperatura lo bastante para que el óxido de hierro incorporado en el metal pase poco a poco a la escoria. Este óxido que se acumula en la escoria se va reduciendo, a medida que se va acumulando en ella, con ayuda de reductentes como el ferro-silico coke de petróleo o bien carbon de electrodos; se llega así por fin a obtener una escoria comple-

tamente exenta de óxido de fierro que se desagrega en forma de polvo blanco cuando se enfria al aire.

Para activar la reduccion completa se agregan a veces con ventaja pequeñas cantidades de silico-manganeso, ferro-silico, manganeso, aluminio o bien silico-aluminio; estas aleaciones reaccionan mui enérgicamente sobre los óxidos del baño i forman escorias mui fluidas que se separan fácilmente del metal, arrastrando consigo las impurezas contenidas en éste.

Es en presencia de esta escoria completamente desoxidada i mui caliza que se obtiene la de sulfuracion completa del baño. Terminada la desulfuracion del baño se eleva todavía la temperatura para que el baño esté bien fluido en el momento de la colada. En caso necesario se agregan todavía materias carburantes, para obtener la composicion del metal deseado.

La composicion química media de la escoria blanca final es la siguiente:

CaO	65 %
SiO ₂	26 %
Fe ₂ O ₃	indicios
Al ₂ O ₃	1 a 3 %
MgO	indicios
SO ₃	0.5 %
Ph ₂ O ₅	0.03 %
MnO	2.3 %

En el horno eléctrico se fabrica igualmente el acero partiendo de cargas líquidas provenientes de hornos Martin, Bessemer o Thomas. En principio la operacion es la misma que la que se efectúa partiendo de cargas sólidas (riblons). En jeneral se carga en el horno eléctrico el metal líquido proveniente de los hornos mencionados cuando todavía no está completamente oxidado, e. d. cuando contiene aun cierta cantidad de carbono, manganeso i silicio. La oxidacion se continúa entónces en el horno eléctrico i se procede a la reduccion i otras operaciones de la manera descrita mas arriba.

He aquí algunos datos numéricos referentes a la fabricación del acero al horno eléctrico Girod partiendo de cargas sólidas i líquidas:

Carga sólida.—La operación dura 7 a 8 horas; el consumo de energía eléctrica, para realizar la operación completa e. d. fusión, afinaje i colada, medido en las bornas del horno, es en término medio 850 Kw. horas por tonelada de acero obtenido en un horno de tres toneladas de capacidad, i de 750 Kw. horas en un horno de 10 toneladas de capacidad.

La cantidad de energía varia considerablemente con la composición de la carga, la calidad del acero que se quiere obtener, de manera que puede ser en algunos casos mayor i en otros menor que los términos medios apuntados.

El consumo de electrodos por tonelada de acero producido es de: 8 a 9 Kg. en un horno de 3 toneladas, de 8 a 10 Kg. en un horno de 10 toneladas, incluyendo las puntas no utilizadas de los electrodos.

El personal necesario es: para un horno de tres toneladas, un fundidor, un ayudante i un muchacho; para un horno de 10 toneladas, un fundidor dos ayudantes i un muchacho. En el momento de las coladas los operarios de la usina que trabajan en la vecindad del horno prestan ayuda.

Mas arriba hemos indicado la duración del revestimiento i de la bóveda del horno.

La pérdida al fuego es de 6 a 10 % de la cantidad de materias primas empleadas, depende esencialmente del estado de oxidación en que se encuentran los riblons.

Carga líquida.—La operación dura de 2 a 2½ horas. El consumo de energía es en término medio de 275 Kw. horas para un horno de tres toneladas i de 190 para uno de 10 toneladas. El gasto de electrodos se reduce a $\frac{2}{5}$ del consumo para el tratamiento de cargas frias. El personal empleado es el mismo.

De acuerdo con los datos anteriores deducidos de la práctica, se llega a la siguiente estimación del precio de costo de fabricación por tonelada de acero en el horno Girod.

1) Carga fria.

Materias primas	Horno de 3 tons. 10 tons.	
Ribbons 1,100 Kg. a fr. 75 la ton.....	fr. 82.50	82.50
Escorias.....	2.30	2.30
Reductores i ferro-aleaciones.....	3.50	3.50
	fr. 88.30	88.30
Gastos de fabricacion:		
Energía eléctrica: 850 i 750 Kw. horas respectivamente, a fr. 0.02.....	fr. 17.00	15.00
Electrodos a fr. 320 la ton.....	3.00	3.50
Mano de obra.....	3.00	1.50
Reparaciones.....	12.00	8.00
	fr. 35.00	28.00
TOTALES.....	fr. 124.30	116.30

2) Carga líquida:

Materias primas:

Acero liquido, 4 % de pérdida al fuego, 1,040 Kg. a frs. 80 la ton.....	fr. 83.20	83.20
Escorias.....	2.00	2,00
Reductores i ferro-aleaciones.....	3.50	3.50
	fr. 88.70	88.70

Gastos de fabricacion:

Energía eléctrica, 275 i 200 Kw. horas respectivamente, a fr. 0.02.....	fr. 5.50	4.00
Electrodos, 3-4 Kg. a fr. 320 la ton..	1.25	1.25
Mano de obra, 8 coladas en 24 horas..	1.00	1.00
Reparaciones.....	4.00	2.50
	fr. 11.75	8.25
TOTALES.....	fr. 100.45	96.95

montado sobre dos rieles curvos i puede oscilar bajo la accion de un piston hidráulico.

El laboratorio o crisol lleva tres puertas de trabajo abiertas en sus costados i un agujero de colada inferior.

Los electrodos de carbon están conectados a las bornas del jenerador i sirven a la entrada i salida de la corriente que es jeneralmente alterna monofase o trifase. Las aberturas de la bóveda que dejan pasar los electrodos están provistas de chaquetas de agua; las puertas del horno i los contactos eléctricos, entre los conductores electrodos, están refrigerados con circulacion de agua.

La regularizacion o ajuste de los electrodos, durante la marcha, se hace automáticamente con comando eléctrico.

Las ventajas particulares que presenta el horno Heroult son las siguientes: Alimentacion eléctrica sencilla i segura, pues no tiene ningun contacto eléctrico inferior como es el caso con los hornos de crisol conductor; el voltaje aplicado al horno es relativamente alto, doble del voltaje empleado en los hornos de crisol conductor, gracias a que los electrodos están en serie sobre el baño i se producen por consiguiente dos arcos. La disposicion superior de los electrodos da lugar a la siguiente objeccion: el baño metálico no está atravesado por la corriente, se encuentra mas bien lamido por el arco, lo que hace que las masas no estén sometidas a la agitacion producida por el campo magnético de la corriente como es el caso para los hornos de crisol conductor.

El $\cos \varphi$ del horno Heroult es elevado desde que la envoltura exterior está fuera del campo magnético del circuito.

No insistiremos aquí sobre los detalles de la marcha de las operaciones, consumo de enerjía, gastos de mantenimiento, etc. del horno Heroult, pues éste no se diferencia esencialmente, a ese respecto, de los hornos previamente descritos.

Los hornos Heroult fueron los primeros en entrar en el campo de la siderurjia i son, por ésto mismo, los hornos mas universalmente empleados en la fabricacion del acero eléctrico. En efecto, hai actualmente en Europa i América unos 30

En esta estimacion del precio de costo no están incluidos los siguientes ítem: gastos de moldes, vijilancia, laboratorio, amortizacion i gastos jenerales que varian entre límites bastantes estenso segun las localidades.

Entre los establecimientos electro-metalúrgicos que emplean los hornos eléctricos Girod, podemos citar los siguientes:

La Société Anonyme Eletrometallurgique en Ugine, situada a proximidad de la fábrica de Acero Eléctrico de que acabamos de ocuparnos, fabrica toda clase de ferro-aleaciones i es seguramente la mas importante en su jénero existente en Europa. Posee 30 hornos eléctricos destinados esclusivamente a la fabricacion de ferro-aleaciones con una produccion efectiva de 8,000 toneladas al año. Dispone de cinco centrales hidro-eléctricas en los alrededores con una potencia total de 36,000 HP., sin contar otras caidas de agua, de que es propietaria, las que una vez instaladas darán otros 30,000 HP. de potencia.

La casa Krupp tiene instalado en Essen un horno Girod cuyo funcionamiento hemos podido observar, durante nuestra visita a ese establecimiento: se trata de un horno de 1,000 Kw. de potencia alimentado con corriente trifase a 60 volts., cuyos tres electrodos i fondo conductor están conectados al circuito eléctrico de manera que la mayor parte de la corriente atraviesa el baño; los electrodos se regulan automáticamente con comando eléctrico. En el horno se afina el acero líquido Martin en vista de obtener aceros de calidad i de composicion variables segun para los usos a que se les destina. La enerjía eléctrica viene jenerada con fuerza motriz a vapor en una sala vecina del horno. El costo de produccion de la enerjía es aceptable, si se tiene en vista el uso a que se le destina, gracias a que el carbon es allí mui barato i la central de fuerza importante, unos 2,000 kws.

Hai ademas unos 10 hornos eléctricos Girod, para la fabricacion del acero, en funcionamiento o construccion en diversas usinas europeas.

Procedimiento Chaplet.—El horno Chaplet se compone de una cuba metálica revestida interiormente de un material refractario que forma la cámara de fusión, lleva en su parte superior una bóveda igualmente refractaria i reforzada con una armadura de fierro; dicha bóveda lleva una abertura central que deja pasar un electrodo de carbon. La cuba o crisol está provista de dos puertas de trabajo i de un agujero de colada inferior.

Un canal horizontal practicado en el revestimiento refractario del fondo del crisol pone en comunicacion a este último con un electrodo fijo de acero contenido en una pequeña cámara refractaria situada a un costado del horno. Véase Figura 5.

El horno recibe corriente monofase de un alternador, uno de cuyos polos se pone en contacto con el electrodo central de carbon i el otro con el electrodo de acero, la corriente pasa por este último al través del canal, que para el caso se llena con trozos de fierro, i el circuito se cierra dentro del crisol debajo del electrodo central de carbon.

