



UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA DE MEXICO

FACULTAD DE QUIMICA

**FABRICACION DE ACERO
EN HORNO ELECTRICO**

TESIS PROFESIONAL

DANIEL REBOLLAR CORONA

México, D. F.

1967



Universidad Nacional
Autónoma de México



UNAM – Dirección General de Bibliotecas
Tesis Digitales
Restricciones de uso

DERECHOS RESERVADOS ©
PROHIBIDA SU REPRODUCCIÓN TOTAL O PARCIAL

Todo el material contenido en esta tesis esta protegido por la Ley Federal del Derecho de Autor (LFDA) de los Estados Unidos Mexicanos (México).

El uso de imágenes, fragmentos de videos, y demás material que sea objeto de protección de los derechos de autor, será exclusivamente para fines educativos e informativos y deberá citar la fuente donde la obtuvo mencionando el autor o autores. Cualquier uso distinto como el lucro, reproducción, edición o modificación, será perseguido y sancionado por el respectivo titular de los Derechos de Autor.

UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA DE MEXICO
FACULTAD DE QUIMICA

FABRICACION DE ACERO
EN
HORNO ELECTRICO

DANIEL REBOLLAR CORONA

INGENIERO QUIMICO

1 9 6 7

JURADO ASIGNADO
ORIGINALMENTE
SEGUN EL TEMA

PRESIDENTE ADALBERTO TIRADO A.

VOCAL MARIO MEDINA V.

SECRETARIO CESAR RINCON O.

1er. SUPLENTE MANUEL GAVIRO R.

2do. SUPLENTE NICOLAS JAIMES V.

SITIO DONDE SE DESARROLLO EL TEMA: ACEROS ECATEPEC, S. A.

NOMBRE COMPLETO Y FIRMA
DEL SUSTENTANTE Daniel Rebolaf Corona

NOMBRE COMPLETO Y FIRMA
DEL ASESOR DEL TEMA: Ing. Adalberto Tirado A.

NOMBRE COMPLETO Y FIRMA
DEL SUPERVISOR TECNICO: _____

A MIS PADRES

SR. LICENCIADO DANIEL REBOLLAR SANCHEZ

Y

DOÑA EVA CORONA DE REBOLLAR

CON CARINO Y RESPETO

A MIS MAESTROS

AL ING. ADALBERTO TIRADO A.

A YOLANDA

I N D I C E

	<u>Pag.</u>
Introducción	7
CAPITULO I	
Generalidades	9
CAPITULO II	
Hornos usados y sus características	24
CAPITULO III	
Control metalúrgico del proceso	56
CAPITULO IV	
Tipos de acero que se pueden producir en estos hornos	97
CAPITULO V	
Balance económico de la producción de billet colado en lingotera y en colado continuo	112
CAPITULO VI	
Conclusiones	120

I N T R O D U C C I O N

El acero es una aleación de hierro y carbono formado por individuos cristalinos del sistema cúbico tetragonal o hexagonal de tamaño variable, cuyas propiedades físicas dependen directamente de su composición química y de su estructura cristalina.

La definición técnica de lo que es el acero según el contenido de hierro y carbono es la siguiente:

Hierro puro es el que prácticamente no contiene carbono, se le llama también hierro dulce. Las aleaciones conteniendo hasta un máximo de 2% de carbono se denominan como acero. Cuando el % de carbono aumenta, reciben el nombre de hierro colado o hierro gris.

La diferencia principal entre el hierro colado y el acero, se encuentra en que el hierro colado no admite la forja y el acero, en cambio sí la resiste perfectamente.

A través del tiempo, han surgido diferentes métodos para la fabricación de acero como por ejemplo: el método del crisol, el método Siemens, el método Bessemer, el método del horno eléctrico, etc. Así mismo se ha ido diversificando la forma de transformar el acero, hasta la forma final que requie-

re, debido a los múltiples usos que existen de éste.

Dentro de las diferentes formas finales existentes en la rana del acero, podemos encontrar dos grandes grupos:

El grupo de piezas de acero fabricadas directamente por medio de moldes y el otro grupo que abarca la infinidad de formas diferentes que se le dan al acero por medio de los procesos de laminación en molinos y la forja directa. Para llevar a cabo este proceso de laminación se ha partido prácticamente en su totalidad, de lingotes de fundición, los cuales provienen del acero líquido vaciado en moldes denominados lingoteras. Recientemente ha surgido un nuevo método de vaciado para el acero líquido llamado colado continuo, por medio del cual se obtiene un producto intermedio entre el lingote y el producto terminado.

El presente estudio tiene por objeto describir los métodos y características del acero fabricado en hornos eléctricos y apreciar la diferencia del costo de fabricación del acero laminable como producto intermedio denominado billet, partiendo de acero líquido a lingote y después laminado este lingote a billet y cuando se fabrica directamente el producto intermedio o billet partiendo de acero líquido utilizando el proceso de colado continuo.

CAPITULO I

GENERALIDADES

Formulaciones de acero y otros metales han sido conocidas desde los tiempos bíblicos, cuando Tubal Cain descubrió que había reducido fierro, o fundido metal, cuando es carbó las cenizas del fuego que había formado. El descubrimiento de la producción de metal, parece haber tenido una posición importante en la civilización antigua, de ahí que raramente se encuentre algún autor clásico de los Griegos o Latinos que no mencionen este hecho.

Georgius Agricola aseveró que el hierro fué producido inicialmente 3500 años antes de Cristo y que el acero se produjo 1000 años antes de Cristo. Las mejores referencias disponibles de los primeros métodos de manufactura de acero, deducen que las aleaciones fueron preparadas por medio del proceso de cementación. Este proceso consistía en carburizar hierro con carbón vegetal en un horno de forja semejante a una mufia o a un horno con una cavidad redonda. Como referencia tenemos que los egipcios utilizaron este tipo de acero para hacer instrumentos manuales para trabajar la roca, de cualquier manera se han encontrado tan pocos instrumentos como éstos, - que se asume, han desaparecido debido a la oxidación.

Dado las primeras concepciones del acero, hasta principios del siglo XIX, el avance logrado fue excesivamente

lento. En este período, el acero era producto de los procesos de cementación y del método del crisol. Durante la segunda mitad del siglo XIX, el método del crisol había sustituido en su mayor parte al proceso de cementación.

El éxito de la fundición en crisol dependió de la chatarra de bajo fósforo generada por la expansión de los procesos Bessemer y del horno de hogar abierto. La práctica del crisol consistía en formar una mezcla de carbón vegetal, ferrosaleaciones y chatarra de tamaño adecuado, dentro de un recipiente redondo, forzado con material de barro, el cual era fácilmente moldeable cuando se humedecía y duro permanentemente cuando se horneaba para su cocimiento con fuego directo. Este recipiente normalmente tenía una capacidad de 50 Kg. aproximadamente. A continuación se colocaba en un horno de fuego directo y era mantenido en esa forma hasta que se aleaban completamente los componentes. Un proceso de regeneración fue incorporado más tarde en algunos de los modelos de hornos de fundición de crisol, el cual consistía, en vaciar el contenido individual de cada crisol en un recipiente mayor para después vaciar los lingotes de mayor tamaño.

Para el año de 1900, el volumen del acero de crisol producido, alcanzó prácticamente el máximo debido a que era una operación muy difícil y costosa, de manera que la facilidad de operación aún de los primeros hornos eléctricos, fue uno de los grandes factores en el incremento de su uso.

Los primeros hornos eléctricos fueron comunmente pequeñas unidades que oscilaban entre 1 y 15 toneladas. El primer incremento en la producción de acero en horno eléctrico, se apreció durante la primera guerra mundial. Con el desarrollo del automóvil se fueron estableciendo especificaciones, las cuales formaron una tendencia hacia la estandarización dando como resultado un aumento en la calidad de los productos de acero eléctrico.

Durante 1930 la producción correspondía a una relación global aproximada de una tercera parte de lingote y dos terceras partes de hierro y acero colado. Conforme fueron desarrollándose nuevas aleaciones para aceros de herramientas, válvulas y acero inoxidable, la industria continuó en expansión.

A principios de la segunda guerra mundial, la tecnología había aumentado hasta el punto en que la industria del horno eléctrico, se encontraba lista para satisfacer los nuevos tipos y las mayores demandas requeridas para propósitos militares. Gray ha señalado el año de 1946 como el punto de transición en el desarrollo y utilización del horno eléctrico. Durante la segunda guerra mundial, los hornos eléctricos se encontraban operando a capacidad en la manufactura de aceros aleados. Conforme aumentó la producción de acero para usos civiles, fue necesario para algunas compañías fabricar aceros de bajo carbón en hornos eléctricos, con el fin de encontrar mayor demanda y mantener los hornos en operación. Para todo esto fue necesario desarrollar la práctica de fundición para alcanzar el balance adecuado de contenido de oxígeno y carbón para aceros efervescentes. Este desarrollo obligado probó ser de crecimiento óptimo y cantidades considerables de acero efervescente fueron fabricadas en estos hornos.

En la tabla No. 1 se muestra la cantidad de acero al carbón fabricado en los Estados Unidos de Norte América en los años de 1954 a 1957.

PRODUCCION DE ACEROS AL CARBON EN HORNOS ELECTRICOS DE 1954 A 1957.		
AÑO	ACERO AL CARBON (TON.)	% DE LA PRODUCCION TOTAL EN HORNOS ELECTRICOS.
1954	2,898,004	54.0
1955	4,592,010	55.0
1956	5,289,104	57.8
1957	5,547,093	65.0

La tabla anterior nos muestra que la producción de

acero ha sido consistentemente en su mayoría acero al carbón.

DESARROLLO DEL HORNO ELECTRICO.