Después de algunas coladas i cuando la albañilería del horno está suficientemente caliente, el metal líquido llena el canal horizontal i se eleva dentro de la pequeña cámara lateral i se solidifica alrededor del electrodo de acero contenido en ella, con lo que queda asegurado un buen contacto eléctrico definitivo entre el electrodo de acero i el canal horizontal que conduce la corriente al interior de la cámara de fusión.

Los dispositivos accesorios del horno: mecanismo para hacerlo oscilar, porta-electrodos, suspension, etc., no presentan ninguna particularidad especial, se asemejan bastante a los dispositivos empleados ordinariamente en otros hornos eléctricos que hemos descrito anteriormente.

Las ventajas que presenta este horno son del mismo orden que las que hemos enumerado para los hornos a un electrodo superior i crisol de fondo conductor (Keller i Girod); Monsieur Chaplet sostiene que el fondo de su horno es más durable que el de los dos tipos precipitados, por cuanto es homo-

jéneo i completamente formado de material refractario i no lleva polos de fierro ahogados en la albañilería del piso, como es el caso de aquellos. En todo caso, la construccion del piso del horno Chaplet es mas sencilla i económica que el de los hornos Keller i Girod. Se puede agregar todavía que el cos del horno Chaplet es bastante alto gracias a que el fierro de la armadura exterior se encuentra a bastante distancia del campo inductivo de la corriente que pasa por el horno.

La Fábrica de Acero de Allevard, cerca de Grenoble, en los Alpes franceses, posee varios hornos eléctricos Chaplet, cuyas fotografías pueden verse al final. Fotografías 11, 12 i 13.

He aquí algunos datos referentes a la marcha de los hornos Chaplet que funcionan en Allevard.

Como materias primas se emplean materiales sólidos: ri-blons, minerales de fierro, escorificantes ordinarios i ferro-aleaciones. Se practican dos sistemas de operaciones: sin esco-rificacion i con escorificacion; en el primer caso el horno funciona como un crisol ordinario, es decir; se hace una sola escoria que queda sobre el baño metálico durante todo el tiempo que dura la operacion; se emplea este sistema: cuando se parte de materias primas mui puras (fierros pudelados o productos de Suecia), cuando el acero que se quiere obtener no debe tener una pureza mui superior a las materias primas empleadas, i por fin; cuando la carga contiene elementos susceptibles de oxidarse i de pasar a la escoria i que se perderian al hacer la escorificacion, tales como el manganeso i cromo; en este caso se trata de hacer volver esos elementos al baño metálico agregando ciertos reactivos adecuados.

Se emplea el sistema con escorificacion cuando se trata de obtener aceros de buena calidad partiendo de materiales ordinarios jeneralmente impuros. La operacion comprende: dos fases:

a) Oxidacion i defosforacion del baño; en presencia de una escoria calcárea i ferrujinosa, durante esta fase el carbon se quema, el fósforo pasa casi íntegramente a la escoria, el azu-

fre disminuye sensiblemente; se retira la escoria i se sigue con la segunda fase.

b) Desoxidacion i desulfuracion del baño en presencia de una escoria fuertemente calcárea i casi exenta de fierro i manganeso.

Antes de la colada del metal, se toman algunas muestras que se ensayan i se hacen las adiciones de carburantes i ferroaleaciones para llevar el acero a la composicion deseada.

Este método permite obtener aceros prácticamente sin azufre ni fósforo (ménos de 0.01 %), con mui poco manganeso, de gran homojeneidad i extrema maleabilidad en caliente, que son las características de los buenos aceros eléctricos.

Los gastos de conservacion del horno i de la bóveda ascienden a fr. 6 por tonelada de acero producido partiendo de materiales sólidos.

El consumo de electrodos varia con el sistema de trabajo empleado, es naturalmente mayor cuando se emplea el sistema con escorificacion, para el caso de simple fusion sin escorificacion es de 11 a 12 Kg. de electrodos i de 15 a 16 Kg. cuando se opera la escorificacion.

El consumo de enerjía eléctrica en un horno de 3 toneladas de capacidad i 260 Kw. de potencia es de 700 a 725 Kw. horas en el proceso sin escorificacion i de 900 a 950 Kw. horas en el proceso con escorificacion; en el primer caso la operacion dura de 7 a 8 horas i en el segundo de 9 a 10 horas.

El personal requerido para la marcha de un horno de tres toneladas se compone de un fundidor i dos ayudantes.

El horno Chaplet se presta igualmente para el tratamiento de cargas líquidas provenientes de un Bessemer o de un Martin, en este caso el consumo de enerjía, electrodos i duracion de la operacion son menores que para el tratamiento de cargas sólidas.

En los dos cuadros siguientes se dan: la composicion química de algunas calidades de aceros obtenidos en el horno Chaplet, i algunos ensayos de resistencias referentes a los mismos:

CUADRO I

Análisis químicos:

C %	Mn %	S %	Ph %	Si %	Ni %	Cr %
0.13	0.10	0.015	0.002	0.15		
0.30	0.37	0.008	0.007	0.38		
0.46	0.23	0.005	0.007	0.09		
0.69	0.39	0.008	0.009	0.65		
0.87	0.31	0.010	0.005	0.37		
0.08	0.16	0.012	0.008	0.010	2.10	
0.25	0.05	0.018	0.012	0.28	5.50	
0.46	0.02	0.012	0.008	0.14	3.20	0.50

CUADRO II

Ensayes de resistencia a la traccion.

Efectuados por la oficina de ensayes de la artillería de tierra de Francia.

	R Kg. p. m/m	A %	E Kg. p. m/m	W %
Acero de cementacion ordinario recocido a 900 grados	36	34	30	70
Acero semi-duro recocido a 850 gr.	66	25	37	54
Acero nikel de cementacion recocido a 900 grados	41	33	31	75
Acero semi-duro templado a 850 grados i recocido a 550	113	10	103	42
Acero duro recocido a 825 grados	73	22	42	51
Acero duro templado a 825 grados i recocido a 550	119	8	104	24
Acero-silicio-tungsteno recocido a 860 grados	82	18	47	28
Acero-silicio-tungsteno templado a 850 grados i recocido a 550	130	9	115	17

Se han hecho sobre los mismos aceros numerosos ensayos de fragilidad, elasticidad e imantacion que han demostrado las excelentes cualidades de dichos productos.

Existen fuera de los hornos instalados en Alleverd algunos otros hornos eléctricos Chaplet en dos fábricas de acero francesas i otra rusa.

Antes de terminar este capítulo diremos algunas palabras sobre las esperiencias hechas por Monsieur Chaplet en vista de obtener el acero en su horno eléctrico por reduccion directa i en una sola operacion de los minerales de fierro.

Empleó en sus esperiencias tres clases diferentes de minerales de fierro i tres clases de carbon de las siguientes composiciones:

Minerales

		Hematita	Magnetita	Siderosa
Fe ₂ O ₃	%	93.82		
Fe ₃ O ₄	»		95.84	
Fe CO ₃	»			80.80
Si O ₂	»	3.57	0.60	8.96
Ca O.....	»	0.33	0.20	1.00
Al ₂ O ₃	»	0.78	0.60	0.75
S.....	»	0.023	0.60	0.75
Ph.....	»	0.052	0.03	0.02
Mn.....	»	ind.	0.10	2.98

Carbones

	C fijo	Mat. volat.	Cenizas	Azufre
	%	%	%	%
Coke de petróleo.....	92.55	6.25	0.90	0.125
Carbon de leña.....	88.02	10.54	1.35	—
Antracita.....	83.20	—	5.35	1.32

Tanto los minerales como los carbonos se cargaron ya sea en trozos, en briquetas o pulverizados i en los tres casos la

operacion se efectuaba satisfactoriamente. La antracita dió el mejor rendimiento térmico; en efecto, se consumieron 271 kilogramos de antracita por tonelada de fierro producido, mientras que se emplearon 360 Kgs. de carbon de leña por tonelada de fierro.

De los minerales es la magnetita la que se presta mejor al tratamiento electotérmico, exige ménos consumo de energía eléctrica para su reduccion que la hematita i la siderosa. Así, por ejemplo, en una esperiencia con la misma cantidad de energía consumida se produjeron respectivamente 41, 32 i 29 Kg. de fierro tratando magnetita hematita i siderosa.

Los productos obtenidos son aceros dulces como se ve por la composicion química de siete coladas consecutivas que se da a continuacion:

N.º de la colada	C%	Mn%	Si%	S%	Ph%
35	0.08	0.10	0.02	0.02	ind.
36	0.09	0.09	0.04	0.02	»
37	0.11	0.46	0.06	0.02	»
38	0.09	0.15	0.08	0.02	»
39	0.10	0.12	0.07	0.02	»
40	0.13	0.10	0.03	0.02	»
41	0.10	0.14	0.19	0.012	»

Estos productos han sido obtenidos directamente, sin ninguna adicion afinante i sin cambiar escorias. El carbon contenido en ellos se gradúa ya sea modificando la proporcion de carbon en la carga o bien agregando al final de la operacion un carburante. En cuanto a la eliminacion del azufre es mas difícil si el horno no está construido de manera que se pueda efectuar un cambio de escorias necesaria a la desulfuracion final del baño.

Las esperiencias mencionadas han sido efectuadas en mayor parte en un horno Chaplet de 120 Kw. de potencia; en tal horno el consumo de energía necesaria a la reduccion de la hematita con carbon de leña para obtener una tonelada de acero

dulce es de 3,430 Kw. horas; en un horno de 200 Kw. de potencia el consumo alcanzó solo a 2,600 Kw. horas por tonelada de acero.

En el horno de 120 Kw. se han obtenido los siguientes consumos de energía por tonelada de acero dulce producido empleando los minerales i carbones que se indican:

Magnetita i carbon de leña	3150 Kw.horas.	
» i antracita	3050	»
Hematita i carbon de leña	3430	»
» i antracita	3100	»
Siderosa i antracita	4000	»

El consumo teórico de energía en las condiciones de las experiencias citadas sería de 2,000 a 2,050 Kw. horas por tonelada de acero producido; se ve por consiguiente que el rendimiento del horno considerado es muy elevado aun para una pequeña potencia (80 % para 200 Kw).

La conservación del revestimiento del horno es muy satisfactoria, pues durante el período de reducción el mineral preserva con su masa el revestimiento.