El horno eléctrico fue inventado por un francés, Pichón, para el cual solicitó una patente el 16 de marzo de 1853 para tener sus derechos sobre la fusión económica de minerales y metales. La cantidad de corriente eléctrica en ese tiempo era bastante limitada. El desarrollo del dinamo en 1867 hizo que el horno eléctrico pasara a ser de uso práctico.

La primera aplicación práctica de la energía eléctrica para fundir acero fue llevada a cabo por William Siemens en 1879. El utilizó un crisol con electrodos horizontales para formar un arco de una sola fase sobre el crisol. También fue considerado ineficiente, o demasiado costoso en los primeros hornos debido al alto costo de la corriente eléctrica y los refractarios.

Diferentes procedimientos fueron aplicados en el uso del arco eléctrico aplicado a los hornos. Stassano en Italia propuso su uso formando un arco indirecto como se muestra en la figura No. 1. Podían utilizarse dos o tres electrodos inclinados con un mismo ángulo sobre la superficie del baño metálico. El arreglo de dos electrodos consistía en colocar dichos electrodos en posición opuesta o sea a 180° como se aprecia en la figura No. 1. En el caso del uso de tres electrodos se colocaban igualmente con el mismo ángulo de inclinación sobre el baño a una distancia de 120° entre sí. A este diseño fueron adaptados sistemas tanto de una como de tres fases. El diseño de Stassano causaba frecuentemente un desgaste severo en las paredes y la bóveda del horno, lo que dió motivo a que surgieran modificaciones posteriores.

En la figura No. 2 se muestra el diseño de Rennerfelt, el cual consistía en dos electrodos inclinados u horizontales y un tercer electrodo en posición vertical. Por medio de este arreglo se desarrolló un esfuerzo mayor para dirigir el arco hacia el baño, con el objeto de aumentar la eficiencia del ca-

lentamiento y disminuir las pérdidas por radiación del arco eléctrico hacia las paredes y la bóveda del horno y por consecuencia aumentar el rendimiento del material refractario.

El siguiente paso en el desarrollo del uso del arco eléctrico, fué el uso de los hornos de arco directo. Estos diseños se caracterizaron por tener electrodos en posición vertical y un flujo de corriente de los electrodos hacia el baño. Este tipo de hornos se desarrolló con unidades de una, dos y tres fases, con cada electrodo operando independientemente. Los hornos Girod obtuvieron solamente un uso limitado, en gran parte, debido a su operación errática, junto con la ineficiencia en la capacidad de transmisión de corriente de los materiales del piso.

En Francia entre los años de 1888 y 1892, Heroult construyó un horno de arco directo, el cual fué origen de las partes fundamentales de los grandes hornos eléctricos en uso actual. Un dibujo esquemático del diseño de Heroult se muestra en la figura No. 3. La modificación general y principal, fué que el calor generado por el arco era tomado dentro de la chatarra durante el período de la fusión lo cual tendía a reducir la erosión del refractario. La corriente era transmitida del electrodo al baño y regresaba al electrodo para cada fase. Hasta el momento es el mejor diseño en este tipo de hornos.

Mientras que se han hecho mejoras en los hornos modernos adaptados al diseño de Heroult, la mejora en la eficiencia del consumo de energía eléctrica fué otro factor importante, manteniéndose así hasta la actualidad.

El horno fué diseñado originalmente para la manufactura de ferroaleaciones y carburo de calcio. Con el crecimiento de la fundición de aceros aleados, sus ventajas fueron rápidamente visualizadas y utilizadas con gran éxito. El progreso del desarrollo del horno eléctrico se ha debido a la coopera--

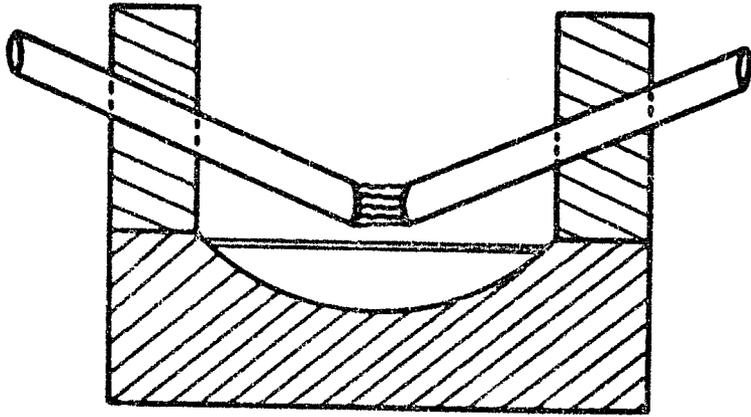


Fig. 1

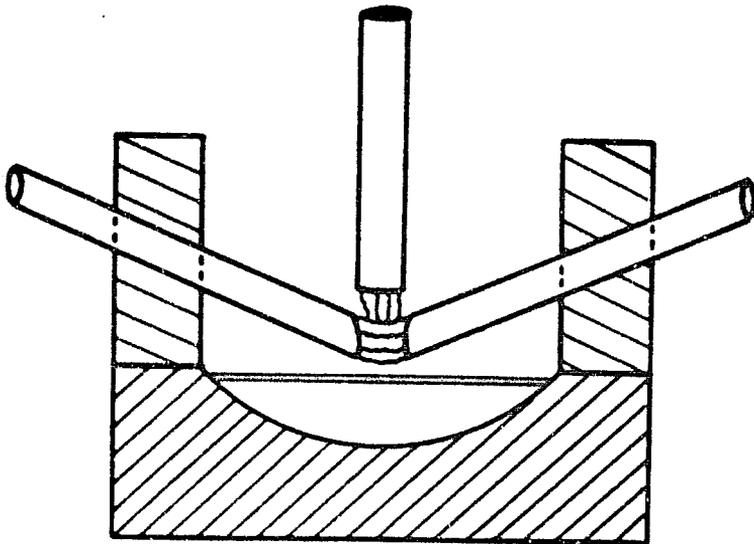


Fig. 2

ción mutua de industrias relacionadas con la manufactura de acero. Haciendo mención de algunos, tenemos el caso de las compañías abastecedoras de ferrocarriles, equipo eléctrico, compañías constructoras de hornos así como compañías de refractarios.

Se hizo buen acero desde un principio. Las limitaciones del horno de hogar abierto, en la producción de acero con cantidades apreciables de elementos relativamente oxidables, fueron apreciadas en gran escala. La facilidad con la cual podían transformarse las condiciones de oxidantes a reductoras en el horno eléctrico, únicamente con el control de la escoria, fué motivo de incremento en el interés que condujo al desarrollo del horno eléctrico.

Durante los primeros años del siglo XI, fueron desarrolladas otras variaciones del horno de arco directo, hechas por Snyder, Von Saar, Booth Hall, Moore, Ludlum, Green, Swindell y Volta. Todos estaban tratando de desarrollar medios más eficientes para el uso de la corriente eléctrica, con el fin de producir temperaturas de fusión.

Entre uno de los tipos de hornos de gran capacidad, encontramos uno que consiste en un piso de forma elíptica, con tres electodos en cada uno de los extremos. Cada uno de los conjuntos de electodos era accionado individualmente por un transformador. Este horno es considerado todavía de uso práctico, aunque no tiene la ventaja de la carga por arriba, sino que es cargado por medio de una máquina del tipo de carga para horno de hogar abierto.

En 1956 encontramos que la variedad de tamaños que se encontraban en uso, variaban desde 1 a 5 toneladas, hasta 151 a 200 toneladas, siendo la escala de mayor uso, la comprendida entre las capacidades de 11 a 25 toneladas. El tamaño mayor de horno eléctrico circular en la actualidad, oscila en el rango de los 25 pies de diámetro. Esta limitación es cau-

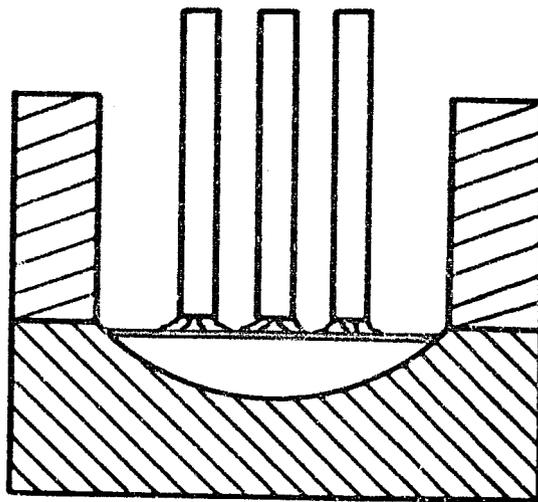


Fig. 3

cada por:

1) El tamaño máximo de electrodo circular que puede ser utilizado en un horno para permitir las condiciones propias de fusión.

2) El aumento de desgaste en el material refractario, debido a la necesidad de utilizar voltajes más altos.

3) Mayores riesgos de daños por el uso de estos voltajes mayores.

El camino a seguir por los fabricantes de horno eléctrico para resolver estos problemas, tendrá que determinarse.

DESARROLLO DE ELECTRODOS.

Junto con todos los detalles que se han presentado en la historia del horno eléctrico, es lógico incluir alguna mención sobre electrodos. Diferentes técnicas y equipo han sido desarrolladas, hasta el punto en que los electrodos suministran mucho mejor servicio del que dieron inicialmente.

El electrodo utilizado en el tiempo en que Davy descubrió el arco eléctrico en el año 1800, era muy simple. Estaba fabricado de carbón vegetal y alquitrán o brea. Este fue sustituido por un electrodo hecho por medio de extrusión, el cual se componía de coque y antracita de carbón de madera de bajo contenido de cenizas, mezclado con alquitrán o brea. Después de la extrusión, los electrodos eran horneados para eliminar la materia volátil y después maquinados para formar las juntas de unión entre uno y otro. El producto era de baja resistencia requiriendo en consecuencia extremo cuidado durante su operación.