El consumo de carbon es como sigue por tonelada de acero dulce obtenido:

Para la reducción de la hematita, 360 Kg. de carbon de leña o 270 Kg. de antracita; para la reducción de la magnetita 310 Kg. de carbon de leña o 260 Kg. de antracita.

El consumo de electrodos es muy variable segun la marcha de la operación i la naturaleza de las escorias; en marcha normal para la fabricación de acero dulce es de 25 a 35 Kg. por tonelada de producto.

Una estimación del precio de costo de una tonelada de acero dulce eléctrico puede hacerse como sigue, partiendo de los datos consignados mas arriba, i suponiendo que se disponga de una magnetita de 66 a 68 % de fierro a 15 francos la tonelada i el carbon de leña a 60 francos la tonelada (condiciones posibles para un establecimiento electrotérmico situado a proximidad de la mina i disponiendo de una caída de agua vecina).

1,600 Kgs. de mineral	frs. 24.00
310 Kgs. de carbon de leña	18.60
2,600 Kw. horas	15.60
Cal i adiciones	1.00
Conservacion del horno	2.50
Electrodos	15.00
Mano de obra	10.00
Gastos varios	5.00
<hr/>	
TOTAL	frs. 91.70

El problema de la reduccion de los minerales de fierro al horno eléctrico en vista de obtener directamente aceros o fierros dulces ha sido mui discutido i aun mui atacado por algunos. En el Congreso de Electricidad Aplicada de Turin (Setiembre de 1911) hemos oido sostener al profesor Guggenheim del Politécnico de Zurich i al Ingeniero Cattani de Roma que la obtencion directa del acero al horno eléctrico es una utopía i que para fabricar acero eléctrico en condiciones técnicas i económicas satisfactorias es necesario partir de la fundicion o de los riblons. No niegan sin embargo que en condiciones locales especiales la fabricacion de la fundicion al horno eléctrico es posible i conveniente. En cambio el mayor Stassano desde el principio se ha ocupado de la obtencion directa del acero por reduccion de los minerales de fierro al horno eléctrico i cifra muchas esperanzas en este procedimiento.

Acabamos de dar a conocer las esperiencias hechas por Monsieur Chaplet en el mismo sentido i los alentadores resultados obtenidos en ellas. Sin duda quedan algunas dificultades e inconvenientes que subsanar en este campo, pero se puede desde luego considerar el problema resuelto técnicamente. Veamos el lado económico de la cuestion teniendo presentes los siguientes datos deducidos de la esperiencia:

Para la obtencion de la fundicion al horno eléctrico (Domnarvjet, Trollhattan) se requieren como materias primas: mi-

nerales de hierro, caliza, coke o carbon de leña i enerjía eléctrica; con un consumo de 1,920 Kw. horas i unos 300 Kgs. de carbon de leña por tonelada de fundicion producida en un horno de 3,000 HP de potencia próximamente.

Para transformar esta fundicion en acero, o bien se la trata en los hornos ordinarios Bessmer, Martin, etc. con combustibles o bien se la trata al horno eléctrico con un consumo de 1,200 Kw. horas por tonelada; en este último caso la produccion de una tonelada de acero consumiria:

$$1.920 + 1,200 = 3120 \text{ Kw, horas i} \\ 300 \text{ Kgs. de carbon de leña.}$$

En el caso de la obtencion directa del acero al horno eléctrico se requieren las mismas materias primas enumeradas anteriormente i el consumo de

$$2,600 \text{ Kw. horas i unos} \\ 340 \text{ Kgs. de carbon i de leña.}$$

en la suposicion que se empleara un horno de 200 Kw. solamente. Es lójico suponer que para un horno de mayor potencia se tendria un menor consumo de enerjía eléctrica.

Esta breve esposicion hace ver distintamente que el procedimiento de obtencion directa del acero al horno eléctrico presenta ventajas manifiestas sobre el procedimiento electro-térmico indirecto i su aplicacion está indicada en aquellos paises que disponen de fuerza hidráulica barata a inmediaciones de las minas de hierro, i que al mismo tiempo carecen de carbon a bajo precio.

Procedimiento Héroult.—El horno Héroult está formado de un laboratorio construido de material refractario básico, cubierto por una bóveda movable provista de dos o mas aberturas por donde pasan los electrodos.

Esteriormente el laboratorio i la bóveda, llevan un revestimiento metálico reforzado con armaduras; el conjunto está

hornos eléctricos de este tipo en funcionamiento con una capacidad acumulada de mas de 133 toneladas; i unos 20 en construcción con una capacidad de mas de 143 toneladas.

Hasta hoi, son igualmente los hornos Heroult para acero los mas grandes que existen; tales, por ejemplo: dos hornos de 15 toneladas de capacidad cada uno que funcionan en Estados Unidos (South Chicago i Worcester), i dos grandes hornos de 22 i 25 toneladas respectivamente en construcción en Brockhausen i Rombach (Alemania).

Estos hornos de gran capacidad, que pueden producir mas de 200 toneladas de acero eléctrico en 24 horas, tratan cargas líquidas provenientes de hornos Bessemer, Thomas u otros i el producto final que fabrican no es ya acero fino para herramientas u otros usos especiales, sino aceros ordinarios de excelente calidad que se destinan a la fabricacion de rieles i aceros laminados comerciales.

El consumo de energía en estos hornos, ha llegado en algunos casos a ménos de 100 Kw. horas por tonelada de acero producido; de suerte que el costo de la energía consumida ya no es una traba para el desarrollo de la aplicacion en grande escala del procedimiento termo-electro-metalúrgico.

De esta manera se ve ya al horno eléctrico salir del límite de la industria de los aceros finos especiales, para entrar en el vasto campo de la gran siderurjia que se ocupa de la fabricacion de aceros ordinarios, que hasta la fecha habia sido del dominio esclusivo de los hornos que queman combustibles.

Procedimientos Kjellin i Frick.—El procedimiento Kjellin emplea un horno de induccion que consiste en un verdadero transformador de corriente alterna monofase, cuyo enrollamiento secundario está constituido por un canal anular en el cual está contenido el material por tratar. Véanse figuras 6 i 7.

La armadura del transformador es rectangular i formada de láminas de fierro dulce aisladas entre sí con papel; alrede-

dor de una de las ramas de la armadura está enrollada la bobina primaria aislada, ámbos, bobina primaria i armadura, están refrigerados con una fuerte corriente de aire comprimido.

El horno representado en Figs. 6 i 7 es del tipo fijo, pero se les construye igualmente oscilantes.

La tensión de la corriente que alimenta el circuito primario, puede variar entre límites bastantes estensos; puede ser muy alta, alcanzar varios miles de volts sin inconvenientes i tambien sin peligros para los operarios, pues los órganos a alta tensión se encuentran encerrados de manera que no es posible tomar contacto con ellos por descuido.

La forma anular i estrecha de la cámara de fusión no se presta en este horno al trabajo cómodo de las escorias, de suerte que su empleo está mas bien indicado para el tratamiento de materias primas puras que no exigen cambios de escorias durante la operación.

No insisteremos sobre las características eléctricas i metalúrgicas del horno Kjellin, pues ellas no se diferencian de las del horno Röchling-Rodenhauser su derivado, del que nos ocuparemos en detalle a continuación.

Existen una quincena de hornos Kjellin en funcionamiento en diversos países de Europa; todos alimentados con corriente monofase i en su mayor parte destinados a la fabricación de aceros de calidad superior. La capacidad de esos hornos va de 100 a 4,000 kgs. de carga i su potencia varia de 60 a 440 Kw.

En cuanto al horno Frick, no tenemos nada que agregar, es idéntico al horno Kjellin, con la sola diferencia que el enrollamiento primario de aquél está colocado la mitad sobre i la otra mitad debajo del canal anular que sirve de secundario, en vez de estar situado en el interior del anillo como es el caso del horno Kjellin.

Los hornos Frick están mucho menos difundidos, tenemos conocimiento de solo dos de ellos en funcionamiento, que trabajan en la Fábrica de Acero Krupp en Essen, i de los cua-

les tenemos los siguientes datos que hemos recojido durante nuestra visita a ellos:

Los dos hornos son idénticos, hai uno en trabajo continuo i el otro de reserva. Las características de cada horno son:

Capacidad 9,000 Kgr. de carga.

Potencia 600 Kw. suministrados por una central termo-eléctrica, en forma de corriente monofase a 400 volts i 5 períodos que alimenta el primario del horno.

Diámetro exterior del horno 2.60 metros, de profundidad del canal anular 0.50 metros, ancho en la base del mismo 0.20 metros. La tapa del canal anular es rotativa i está provista de tres aberturas, de manera que haciéndola jirar se puede inspeccionar i trabajar en toda la estension del canal.

El horno puede oscilar en torno de un eje horizontal gracias a un mecanismo sencillo a comando eléctrico; de esta manera se le inclina mas o ménos segun las necesidades durante las cargas i las coladas.

La primera carga del horno es siempre líquida, acero Martin o fundicion del cubilote, con el fin de poder establecer el circuito secundario; se agregan en seguida adiciones sólidas por las aberturas de la tapa i por las mismas aberturas se observa la marcha de la operacion. La colada se hace por un agujero lateral al nivel del fondo del canal anular; este último está formado de magnesita pisoneada i su tapa está construida de ladrillos del mismo material.

El consumo de energía eléctrica es mui regular, no se producen golpes de corriente imprevistos, por el contrario la regularizacion del consumo de energía es mui sencilla i por consiguiente es igualmente fácil producir a voluntad cambios de temperatura en la carga segun lo requiera la marcha de la operacion.

Procedimiento Röchling-Rodenhauser.—El horno Röchling-Rodenhauser es un derivado del horno Kjellin; se diferencia de este último porque el calentamiento se obtiene tanto por induccion como por resistencia i, en fin, porque en los últimos tipos de hornos Röchling-Rodenhauser se ha empleado la co-

riente trifase de frecuencia normal (50 i 25 períodos), mientras que en los hornos Kjellin i Frick se utiliza únicamente corriente monofase de baja frecuencia, sobre todo cuando se trata de un horno de gran potencia.

Esta circunstancia, necesaria para tener un $\cos \varphi$ aceptable en los hornos Kjellin i Frick, exige la instalacion de alternadores especiales i costosos en la central de fuerza, o bien el establecimiento de grupos transformadores rotativos, mas costosos todavía, i que orijinan pérdidas apreciables de corriente.

Los ingenieros Röchling i Rodenhauser, tratando de obviar el inconveniente apuntado i queriendo tener al mismo tiempo un laboratorio mas cómodo para las operaciones metalúrgicas, han llegado a construir dos tipos de hornos a induccion combinada con calentamiento por resistencia, uno para corriente monofase i otro para corriente trifase. Estos dos tipos se diferencian únicamente por la clase de corriente empleada, los principios de la construccion i el modo de trabajo son los mismos; nos contentaremos de dar a conocer en detalle el último, por ser el tipo mas perfeccionado i que se presta a ser alimentado directamente por una red de distribucion ordinaria de corriente trifase a alto potencial, lo que es una ventaja importante, pues evita toda transformacion i sus pérdidas inherentes.

Las figuras 8 i 9 representan dos cortes de un horno Röchling-Rodenhauer a induccion combinada, para corriente trifase. La armadura comprende tres ramas de fierro dulce, alrededor de cada una de ellas se enrolla una bobina primaria, que vienen alimentadas por la corriente trifase a alta tension i frecuencia normal (50 períodos). Un canal curvo practicado en la albañilería refractaria, rodea las bobinas i se ensancha en el centro del horno para formar un laboratorio o cámara de fusion amplia.

El material contenido en el canal está calentado por induccion, mientras que el contenido del laboratorio central está calentado por resistencia, de la siguiente manera: cada una de las bobinas primarias lleva un enrollamiento secundario

formado de gruesos conductores de cobre, en los que se origina una corriente inducida a baja tension, estos secundarios están conectados con unos discos de acero ahogados en la albañilería junto a las paredes del canal; entre el metal contenido en éste i los discos hai interpuesto un material refractario que se vuelve conductor a alta temperatura, de manera que cuando el horno está suficientemente caliente por la corriente inducida en el canal, se inicia el calentamiento por resistencia del material contenido en el laboratorio central.

Como se ve en la figura 9, el horno tiene una forma cuasi triangular en planta. La cámara de fusion, hecha de magnesita pisoneada, está cubieta por una bóveda fija de ladrillos de magnesita. El trabajo se hace por tres puertas laterales, situadas en el centro de cada uno de los lados del triángulo i entre dos bobinas vecinas; el agujero de colada está situado en el centro del lado que se podria llamar base del triángulo.

Las bobinas están refrijeras por una corriente de aire comprimido; el cuerpo del horno puede oscilar en torno de un eje horizontal para facilitar las cargas i las coladas.

La agitacion de las masas fundidas en el horno, que favorece las reacciones químicas, se obtiene automáticamente; en efecto, entre las tres ramas del transformador se origina un cambio rotativo como en el caso de un motor trifase, lo que provoca una activa circulacion del baño metálico, que se puede ver a la simple vista.

Damos a continuacion algunos datos referentes a la marcha industrial de un horno Röchling-Rodenhauser a corriente trifase, de $1\frac{1}{2}$ tonelada de capacidad, instalado en la fábrica de acero Röchling de Volklingen i cuya construccion corresponde exactamente a las figuras 8 i 9.

El horno está alimentado por la red de distribucion que suministra la fuerza motriz a la fábrica en forma de corriente trifase a 400 volts i 50 períodos; consume 200 a 250 Kw. en marcha normal.

Para la puesta en marcha de este horno, i es el caso igualmente para todos los hornos de induccion, se establece dentro

del canal un anillo de fierro, que constituye el secundario provisorio del transformador i por el cual pasa la corriente inducida, una vez que el canal está suficientemente caliente se agrega una carga de acero líquido Thomas i se procede a la afinacion del acero en forma mui semejante a la que hemos descrito para los hornos a electrodos. Terminada la operacion se cuela el metal afinado, i se agrega una nueva carga líquida, la que permite establecer inmediatamente el circuito secundario gracias a que el horno está caliente.

En el caso de la afinacion de los riblons, es necesario dejar despues de cada colada algo de metal líquido en el horno para asegurar el-paso de la corriente de induccion.

El revestimiento de magnesita pisoneada del canal dura normalmente 8 dias en trabajo continuo, el cambio de revestimiento es una operacion que se puede hacer en 8 a 10 horas cuando se emplean martillos neumáticos para la apisonadura. La bóveda resiste mejor gracias a que está ménos sometida que el canal a la influencia del calor, pues está defendida por la escoria que cubre el baño; sin embargo, es necesario deshacerla para reponer el revestimiento del canal; su reconstruccion requiere 4 horas i se pueden emplear dos veces los mismos ladrillos de magnesita.

El calentamiento prévio del horno con ayuda del anillo de fierro citado mas arriba dura 4 horas i la temperatura normal de trabajo se alcanza al cabo de 8 horas. Se consumen 1,500 Kw. horas para llevar el horno a la temperatura normal de trabajo. Como no hai conveniencia en dejarlo enfriar una vez que está caliente, cuando es necesario suspender las operaciones metalúrgicas por algun tiempo (si no se trabaja de noche por ejemplo) se le mantiene caliente durante todo el tiempo requerido con un consumo de enerjía equivalente a $\frac{1}{2}$ del consumo en trabajo normal.

Se dan las siguientes cifras como consumo de enerjía por tonelada de acero producido:

Partiendo de riblons (carga fria) 900 Kw. horas.

Partiendo de acero Thomas (carga líquida) 230 a 280 Kw horas.

Bastan dos operarios para atender las operaciones.

La refrigeracion de las bobinas requiere un ventilador movido por un pequeño motor eléctrico de 8 Kw.

El horno de Volklingen, cuando está empeñado en la fabricacion de aceros partiendo de riblons, hace 7 coladas de 700 Kgs. cada una en 24 horas, o sea produce 4,9 toneladas de acero en el mismo tiempo. Haciendo un cálculo del costo de fabricacion de la tonelada de acero en este horno, se tiene:

Amortizacion del horno i accesorios (1).....	frs. 3.70
1,000 Kgs. de riblons a frs. 84 la tonelada	87.00
20 Kgs. de limaduras a frs. 22 la tonelada	0.42
20 Kgs. de cal a 15 francos la tonelada... ..	0.30
6.5 Kgs. de ferro-silicio de 50 % a frs. 380 la ton....	2.50
4 Kgs. de ferro-manganeso de 80 % a frs. 275 la ton.	1.10
1,500 Kw. horas por el calentamiento previo de horno repartidos entre 29,4 tons. a frs. 0.055 el Kw. hora... ..	2.80
900 Kw. horas consumidos en la fusion i afinaje de 1 ton. de acero... ..	50.50
Gastos de revestimiento.....	5.80
Mano de obra (2 cuadrillas de 2 hombres, a frs. 5 al dia).....	5.10
Fuerza consumida por el ventilador.....	0.50
TOTAL... ..	frs. 159.72

La homojeneidad en la composicion del acero obtenido en este horno es mui satisfactoria, como lo demuestra la siguiente esperiencia efectuada en Volklingen: se tomaron siete muestras de metal fundido en diferentes puntos del canal, en un espacio de seis minutos, el análisis de esas muestras dió los siguientes resultados:

(1) El costo de instalacion del horno i accesorios es de frs. 52,000.

N.º de la
muestra

	C.	Mn.	Si	Ph.	S.	Cr.
1	0.81	0.27	0.335	0.031	0.007	1.00
2	0.77	0.25	0.340	0.030	0.008	1.00
3	0.85	0.28	0.345	0.029	0.007	1.00
4	0.82	0.27	0.335	0.030	0.009	0.99
5	0.83	0.25	0.335	0.030	0.009	0.98
6	0.78	0.27	0.419	0.031	0.010	0.99
7	0.79	0.28	0.326	0.030	0.009	0.98

Media hora despues de tomada la última muestra se efectuó la colada, i una muestra tomada en la bolsa de metal fundido dió la siguiente composicion:

C.....	0.77	Mn.....	0.29	Si.....	0.396
Ph.....	0.031	S.....	0.009	Cr.....	0.99

Las muestras 1, 2 i 3 fueron sometidas al ensaye de resistencia a la traccion i dieron los siguientes resultados:

N.º de la muestra	Lonj. de la barra ensay. en cms.	Diámetro en m/m.	Carga de ruptura en Kgs. m/m. cuad.	Alargamiento en %	Contraccion de la seccion %
1	200	24.9	86.9	12.25	21.0
2	200	24.9	88.9	12.25	16.6
3	200	25.0	86.5	13.50	20.4

Fuera del horno descrito existen en la fábrica de acero Rochling otros dos hornos trifase del mismo tipo de 2,000 kgr. de capacidad i 275 Kw. de potencia; destinados a la fabricacion de acero para amoldar, acero especial para herramientas i otros usos.

En el mismo establecimiento funciona un horno Röchling-Rodenhauser de 7,000 Kgs. de capacidad i 750 Kw. de potencia, alimentado con corriente monofase a 5,000 volts i 5 períodos; este horno está destinado a refinar acero Thomas i el acero eléctrico obtenido se emplea en la fabricacion de rieles, de los cuales se han entregado ya algunos miles de toneladas a los ferrocarriles alemanes.

Hai ademas una docena de hornos Röchling-Rodenhauser monofases i trifases instalados en diversos establecimientos siderúrgicos de Europa, cuya capacidad varia entre 1 i 5 toneladas i de una potencia que oscila 175 i 500 Kw.

La Gesellschaft fur Elektrostalanlagen de Berlin, que explota las patentes Röchling-Rodenhauser, construye para la venta los siguientes tipos de hornos que pueden ser alimentados directamente por una red ordinaria de distribucion de enerjía eléctrica trifase a 50 períodos:

Tipo	Peso de la carga en Kgs.	Potencia del horno en Kw.	Factor de potencia $\cos \varphi$
0	500—750	100	0.85
1	1,000	175	0.80
2	1,000—1,500	275	0.70
3	3,000	350	0.60

Como se ve en el cuadro que precede el $\cos \varphi$ disminuye con el aumento de la potencia; para hornos de mayor potencia es necesario disminuir la frecuencia de la corriente para tener un factor de potencia aceptable.