Los electrodos de grafito que son utilizados actualmente, son hechos en su mayor parte de la misma manera que los electrodos de carbón. Para la manufactura de estos últimos, se mezclan carbón, coque y alquitrán o brea, la mezcla es ex-

truida y horneada, posteriormente es colocada en un horno de resistencia, donde se grafitiza a una temperatura de 4000°P. El tratamiento de alta temperatura convierte al carbón en grafito y elimina las impurezas de materia volátil. Con el carbón grafitizado se obtiene un aumento en la resistencia y la capacidad de conducción de la corriente eléctrica. En el siguiente ejemplo podemos apreciar las ventajas mencionadas anteriormente: Si consideramos un horno de 6 toneladas, de menos de 2000 KVA normalmente, necesitaría electrodos de 17 pulgadas de diámetro, siendo éstos de carbón amorfo. Con el uso de electrodos de grafito, es posible obtener el mismo resultado, con el uso de electrodos de 10 pulgadas de diámetro. De cualquier manera, todavía se encuentran en uso junto con los electrodos de grafito.

Existe otro tipo de electrodos de tipo continuo, - constituidos por una serie de secciones cilíndricas de acero delgado, con un hueco en el interior. Estas piezas son unidas fuertemente entre sí y cuando se necesita una nueva sección, ésta es agregada por la parte superior y se llena en su interior con una mezcla de carbón coque y alquitrán o brea, la cual es horneada conforme penetra el horno.

Este tipo de electrodos es utilizado más frecuentemente en hornos de ferroleaciones. Su uso en hornos de fundición de acero ha desaparecido prácticamente, debido a sus inconvenientes.

DESARROLLO DE CONTROLES ELECTRICOS.

Los primeros hornos tenían la suficiente reactancia para trabajar a un factor de potencia muy bajo, en el rango de 45 a 75%. Inicialmente los electrodos eran ajustados a mano; posteriormente, el primer control automático fue desarrollado por Thury, de Génova, más o menos durante el tiempo de la primera guerra mundial. Este fue adaptado al horno Heroult. Durante este tiempo, compañías eléctricas de los Estados Unidos de Norteamérica, también diseñaron un brazo de electrodo

accionado automáticamente, el cual era controlado por un relevador de corriente, operando un contacto magnético. La facilidad de operación lograda por tal diseño, ocasionó su extenso uso y desarrollo.

Un regulador un poco diferente fué desarrollado un poco después. Consistía en un sistema en donde la corriente era balanceada contra el voltaje, para prevenir las sumersiones del electrodo y el consiguiente aumento de contenido de carbón en el baño. Estos fueron avances deseables y dieron origen a los más modernos tipos de control que encontramos en la mayoría de las instalaciones actuales.

Los hornos Girod y Stassano, fueron equipados con reguladores hidráulicos automáticos. En 1931, Moore mencionó que la discontinuación de este sistema, podría haber sido prematura. Un testimonio del contenido de su predicción se encuentra en artículos recientes, en los cuales se describe el éxito de su aplicación.

Junto con los avances de la estabilización del arco que se llevaron a cabo, vino un mecanismo más rápido de operación para el levantamiento y descenso de los electrodos. De esta manera, encontramos que en un tiempo, las velocidades de electrodos comunes oscilaban entre 5 y 7 pulgadas por minuto, cuando ahora nos encontramos que la velocidad común es de 60 a 90 pulgadas por minuto. Una velocidad rápida de reflejo es conveniente para evitar las fracturas de electrodo cuando golpean porciones de chatarra pesada sobre ellos, así como también es ventajoso la reducción del tiempo de demora ocasionado por el levantamiento y descenso de electrodos que se efectúa al mover la bóveda para cargar la chatarra.

VOLTAJES DE OPERACION.

Los primeros hornos estuvieron equipados únicamente con un voltaje. Después había dos, uno alto y otro bajo. El bajo era usualmente de 70 a 90 volts, y el alto de 110 a 150.

Conforme el suministro de potencia aumentó y los diseños de transformadores fueron mejorados, un rango mayor de voltajes estuvo disponible, con la construcción de nuevas unidades se obtuvo gran versatilidad a través de los diseños que dieron la posibilidad de escoger tanto como seis taps de voltaje diferente y un voltaje máximo de 550 volts.

Con los altos voltajes viene el mismo problema para el material refractario que nuestros predecesores encontraron con el uso del arco indirecto. Un arco de 300 a 500 volts directo hacia el baño, puede causar daño considerable, cuando el baño está fundido, teniendo una superficie horizontal. El mismo problema con el material refractario existe en el trabajo actual del horno eléctrico. Esto se está solucionando en parte, por refractarios de alta temperatura, tabiques de blindaje metálico, así como por un gran número de unidades de refrigeración.

MEDIOS DE OPERACION.

Los medios originales de carga eran por medio de paladas. Para ésto se necesitaba utilizar un número de obreros, algunas veces con poder suficiente para desempeñar otra labor después de la carga, como la extracción del lingote y la preparación de las lingoteras para una nueva colada.