Trazando un paralelo entre el horno Röchling-Rodenhauser trifase, que es el tipo mas acabado de los hornos a induccion, i los hornos a electrodos (Keller, Stassano, etc.), tenemos las siguientes ventajas que obran en favor del primero:

1) Puede ser conectado directamente a una línea ordinaria trifase de distribucion de enerjía, sin necesidad de transformadores.

2) El consumo de corriente es mui regular i no se producen golpes de corriente imprevistos.

3) Produce una agitacion automática mui activa de las masas en fusion.

Presenta las siguientes desventajas respecto de los hornos a electrodos:

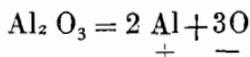
- 1) Un laboratorio ménos cómodo i accesible:
- 2) Un revestimiento refractario ménos durable i mas difícil de reparar.
- 3) Su capacidad no puede pasar de tres toneladas sin renunciar a la ventaja apuntadas en el acápite 1).
- 4) Mayor costo de instalacion del horno propiamente dicho.

En cuánto a consumo de enerjía i mano de obra los dos grupos de hornos son comparables.

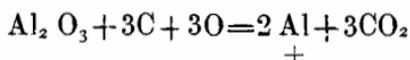
EL ALUMINIO.

El aluminio se obtiene en la actualidad esclusivamente por via electro-metalúrgica; i el procedimiento universalmente empleado consiste en la electrolisis de la alúmina ($\text{Al}_2 \text{O}_3$) disuelta en un baño de criolita fundida (cloruro doble de aluminio i sodio), que se efectúa en un horno eléctrico alimentado con corriente continua; el horno está provisto de un electrodo superior de carbon, que sirve de anodo, i de un crisol conductor, revestido del mismo material, que sirve de catodo.

La reaccion que debe tener lugar en el aparato es la siguiente:



El aluminio se acumula en el catodo, es decir, se deposita en el fondo del crisol, mientras que el oxígeno puesto en libertad en el anodo, se combina con él para formar óxido de carbono, el que se quema inmediatamente formando anhídrido carbónico al ponerse en contacto con el aire. De manera que en realidad la reaccion completa que tiene lugar en el proceso de electrolisis es la siguiente:



Resulta sin embargo en la práctica que la descomposición electrolítica no se limita solo a la alúmina disuelta, sino que a menudo se electroliza igualmente la criolita, dando lugar a un desprendimiento de fluor en el anodo i a un depósito de sodio en el catodo; hai que evitar en lo posible la descomposición electrolítica de la criolita, a causa del precio elevado de este compuesto i porque el sodio es un elemento mui perjudicial para las propiedades del aluminio. Esta descomposición tiene lugar sobre todo cuando el baño se ha empobrecido en alúmina, i es necesario por consiguiente agregar alúmina al baño a medida que ella se descompone.

Para obtener una marcha regular i satisfactoria de la operación es necesario agregar al baño otros materiales, tales como el fluoruro de aluminio, fluoruro de calcio i cloruro de sodio. El efecto de la adición de estos cuerpos es la siguiente:

1) Hace bajar la temperatura de fusión del baño, en efecto, una mezcla de criolita con 0 a 20 % de alúmina funde a una temperatura próxima a 1,000 grados, i ella sube rápidamente con mayor cantidad de alúmina. Una adición de fluoruro de aluminio i calcio a esta mezcla, hace bajar la temperatura de fusión a 800 u 850 grados i permite aumentar la proporción de alúmina disuelta hasta 30 %. Agregando cloruro de sodio a esta nueva mezcla, su temperatura de fusión cae a 700 grados; el cloruro de sodio se volatiliza rápidamente a esta temperatura, pero la disminución momentánea de temperatura a que da origen su presencia se utiliza para la puesta en marcha del horno.

En resumen con la adición de los fundentes mencionados se puede hacer marchar regularmente el horno a una temperatura que varia de 800 a 900 grados; esto tiene como consecuencia un mejor aprovechamiento de la corriente eléctrica, puesto que se reduce el consumo de la misma a cuyas espensas se mantiene el baño en fusión por el efecto Joule.

En las condiciones antedichas el voltaje entre las bornas del horno es de 7 a 8 volts i la corriente de 70 a 80 amperes por decímetro cuadrado de anodo.

2) El empleo de fundentes tiene como consecuencia la disminucion de la densidad del baño; lo que facilita la separacion del aluminio líquido i su acumulacion en el fondo del crisol. En efecto, he aquí las densidades correspondientes al estado sólido i fundido del metal i del electrolito con i sin fundentes:

Cuerpos	Densidades		Diferencias
	sólido	líquido	
Aluminio.....	2.66	2,54	
Criolita saturada de alúmina.....	2.90	2.35	0.19
Mezcla de 1 molécula de criolita con 2 moléculas de fluoruro de.....			0.43
Al saturada de alúmina.....	2.98	2.14	

Como se ve el aluminio es ménos denso que el electrolito ámbos al estado sólido; por el contrario al estado líquido el aluminio es un poco mas pesado que el electrolito, pero basta que se produzca un enfriamiento momentáneo del baño en el horno para que las densidades se inviertan i entónces el aluminio, en vez de acumularse en el fondo del crisol, tiene la tendencia de flotar sobre el baño. Esto, al suceder, acarrea la paralización de la marcha de la operacion; para evitarlo, hai conveniencia en aumentar la diferencia de densidad entre el baño i el metal fundido, lo que se logra introduciendo los fundentes mencionados, esta adicion tiene por efecto doblar la diferencia de densidad precitada, como se ve en el cuadro anterior.

Las materias primas empleadas en la fabricacion del aluminio son las siguientes:

Alúmina derivada de la bauxita

Criolita (fluoruro doble de aluminio i sodio)

Fundentes (fluoruro de aluminio i de calcio)

Es condicion necesaria e indispensable en esta fabricacion de obtener el metal lo mas puro posible en la primera operacion, o sea la electrolisis, porque hasta la fecha no se conoce ningun procedimiento para refinarlo, i las impurezas en él contenidas, aun en pequeña proporcion, alteran notablemente i en forma desfavorable las propiedades del metal.

Para llegar a ese resultado es menester emplear materias primas mui puras, pues es un hecho, sancionado por la práctica, que todas las impurezas contenidas en ellas se encuentran reunidas al final de la operacion en el metal. Es necesario por consiguiente, empezar siempre por la purificacion de las materias primas, esta operacion es talvez la mas complicada i costosa de la fabricacion.

Empezaremos por ocuparnos de las materias primas i de su purificacion:

Alúmina.—La alúmina pura se encuentra rarísimas veces en la naturaleza, se la obtiene, hasta hoi, esclusivamente por purificacion de la Bauxita o sea la alúmina hidratada impura que se encuentra en la naturaleza mezclada con óxido de fierro, sílice, ácido titánico i otras impurezas. La proporcion de estas impurezas es mui variable de un mineral a otro, pero en todo caso la mas perjudicial de todas es la sílice, por cuanto una bauxita que contiene mas de 6 % de este cuerpo es inservible para la industria del aluminio, es ya difícil utilizarla a partir de 3 % de sílice.

Los yacimientos de bauxita abundan principalmente en Francia.

En el comercio se exige que el mineral responda mas o ménos a la composicion siguiente:

$\text{Al}_2 \text{O}_3$	57 a 60 %
$\text{Fe}_2 \text{O}_3$	10 a 15 % se tolera hasta 25
Si O_2	ménos de 3 %
Humedad.....	10 a 20 %

El valor de un mineral cuya composicion varia entre los lí-

mites indicados se estima en 10 francos en la mina i en 16 a 20 francos puesto en los establecimientos de beneficio o a bordo.

Entre las otras impurezas que suele contener la bauxita, en menor cantidad, figuran: el ácido titánico (1 a 2 %), algo de cal, magnesia, materias orgánicas i a veces Vanadio.

Los diversos métodos de purificación de la bauxita, pueden clasificarse en dos grandes grupos: métodos directos i métodos indirectos.

Métodos indirectos.—Comprenden en primer lugar la molienda i secadura del mineral; se le somete a una molienda i tamizadura previas para reducirlo a trozos menores de 6 milímetros i se la deshidrata a una temperatura de 700 a 800 grados en un horno rotativo. A la salida del horno se le somete a una segunda molienda i tamizadura al traves de un tamiz de 120 a 150 mallas por cm^2 . La bauxita seca, pulverizada i exenta de materias orgánicas así obtenida, viene sometida sucesivamente a las tres operaciones siguientes: preparacion de las lejías de aluminato, de sodio, precipitacion de la alúmina hidratada i calcinacion de la alúmina.

La preparacion de las lejías de aluminato de sodio se hace por los siguientes procedimientos:

Procedimiento Deville-Pchiney, consiste en mezclar la bauxita seca i pulverizada con carbonato de sodio anhidro i calentar la mezcla entre 1,200 i 1,500 grados en un horno de reverbero; a esta temperatura los dos cuerpos reaccionan entre sí i se forma aluminato de sodio i se desprende ácido carbónico. El producto al salir del horno es tratado con agua alcalinizada hirviendo, la que disuelve el aluminato de sodio dejando como residuo las impurezas sílice, óxido de fierro, ácido titánico, etc. Sin embargo, a la alta temperatura del horno una parte de la soda se combina con la sílice para formar silicato de sodio que entra en disolucion junto con el aluminato. Para eliminar esta sílice es menester calentar, largo tiempo, la disolucion en una auto clave a 5 o 6 atmósferas de presion, en estas condiciones la sílice se precipita lentamente

en forma de sílico-aluminato de sodio. La solución filtrada queda lista para la precipitación de la alúmina.

El procedimiento Peniakoff obtiene el aluminato de sodio calentando en un horno a 1,200 grados una mezcla de bauxita i sulfato de sodio adicionada de un reductor como el carbon o el sulfuro de fierro; esta reacción produce un desprendimiento de $\text{SO}_2\frac{1}{2}$ que sirve a la regeneración del sulfato de sodio, por reacción sobre cloruro de sodio, lo que da como producto secundario ácido clorhídrico comercial. El aluminato de sodio obtenido en el horno es tratado por disolución como en el procedimiento anterior.

El procedimiento Bayer ataca la bauxita pulverizada con una disolución de soda cáustica de densidad 1,4 a 1,5 en una auto clave calentada al vapor. La reacción requiere 2 a 3 horas de tiempo, 5 a 6 atmósferas de presión, 150 a 160 grados de temperatura i una agitación constante. Se obtiene así una lejía de aluminato de sodio con poco silicato de sodio en disolución, la que, después de filtrada para separarla de las borras, queda lista para la precipitación de la alúmina.

El procedimiento Verge, es una variante del anterior que consiste en tratar directamente la bauxita, bruta i groseramente molida con una disolución de soda cáustica, a una presión de 3 atmósferas i 125 a 135 grados de temperatura. Este procedimiento, ménos costoso que los anteriores, disolvería ménos sílice i permitiría el tratamiento de bauxitas de calidad inferior hasta con 6 % de sílice.

Por fin el reciente procedimiento Serpeck, que consiste en fijar, en el horno eléctrico, el aluminio de la bauxita al estado de azoturo de aluminio, empleando el ázoe del aire. El azoturo de aluminio tratado como una disolución alcalina, produce una lejía de aluminato de sodio, al mismo tiempo que se desprende gas amoníaco. Del aluminato de sodio obtenido se precipita la alúmina, en disolución, mientras que el gas amoniacal se condensa en forma de amoníaco líquido o sales amoniacales.

Este procedimiento tiene para nuestro país un interés es-

pecial, desde que los inventores chilenos señores Mourgues del salitre amoniacal, cuentan con el amoníaco obtenido por el procedimiento Serpeck para la fabricacion del nitrato de amonio.

La precipitacion de la alúmina hidratada se obtiene por los dos procedimientos siguientes:

Procedimiento Deville-Pechiney, consiste en la descomposicion de la disolucion de aluminato de sodio por una corriente de ácido carbónico, se precipita así la alúmina hidratada i se rejenera el carbonato de sodio; se separa la alúmina hidratada por filtracion i se recupera el carbonato de sodio que se utiliza en la preparacion de nuevas cantidades de lejía de aluminato de sodio.

El procedimiento Bayer, de uso mas frecuente, consiste en agitar las lejías de aluminato de sodio en presencia de una pequeña cantidad de alúmina hidratada recién precipitada; en estas condiciones las lejías que contienen aproximadamente en forma de aluminato 3 moléculas de Al_2O_3 por 1 molécula de Na_2O , abandonan en tres dias hasta 70 % de su alúmina en forma de un precipitado cristalino que se separa fácilmente por filtracion, de la disolucion que contiene soda cáustica i el resto del aluminato no descompuesto; esta disolucion se emplea para el tratamiento de nuevas cantidades de bauxita para obtener nuevas lejías de aluminato de sodio.

La calcinacion de la alúmina tiene lugar en hornos diversos a una temperatura de 1,200 grados, previa filtracion, lavado i desecacion de la alúmina hidratada obtenida por precipitacion.

La calcinacion es costosa porque acarrea un gran consumo de combustible i ademas las pérdidas de alúmina calcinada, que se presenta en forma de polvo liviano i finísimo, por transporte mecánico, son importantes.

En resumen, se ve que la preparacion de la alúmina pura por los métodos indicados es una operacion larga, complicada i costosa, ademas se pierde en el tratamiento de 4 a 6 % de la alúmina contenida en la bauxita.

Se estima que se obtiene una tonelada de alúmina pura del tratamiento de dos toneladas de bauxita, el precio de costo de la primera es de unos 350 francos la tonelada, mientras que las dos toneladas de bauxita valen a lo sumo 40 francos.

Método directo.—Debido al americano Hall, consiste en tratar en un horno eléctrico la bauxita calcinada i mezclada con carbon en la proporcion de 100 a 150 Kgs. por tonelada de bauxita. El horno eléctrico empleado es del tipo de los hornos para la fabricacion del carburo de calcio. A la temperatura del horno eléctrico el carbon reduce la sílice, el óxido de fierro, el ácido titánico i aun un poco de alúmina, se forma con los metales reducidos una ferro-aleacion compleja de silicio, titanio, aluminio, la que es mui densa i fluida, se acumula por consiguiente en el fondo del horno de donde se la estrae por colada i se la separa de la alúmina que sobrenada; enfriada i pulverizada la alúmina resultante sirve para la preparacion del aluminio.

El procedimiento Hall es mas sencillo i económico que los anteriores, si se toma en cuenta que la ferro-aleacion obtenida tiene cierto valor comercial. Sin embargo, parece que la alúmina resultante no es tan pura ni es tan soluble en la criolita fundida como la que se obtiene por los métodos indirectos descritos.

El procedimiento Hall ha servido de base a los experimentadores que tratan de extraer al horno eléctrico, la alúmina por reduccion de la arcilla (silicato de alúmina). Estas experiencias, si bien no han salido del dominio de los laboratorios tiene gran importancia si se toma en cuenta la revolucion que ellas pueden introducir en la fabricacion del aluminio.

Criolita.—La otra materia prima de la fabricacion del aluminio, es un fluoruro doble de aluminio i sodio de la fórmula Al_2Fl_26NaFl que se encuentra en la naturaleza. El yacimiento de criolita mas importante hasta hoi conocido es el de Ivigtut en Groenlandia, constituido por un poderoso filon que abre en el Gneiss bajo una capa de arcilla i de arena. El mine-

ral contiene próximamente 80 % de criolita i 20 % de impurezas tales como el cuarzo, la siderosa, piritá de fierro i cobre, galena, blenda, fluorina i calcita. El mineral se entrega purificado al comercio, prévia preparacion mecánica i electro-magnética, bajo el nombre de criolita, en forma de polvo fino que contiene 92 a 94 % de ese compuesto.

La tonelada de criolita comercial vale unos 650 francos, está completamente exenta de cobre, plomo i zinc i contiene como impurezas 0.25 a 0.50 de sílice i 0.10 de fierro.

En la actualidad se prepara una criolita artificial bastante pura de 90 a 92 % que le hace una fuerte competencia al producto natural.

Existen diversos procedimientos para la fabricacion de la criolita artificial; casi todos ellos empiezan por preparar el fluoruro de sodio haciendo reaccionar el ácido sulfúrico sobre el fluoruro de calcio natural o fluorina, se neutraliza enseguida con carbonato de sodio el ácido fluorhídrico resultante de la reaccion anterior, i por fin se trata el fluoruro de sodio obtenido con un compuesto del aluminio (sulfato o fluosulfato de aluminio) para obtener la criolita.

Fundentes.—Los dos principales fundentes que entran en la fabricacion del aluminio son: el fluoruro de calcio i el fluoruro de aluminio.

El fluoruro de calcio abunda en la naturaleza, forma el mineral conocido con el nombre de espato fluor o fluorina; para emplearlo en la industria del aluminio debe estar exento de sílice i su precio en estas condiciones varia de 18 a 20 francos segun su pureza.

El fluoruro de aluminio se prepara artificialmente haciendo reaccionar el ácido fluorhídrico, obtenido por ataque del espato fluor con ácido sulfúrico, sobre la alúmina hidratada o sobre la bauxita. El producto comercial purificado contiene sin embargo 1.5 a 3 % de sílice i 0.5 a 0.9 % de azufre.

Electrodos.—Los electrodos pueden ser considerados como materia prima de la fabricacion del aluminio puesto que se queman con el óxigeno proveniente de la descomposicion elec-

trolítica de la alúmina en cantidad que varia de 0.7 a 1 Kg. de anodo por kilogramo de metal obtenido. Además todas las impurezas contenidas en el carbon de los anodos se acumula finalmente en el metal, de manera que es indispensable emplear un carbon mui puro, pobre en cenizas i especialmente exento de fierro i silicio.

Se emplea hoi dia para la fabricacion de los anodos principalmente el coque de petróleo cuya cantidad de cenizas no pasa de 1.5 %. Parece especialmente indicado para este uso el empleo de electrodos de grafito, cuya cantidad de cenizas es infima (0.033 %), pero el inconveniente principal de su uso es su elevado precio, 2,000 francos próximamente la tonelada; mientras que se estima en 350 a 370 francos la tonelada de electrodos de carbon puro para la electrolisis del aluminio.

Fabricacion.—Pasadas en revista las materias primas que se requieren en la industria del aluminio, nos ocuparemos de la fabricacion misma.

Es difícil, por no decir imposible, obtener detalles precisos sobre la marcha de la fabricacion de un producto industrial cualquiera, debido a la reserva que guardan los fabricantes por temor a la competencia; a causa de esto los datos que siguen son de carácter mas bien jeneral.

Las cubas electrolíticas para la preparacion del aluminio, empleadas en la actualidad, están constituidas por receptáculos metálicos rectangulares de poca altura, revestidos interiormente con carbon, sobre los cuales están suspendidos los electrodos o anodos. Las dimensiones corrientes de estas cubas son: largo 2 a 4 metros, ancho 1.20 a 1.50 metros; profundidad 0.60 a 0.75 metros. La envoltura exterior está formada de planchas de fierro de 8 a 10 m/m de espesor reforzadas con cantoneras del mismo metal; las cubas descansan sobre dos muros bajos de albañilería, están fijas sobre ellos o bien están provistas de un dispositivo que permite inclinarlas a voluntad para efectuar las coladas.

A menudo i con el fin de disminuir las pérdidas de calor por radiacion, se interpone entre la envoltura metálica de las

paredes de la cuba i el revestimiento interior de carbon cierta cantidad de material refractario mal conductor del calor; en todo caso el fondo de la cuba es siempre de carbon i está en contacto eléctrico con el polo negativo del dinamo, de manera que constituye por sí el catodo donde se deposita el metal separado por la accion electrolítica de la corriente.

El revestimiento interior de carbon de la cuba debe estar siempre bien hecho i no presentar discontinuidad, porque el aluminio líquido, si llega a ponerse en contacto con el revestimiento refractario o con el fierro de la envoltura, se altera rápidamente absorbiendo silicio o fierro.