Más tarde un método alternado fue desarrollado de modo que una caja metálica era colocada en la puerta del horno opuesta al hoyo de vaciado. Entonces se procedía a inclinar el horno hacia la posición de vaciado, con la grúa sujetando la caja metálica, posteriormente era levantado el extremo de atrás, dejando deslizar la chatarra dentro del horno. Otros métodos de carga fueron desarrollados, los cuales eran similares a los del horno de hogar abierto, pero en menor escala.

También fueron diseñados hornos donde la parte inferior del horno podía separarse de la bóveda, así como el tipo en el cual la bóveda es elevada y movida horizontalmente, apar-

tándola del horno propiamente dicho. Este método que es el más usual, se efectúa por medio de un levantamiento y giro mecánico. El horno es cargado por medio de una olla con fondo abierto. Originalmente la olla consistía en un recipiente cilíndrico, en el cual se ataba una soga deteniendo las orejas que se encuentran en la parte inferior y al colocarse la olla sobre el horno, la soga se quemaba permitiendo así que cayera la chatarra. Este tipo de carga fue mejorado con éxito, por medio del uso de la cadena, la cual se sujeta por medio de un seguro, el cual es accionado al jalar un cable metálico. Más recientemente, un recipiente metálico provisto de una tenaza en la parte inferior ha entrado en uso, este recipiente deja caer la carga al accionar la tenaza por un cable de levantamiento que se encuentra en la grúa.

Otro procedimiento para remover la bóveda del horno, en el momento de la carga, es por medio de un movimiento circular. Una ventaja importante en el sistema de la bóveda giratoria es, aparte de la rapidez de carga, la posibilidad de poder vaciar de nuevo el acero líquido al horno. La bóveda giratoria facilita esta operación, permitiendo que el metal sea vaciado de nuevo al horno, por la parte de arriba. Conforme el metal es vaciado al horno, se lleva a cabo una agitación vigorosa, la cual ayuda a homogeneizar el acero para las muestras preliminares que se envían al laboratorio.

La flexibilidad de un horno eléctrico es tal, que puede arrancarse y pararse en un tiempo demasiado pequeño. Este factor es mejor apreciado en áreas de operaciones intermitentes como fundiciones de acero moldeado, donde han sido reemplazados muchos hornos de aire y hornos de hogar abierto de tipo ácido.

El mantenimiento y reconstrucción son efectuados en un tiempo menor, comparado con el tiempo empleado en los hornos de hogar abierto. En una investigación industrial se demostró que sobre el tiempo total, el horno eléctrico tiene una dispo-

nibilidad de 96% contra 94% del horno de hogar abierto.

El control de temperatura en los hornos eléctricos, ofrece un rango de trabajo mayor y un mejor grado de control con respecto al horno de hogar abierto. Esta ventaja se deriva de la facilidad de obtener altas temperaturas como resultado del uso del oxígeno y una fuente de energía mayor. En la fusión de aceros aleados, un efecto de depresión térmica puede realizarse por medio del vaciado y recarga del acero líquido al horno, este procedimiento no es permisible o requerido en el horno de hogar abierto.

De esta manera podemos apreciar que los recursos para operar estos hornos, han sido desarrollados a través de los años, de manera que mayor tonelaje y mejor control en el producto, se pueden mantener con facilidad. Estos factores han sido ampliamente demostrados por el aumento de producción de los hornos eléctricos.

DESARROLLO DEL HORNO DE INDUCCION.

El horno de inducción fué patentado por primera vez por Ferranti en Italia en el año de 1877. Kjellin de Suiza fué el primero en demostrar su aplicación práctica en el año de 1900. Northup desarrolló el horno de inducción de alta frecuencia en 1916.

Algunas unidades de baja frecuencia no tuvieron éxito al ser llevadas a la práctica. De cualquier manera, otras unidades de este tipo fueron posteriormente operadas con éxito. La evaluación de los hornos de inducción de baja frecuencia, demostró que nada podía hacerse en dichos hornos que no pudiera hacerse más económicamente en los hornos de arco. De esta forma, su uso no fué recomendado para nuevas instalaciones comerciales que requerían mayor capacidad.

Los hornos de inducción de alta frecuencia, han demostrado ser de mayor utilidad que los de baja frecuencia.

Han sido utilizados para fundir una extensa variedad de materiales, oscilando desde unas cuantas onzas de metales preciosos, hasta varias toneladas de aleaciones comerciales. La aplicación más frecuente para este tipo de equipo, son trabajos de desarrollo de laboratorio, para nuevas aleaciones, para la fusión de aleaciones de alta temperatura del rango comercial, dentro de las aleaciones costosas y en pequeñas fundiciones para acero moldeado.

Las ventajas citadas en las instalaciones comerciales originales fueron:

1) Facilidad de fusión en grados de acero al bajo carbón, donde el control del carbón presenta cierto problema en los hornos de arco.