Para obtener un buen aprovechamiento de la corriente es necesario que se verifique un contacto eléctrico tan bueno como sea posible entre los conductores i el fondo de carbon de la cuba, i este último debe ser compacto i buen conductor de la corriente. Se han hecho diversos progresos en este sentido: primeramente se conectaban los conductores a la envoltura metálica de la cuba, en seguida se han colocado barras horizontales de fierro ahogadas en el revestimiento de carbon, el cual venia fuertemente pisoneado en caliente contra dichas barras a las cuales se conectaban los conductores; hoy dia se prefiere construir el fondo de la cuba con bloques de carbon preparados i cocidos de la misma manera que se hacen los electrodos de manera que posean una alta conductibilidad eléctrica, los bloques de carbon se colocan horizontalmente unos al lado de otros en el fondo del receptáculo metálico i están atravesados por barras de fierro en contacto con los conductores de la corriente, a menudo se colocan los bloques verticalmente de manera que atraviesen el fondo de la cuba por una abertura hecha ad hoc, i sus estremidades inferiores están tomadas por una mandíbula metálica en coneccion con la corriente; por fin se suele adoptar una última disposicion que consiste en una cuba totalmente revestida de carbon, aislada de la corriente, sobre la cual están suspendidos paralelamente unos al lado de otros los anodos i catodos, ámbos formados de placas de carbon.

Los electrodos tienen jeneralmente seccion cuadrada de 15 a 20 cms. por lado i pesan 45 a 90 Kgs. cada uno. Las cubas de fondo conductor llevan de 8 a 12 anodos verticales dispuestos en dos filas. Las cubas no conductoras con anodos i catodos suspendidos, llevan 30 a 40 electrodos dispuestos en 4 filas paralelas, dos de ellas alternadas sirven de catodos i las otras dos de anodos.

Las diferentes cubas electrolíticas de una usina están jeneralmente reunidas en serie por grupos i cada grupo está alimentado por un dinamo de corriente continúa independiente.

El voltaje entre las bornas de cada cuba varia de 8 a 10 volts, la corriente que atraviesa el electrolito es de 8 a 10,000 amperes para las dimensiones corrientes; para las cubas mayores suelen alcanzar a 15 o 20 mil amperes. La densidad de corriente por decímetro cuadrado de electrodo es en todos los casos de 70 a 80 amperes.

La composicion del electrolito es motivo de la reserva mas completa de parte de los fabricantes, cada uno de los cuales ha introducido en él ciertas variantes que es el secreto de fabricacion de cada usina, las que en los demas particulares de la fabricacion se asemejan notablemente.

En jeneral pueden dividirse los fabricantes en dos grupos; los que emplean un baño de criolita casi pura con adicion de pequeñas cantidades de fundentes (Heroult) i los que agregan fluoruros diversos i aun cloruro de sodio en abundancia al baño de criolita. Todos ellos tienen en vista obtener un electrolito físicamente homogéneo, bastante fluido a la temperatura de 800 grados próximamente i que disuelva el máximo de alúmina.

Para la puesta en marcha de una cuba se procede como sigue: se hace pasar la corriente en la cuba vacía interponiendo trozos de carbon entre anodos i catodos, se agrega en seguida poco a poco la criolita pura o mezclada de fundentes (fluoruros). Cuando los anodos están sumerjidos en cierta cantidad del baño líquido que se ha formado se puede dejar alcanzar a

la corriente su intensidad normal, es decir la de trabajo; se sigue agregando criolita i fundentes manteniendo un voltaje algo elevado i ajustando los electrodos de manera que el todo entre en fusion; cuando el volúmen de baño formado es suficiente se empieza a agregar poco a poco la alúmina ajitando al principio el baño para favorecer la disolucion, se sigue agregando la alúmina en mayor cantidad i se ajusta el voltaje a su valor normal, 8 volts. La puesta en marcha de una cuba dura dos dias, es una operacion delicada i presenta frecuentes irregularidades, como ser la formacion de masas pastosas que es menester evitar.

Las operaciones de la fabricacion consisten: en la alimentacion de materias primas, regularizacion i cambio de los electrodos i las coladas.

Para proteger el baño contra el enfriamiento se le cubre con una capa de alúmina en polvo, que se funde en la vecindad de los electrodos donde la temperatura es mayor; a medida que la electrolisis progresa el baño se empobrece en alúmina, i para evitar la descomposicion del electrolito es menester agregar oportunamente i a intervalos cierta cantidad de alúmina. Con este fin se dispone de lámparas avisadoras montadas en derivacion sobre las bornas de las cubas, el filamento de las lámparas está calculado de manera que ellas se enciendan cuando a causa de la disminucion de alúmina en el baño el voltaje sube hasta 15 o 20 volts, que es precisamente el voltaje de descomposicion de los fluoruros. Basta entónces quebrar con una barra de fierro la costra de alúmina endurecida que cubre el baño, agitar algo para favorecer la disolucion i agregar una nueva capa de alúmina protectora.

La adicion de criolita i fundentes se hace en menor cantidad i a intervalos de varios dias.

Hemos dicho que los anodos se consumen por oxidacion en contacto con el oxígeno que se produce en la descomposicion de la alúmina; requieren ajustes de manera a mantener sus estremidades inferiores a una altura de 6 a 8 centímetros sobre el catodo, el ajuste se hace a mano o mecánicamente.

El aluminio que se deposita en el fondo de la cuba se cuela cada dos o tres días por un agujero de colada practicado lateralmente en el fondo de la cuba. Antes de efectuar la colada se ajita el baño con una barra de fierro para que se depositen los glóbulos metálicos en suspensión. Se recibe el metal líquido en cachos de fundición, i se efectúa una segunda colada del aluminio de los cachos en moldes de fierro ya sea directamente o con ayuda de cucharas, de manera que quede completamente exento de escorias. Se deja siempre dentro de la cuba cierta cantidad de aluminio para continuar la operación. Se tapa el agujero de colada con un tapon de pasta de carbon.

Jeneralmente se hace una segunda fusión del aluminio en hornos calentados con coke o petróleo ántes de entregarlo al comercio con una lei de 98 % aproximadamente. Este aluminio comercial de 98 % se consume casi esclusivamente en la siderurgia o en la aluminoterma; para otros usos se requiere aluminio de 99 a 99.5 % que es mas caro i mas difícil de obtener.

El revestimiento de las cubas se deteriora poco a poco, tambien absorbe algo de electrolito i aun se transforma superficialmente en carburo de aluminio, lo que significa una disminucion importante de su conductibilidad, por este motivo es necesario despues de algun tiempo retirarlas del servicio i rehacer el revestimiento de carbon. La duracion del revestimiento es mui variable i no solo depende de su modo de construccion i de la calidad del revestimiento, sino tambien de la temperatura a que se efectúa la operacion; su duracion es mayor cuanto menor es la temperatura a que se trabaja; por otra parte una temperatura demasiado baja puede acarrear serios inconvenientes como ser la inversion de las densidades del baño i del aluminio a que hemos hecho referencia anteriormente.

El rendimiento de la electrolisis cuando se efectúa en buenas condiciones, es elevado, es de 90 a 95 % del rendimiento teórico equivalente a 363.7 Kgs. de aluminio por Kw. año. Sin

embargo, la producción media anual por Kw. año varia en las diversas usinas de 210 a 275 Kgs. de aluminio o sean 154 a 202 Kgs. por HP año. Esta disminución del rendimiento, variable entre 58 i 76 % en vez de ser 90 a 95 %, es debido naturalmente a las paralizaciones que por un motivo u otro se producen en la operación.

El consumo teórico de materias primas, de acuerdo con la ecuación de disociación electrolítica dada mas arriba, es por kilogramo de aluminio de 1,886 gramos de alúmina i 333 o 666 gramos de carbon anódico segun que el carbon sea oxidado por el oxígeno desprendido a CO o CO₂. En la práctica se tiene generalmente un consumo de 2 Kgs. de alúmina i 700 a 1,000 gramos de carbon anódico por kilogramo de aluminio producido; estos aumentos se deben para la alúmina, que se presenta en forma de polvo liviano, a las pérdidas originadas por transporte mecánico, i para el carbon anódico al rechazo de las puntas de electrodos inutilizables.

El consumo de criolita i fundentes debia ser nulo teóricamente, pero en la práctica se consumen por kilogramo de aluminio unos 200 gramos de cada uno de esos materiales a causa de las pérdidas mecánicas en la molienda, volatilización i disociación electrolítica de los mismos.

El costo de fabricación del aluminio depende de varios factores: materias primas, energía eléctrica, mano de obra, gastos generales. No es fácil obtener datos detallados a este respecto de los fabricantes. Sin embargo, el costo medio de producción debè fluctuar alrededor de 1.50 francos por kilogramo de metal; dentro de este precio de alúmina figuraria por 0.60 a 0.65 francos i las otras materias primas incluso los electrodos por 0.35 a 0.40 francos.

Siendo el precio medio actual de venta fr. 1.95 el kilogramo, se ve que el márgen de ganancia es aceptable.

EL ZINC

El horno eléctrico está en vías de producir una revolución en la metalurgia del Zinc.

Como es sabido los procedimientos actualmente empleados en la extracción de este metal dejan mucho que desear en cuanto a rendimiento i costo de extracción. Esos procedimientos consisten en transformar los minerales de Zinc blendas (ZnS), i calaminas ($ZnCO_3$) en óxido de Zinc (ZnO) i en reducir i destilar simultáneamente el dicho óxido para recojer i condensar los vapores de Zinc obtenidos.

La primera operación, o sea la tuesta de los minerales, se hace en hornos de manga, semejantes a los hornos de cal, cuando se benefician calaminas; i en Kilns i hornos de tuesta diversos, con i sin recuperación del ácido sulfuroso, en el caso de las blendas. La reducción i destilación simultánea del óxido de Zinc se práctica casi exclusivamente en dos tipos de hornos: belgas i silesianos.

Los hornos belgas se componen de 150 a 200 tubos de arcilla refractaria, cerrados en un extremo i abiertos en el otro, dispuestos en filas horizontales en el interior de una cámara de combustión calentada con carbon. Las estremidades abiertas de los tubos salen fuera de las paredes de la cámara, a aquellas se ajustan otros tantos condensadores de arcilla refractaria.

El mineral molido i mezclado con carbon se carga en los tubos; por la acción del calor, el carbon reduce el óxido de Zinc segun la ecuación: $ZnO + C = Zn + Co$ los vapores de Zinc mezclados con óxido de carbono pasan a los condensadores donde se acumula el Zinc al estado líquido mientras que el óxido de carbono se escapa a la atmósfera.

Cada tubo se carga con 20 Kgs. de mineral i la operación dura 12 horas; despues de la cual se desmontan los condensadores, se recoje el metal, se vacía de los tubos el residuo agotado i se le reemplaza por mineral fresco.

Los hornos silesianos se diferencian de los anteriores en que llevan retortas de una capacidad de 100 Kgs. cada una en vez de tubos, el sistema de calefaccion, reduccion, destilacion, condensacion, etc., es por lo demas idéntico al anterior.

En cuanto a resultados ámbos tipos de hornos son comparables i los datos numéricos que damos a continuacion son aplicables a ámbos:

Consumo de carbon por tonelada de Zinc producido partiendo de minerales de 45 a 50 % de lei, es 2,5 toneladas.

Rendimiento térmico del horno 10 a 12 %.

Mano de obra; 5 trabajadores para producir una tonelada de metal en 24 horas.

Las operaciones son complicadas i requieren obreros experimentados en el trabajo.

El mantenimiento del horno es costoso, pues hai que renovar a menudo los tubos o retortas i los condensadores que se quiebran fácilmente. Se puede estimar, para este uso, un consumo de 200 Kgs. de arcilla refractaria por tonelada de metal producido.

Las pérdidas de metal por volatilizacion al traves de las paredes de los recipientes i por los residuos que quedan del mineral tratado, no bajan de 10 % del metal contenido en el mineral, cuando se tratan minerales de 45 a 50 % de lei; i las pérdidas suben a 20% en el caso de minerales pobres cuyas lei varia alrededor de 25 %.

Estos datos ponen de manifiesto las dificultades, el costo elevado i el mal rendimiento de los procedimientos en cuestion. Esto ha inducido a muchos experimentadores a buscar una solucion mas práctica i económica del problema, i es a la adopcion del horno eléctrico que se han vuelto la mayoría de ellos. Hasta hoi los mas afortunados en sus investigaciones han sido los señores Côte i Pierron de Lyon; daremos a continuacion una reseña de los trabajos i resultados obtenidos por dichos señores.

Despues de una serie de experiencias de laboratorio en escala mas o ménos grande i con las cuales pusieron en evidencia

la viabilidad del procedimiento, los señores Côté i Pierron llegaron a constituir en 1907 una sociedad anónima con 150,000 francos de capital con el objeto de proseguir las investigaciones iniciadas, pero en escala industrial. El programa de trabajo de la Sociedad consistía solamente en probar en escala industrial, en una usina de 500 HP de potencia próximamente, el procedimiento propuesto para el tratamiento directo de minerales de Zinc al horno eléctrico en vista de obtener óxido de Zinc comercial, sin ocuparse por el momento de la cuestión de la condensación de los vapores de Zinc metálico, que presenta dificultades muy apreciadas.

La Sociedad adquirió una pequeña planta hidro-eléctrica en los Pirineos que disponía de dos turbo-generadores de 250 HP c/u; la que enviaba su energía en forma de corriente trifase, a 3,000 volts i 50 períodos, al pequeño establecimiento electrometalúrgico situado a 900 metros de distancia i a proximidad de una mina de Zinc que le suministraba el mineral (blendas). Los transformadores de bajada de potencial del establecimiento electro-térmico estaban arreglados de manera a poder suministrar a los hornos la corriente a un potencial de 135, 90 o 45 volts.

Después de ensayar diversos tipos de hornos construidos de diversos materiales i provistos de uno o dos electrodos, los experimentadores dieron preferencia a un horno cilíndrico con un electrodo central, cuyo crisol de grafito se pone en contacto con uno de los polos del alternador, el horno estaba cubierto con una bóveda construida de ladrillos de magnesita. Un horno de este tipo representado en fotografía 14, consume 250 HP de energía.

Dentro del horno se carga una mezcla formada de mineral de Zinc crudo (blenda) fierro i cal; esta última obra como fundente, mientras que el fierro reacciona a alta temperatura sobre la blenda dando sulfuro de fierro i zinc metálico, que se desprende en forma de vapores. La reacción que tiene lugar dentro del horno se espresa por la fórmula siguiente:



Este procedimiento tiene sobre la reducción de los minerales tostados de Zinc por el carbon la ventaja que se evita la tuesta i que los vapores de Zinc resultantes están exentos de óxido de carbono, lo que facilita la condensacion de los mismos.

Los vapores de Zinc orijinados en el horno eléctrico se desprenden por un orificio practicado en la bóveda, pasan a un aparato de oxidacion donde se transforman en óxido de Zinc en presencia de aire; el óxido de Zinc es conducido a unas cámaras de albañilería de grandes dimensiones donde se condensa en forma de polvo. Esta condensacion presenta serias dificultades i a menudo el óxido de Zinc obtenido no es perfectamente blanco debido a que arrastra cierta cantidad de fierro en forma de vapores, el que le comunica un color amarillento; este color va naturalmente en detrimento del valor comercial del óxido de Zinc, que se emplea principalmente en la fabricacion de pintura blanca.

Se dan a continuacion algunos datos referentes a una de las campañas del horno eléctrico mencionado:

Duracion de la campaña 240 horas

Cantidad de mineral fundido 14,560 kilogramos.

Lei media de los minerales empleados 43.6 % de Zinc.

Cantidad de fierro empleada como reactivo 6,235 kilogramos.

Cantidad de fundente (CaO) 3,480 kilogramos.

Potencia media consumida en el horno durante la campaña: 4,300 amperes, 40 volts, $\cos \varphi$ 0.75

Cantidad de óxido de Zinc obtenida 6,730 kilogramos.

Cantidad de Zinc condensado al estado metálico 182 kilogramos.

Lei en Zinc de las escorias i del residuo de FeS, 2.7 %.

Peso de electrodos consumidos 193 kilogramos.

La enerjía eléctrica se pagaba a razon de 65 francos el HP año.

Los electrodos se compraban a 52 francos los 100 kilogramos puestos en el establecimiento.

El fierro costaba 60 francos la tonelada i la cal 15 francos.

La mano de obra 3 francos por trabajador al dia.

La fabricacion de los 6,912 kilogramos de óxido de Zinc i de metal costó 2,631 francos incluso los gastos de embalaje. El producto se vendió a 46.30 francos los 100 kilogramos puestos en ferrocarril, lo que dió en total la suma de 3,200.30 francos.

El tratamiento de la blenda por el fierro se abandonó por cuanto no fué posible evitar que algo de fierro al estado de vapores pasara en el óxido de Zinc condensado, este contenia de 1 a 2 % de fierro lo que tiene, como hemos dicho, una influencia perniciosa sobre las propiedades del óxido.

Para obviar este inconveniente los inventores recurrieron a otro procedimiento, que consiste en fundir la blenda en el horno eléctrico en presencia de cal i carbon; la reaccion que tiene lugar es la siguiente:



Durante ocho meses uno de los hornos eléctricos de la usina trabajó continuamente con este procedimiento i el óxido obtenido que era de mui buena calidad; se vendió al precio corriente del óxido de Zinc, con lo cual se pudo hacer frente a gran parte de los gastos de esperimentacion.

La figura 10 representa una instalacion que funcionó durante algun tiempo en la usina de esperimentacion; comprende un horno eléctrico, cámaras i aparatos para la condensacion del óxido de zinc. El horno A se compone de un crisol de grafita de 1.10 metro de diámetro interior i 0.65 metro de alto, cubierto con una bóveda de ladrillos de magnesita i envuelto exteriormente de un blindaje metálico que está en coneccion con uno de los polos del jenerador; el otro polo del jenerador está conectado con el electrodo superior que tiene 1,000 m/m² de seccion.

En la bóveda existen varias aberturas, que están cerradas durante la marcha i por las cuales se introduce la carga; por una de las aberturas se desprenden los vapores de Zinc, esta última está en comunicacion con un quemador el que a su vez comunica con una chimenea B donde los vapores de Zinc se convierten en ZnO ; el óxido en forma de humo viene aspirado por el ventilador C i conducido a las cámaras de condensacion D. E. El óxido que no se condensa al pasar por las cámaras, pasa al conducto «ab» aspirado por el ventilador F que lo envia a la columna «d» i en seguida al tubo «e», dentro de los cuales hai un cierto número de filtros que retienen hasta las últimas porciones del óxido.

Las cargas i las coladas se hacen cada dos horas i en el intervalo de ellas ninguno de los aparatos deja de escapar vapores de Zinc.

Un operario basta para atender un horno, requiere solamente la ayuda de otro durante las cargas i las coladas que son mui rápidas; por lo demas la marcha del horno es mui sencilla i regular i puede trabajar durante varias semanas sin sufrir interrupciones de ninguna especie. La sencillez del manejo del horno eléctrico queda de manifiesto por el hecho que los operarios empleados en la usina de experimentacion, eran cultivadores tomados en la rejion, sin ninguna esperiencia en la metalurjia, que ganaban por término medio 3 francos al dia.

He aquí algunos datos referentes a una de las campañas con el nuevo procedimiento: El horno estuvo en marcha continua durante 600 horas, o sean 25 dias, se fundieron 28,345 kilógramos de blenda, de ganga mui silicosa, con 2 a 4 % de fierro i 1 % de otros metales; la lei en Zinc de estos minerales era por término medio de 37 % de Zinc.

El réjimen de marcha del horno era normalmente de: 3,800 amperes, 42 volts, i el $\cos \varphi$ 0.80.

Se emplearon 12,384 kilógramos de cal como reactivo o como fundente, i 3,346 kilógramos de carbon como reducente.

El peso del Zinc contenido en los minerales tratados era de 10,587 kilógramos, los que teóricamente debian haber pro-

publicado en el Boletín de la Sociedad Nacional de Minería de 1911, tomado de una de las revistas metalúrgicas americanas.

La reducción de minerales de *estaño* al horno eléctrico ha sido intentada, al parecer con buenos resultados, por Monsieur John Harden de Inglaterra. Este caballero, a quien me he dirigido en demanda de datos completos sobre sus experiencias, se ha limitado a contestarme que ha obtenido completo éxito en sus investigaciones i que está en situación de poder tratar industrialmente los minerales de estaño al horno eléctrico en vista de obtener el metal puro.

New York, Setiembre de 1912.