2) Poca cantidad de escoria y rápida solución, debida a la acción mezcladora, provocada por el campo magnético inducido, con buena recuperación de los elementos oxidables tales como: cromo, cobalto y titanio.

Una desventaja del horno de inducción, es que requiere materiales selectos para su operación y tiene una menor capacidad que la mayoría de los hornos de arco que se utilizan actualmente en la rama comercial.

CAPITULO II

HORNOS USADOS Y SUS CARACTERISTICAS.

TIPOS DE HORNOS ELECTRICOS.

Basándonos en la forma como la energía eléctrica puede transformarse en calor, los hornos eléctricos pueden clasificarse en dos grupos principales: Hornos de arco y hornos de resistencia. Los primeros pueden ser de arco directo o indirecto y los últimos pueden ser del siguiente tipo: Si la corriente se hace circular a través de una resistencia especial que genera energía térmica que se empleará en calentar la carga por convección y radiación, el horno será de tipo indirecto. Estos hornos son ampliamente utilizados para tratamientos térmicos y casi nunca para fusión de metales. Si la corriente se hace pasar a través del material que va a calentarse, el horno será de tipo directo. La forma de aplicar la energía eléctrica en estos hornos se logra a base de transformadores de bajo voltaje, aunque su aplicación se reduce a procesos propiamente experimentales y no ha llegado a los sistemas para fusión de metales. Sin embargo, dentro de esta clasificación se tiene un horno eléctrico de resistencia y calentamiento directo que ha logrado una importante posición, debido a su alta velocidad de fusión, agitación del baño y libertad en la selección y aplicación de refractarios. Este horno es el de inducción, el cual puede ser de baja o alta frecuencia. La diferencia entre la alta y baja frecuencia en este tipo de horno es que para el de alta frecuencia la corriente se

hace pasar a través de una bobina que rodea al crisol que contiene la carga. El de baja frecuencia trabaja utilizando un transformador en el que el circuito secundario es el baño de metal o la carga.

Por lo que corresponde a hornos de arco, tenemos que: Los hornos de arco indirecto establecen el arco sobre la carga para calentarla; pueden ser de corriente directa o alterna, en una, dos o tres fases. Estos hornos se encuentran fuera de uso.

Cuando la corriente pasa del electrodo a la carga o baño por medio del arco, el horno se denomina de arco directo. Si el regreso de la corriente se hace a través de un arco después de pasar por la carga o baño metálico, el horno será de arco directo serie.

Si el circuito de retorno se hace por medio de un electrodo colocado en el fondo del casco del horno, después de pasar por la carga, se tendrá un horno directo de arco sencillo. Ambos tipos pueden ser en una, dos o tres fases. El tercer tipo que es la combinación del arco y la resistencia, se emplea aparte del arco, la resistencia del material refractario que cubre el fondo para calentar la carga.

De los tres tipos de horno de arco, el que resulta más práctico para fundir y refinar acero, el que ha sustituido a la competencia con el horno de inducción de alta frecuencia, es el de arco directo serie.

Por lo anterior y porque hoy en día es el único horno que se emplea prácticamente en el presente estudio, trataremos casi en su totalidad, del horno de arco directo serie, en el cual, como se ha dicho, el flujo de la corriente se efectúa desde un electrodo a la carga, pasando por un arco, para cerrar el circuito por un 2o. arco producido por otro electrodo.

Principiaremos por excluir los hornos eléctricos que

no llenan una serie de requisitos que les permita competir con el de arco directo, en la práctica de fusión de aceros.

Los hornos de resistencia por calentamiento indirecto se encuentran limitados por la temperatura permisible en el resistor en el que, salvo algunas excepciones, es incapaz de operar a temperaturas superiores a 1467°C (2700°F). Es por eso que tal tipo de hornos se encuentra dedicado a la fusión refinación y tratamiento térmico de metales como el Zn, Al, Cu, Bronce y en la industria del hierro y acero para procesos de temple y recocido.

Los hornos de arco están limitados por la temperatura del arco en sí cuyo valor es de unos 3650°C (6600°F), punto en el que se volatiliza el grafito.

De aquí se ve claramente que si consideramos el punto de fusión más alto alcanzado por cualquiera de los metales y óxidos refractarios, es de 3135°C (5672°F) (magnesia), queda eliminada cualquier restricción impuesta al horno de arco en la referente a temperatura límite.

Sin embargo, si el horno de arco tiene la frontera de temperatura indicada con anterioridad, esto no sucede con el de inducción, pero esa supremacía queda estancada, tanto para uno como para el otro, por la resistencia de los materiales refractarios a la volatilización o punto de fusión, por lo que - en este punto no es ninguna ventaja la ofrecida por el horno de inducción sobre el de arco. Con esto concluimos que el único tipo de horno eléctrico capaz de entrar al terreno de procesos simultáneos de fusión y refinación del acero junto al de arco, es el de inducción.

VENTAJAS Y DESVENTAJAS DE LOS HORNOS DE INDUCCIÓN Y DE ARCO DIRECTO.

Para el mismo volumen de fusión, el horno de inducción sin núcleo, alcanza una producción total doble de la de

uno de arco, cuando se trata de capacidades entre 50 kgs. y 2 toneladas. Para capacidades mayores a la anterior, ambos tienen la misma producción por unidad de volumen.

El inevitable sobrecalentamiento producido alrededor del punto de localización del arco, no ocurre en el horno de inducción, ofreciendo este último, una ventajosa uniformidad de temperatura en el hogar.

Debido a las fuerzas electromagnéticas que ocurren en el horno de inducción, el baño de metal fundido estará en constante movimiento.

En los casos en que no sea deseable esta agitación, es desventaja para dicho horno y ventaja para el de arco.

En el horno de arco la temperatura de la escoria es igual o un poco mayor a la del baño, mientras que en el de inducción, la escoria que es calentada indirectamente por contacto con el baño se encuentra a menor temperatura.

En operación continua, ambos tipos de horno consumen aproximadamente la misma cantidad de energía por tonelada de acero producido. Para una operación intermitente, debido al almacenamiento de energía, el horno de arco es definitivamente superior, ya que el calor acumulado es mayor al encontrado en el de inducción, después del proceso anterior.

Existe una limitación en el revestimiento del horno de inducción para evitar cualquier fuga a través del refractario hasta la pared que contiene la carga, la cual debe ser necesariamente delgada. Para esto tendrá que hacerse en forma monolítica. La eliminación del problema de escoger el tipo de material a utilizarse en las paredes, la tiene el horno de arco, en donde el grueso de las paredes se hace generalmente grande.

A pesar de que hace algunos años no se empleaba el

horno de inducción para el proceso de refinación, hoy se emplea para ese fin con buenos resultados. La práctica seguida es la de desconectar temporalmente la corriente después de haber sobrecalentado la carga. Los resultados metalúrgicos son igualmente satisfactorios, lográndose en ambos tipos de unidades, productos de magnífica calidad.

El consumo de agua para refrigeración no difiere mucho en ambos tipos de horno hasta capacidades medianas. En hornos grandes, el de arco llega a necesitar la mitad de lo requerido por uno de inducción.

El costo de ambos tipos de horno depende principalmente de la carga conectada, voltaje disponible, etc. En general, el costo de los hornos de inducción es superior al de los hornos de arco, incluso considerando en éste precio, la velocidad de fusión más alta del primero, tratándose de unidades pequeñas que ocupan alrededor del doble del horno de arco.

En tanto que el consumo de energía por tonelada de acero es el mismo para ambos hornos, el costo de operación se valoriza desde otro aspecto. Un factor decisivo lo constituye el revestimiento, cuyo costo por tonelada de acero fundido para el horno de arco, es la mitad del de inducción.

Cuando se trata de práctica ácida, se elimina esta diferencia puesto que el refractario a utilizarse constituye la mitad del costo del empleado en el proceso básico, en lo que se refiere al horno de arco y en el caso del horno de inducción, se reduce a la cuarta parte, por lo que representa en resumen, un costo semejante para ambos casos.

Considerando el espacio ocupado por cada uno de estos dos tipos de horno, el de arco necesita la mitad del que emplea el de inducción.

De lo anterior se concluye que la única ventaja que

ofrece el horno de inducción de alta frecuencia sobre el de arco, es la uniformidad en temperatura, producto del movimiento del baño, provocado por las fuerzas electromagnéticas que se generan. Contra esta única ventaja que sirve para inclinarse a seleccionar el horno de inducción, al tratarse de capacidades bajas, no superiores a 2 toneladas, existe la circunstancia de que el horno de arco con la aplicación de un agitador de inducción, queda en idénticas condiciones, dejando la decisión final al simple criterio de balancear cualidades generales, inclinándose desde luego al aspecto económico y a la regularización, tanto particular como general de los equipos, que desde luego rendirán óptimos resultados, pues la tecnología al respecto será paso asegurado.

DESCRIPCION DEL HORNO DE ARCO ELECTRICO.

Los hornos de arco en la industria siderúrgica pueden clasificarse en dos grupos: El horno de arco directo utilizado para el proceso básico y el utilizado para el proceso ácido. Estos dos tipos de hornos llevan diferente arreglo de revestimiento y diferente proceso de fusión y refinación.

El horno básico tiene el fondo revestido con dolomita o magnesita y se añaden escorias para reducir el fósforo y el azufre. El fósforo es reducido por medio de una escoria básica y oxidante de cal y óxido de fierro que reducirá la mayor parte de silicio y manganeso antes de atacar al fósforo para formar fosfato de calcio. El azufre es reducido principalmente por una segunda escoria a base de cal, exenta de óxido de fierro y fuertemente reductora. En esta escoria, la cal y el carbono se combinan para formar carburo de calcio que reacciona con el azufre para formar sulfuro de calcio.

En el horno ácido, el revestimiento suele ser de ladrillo silíceo. Una vez en fusión la chatarra, se añade hierro de primera fusión, o electrodos de grafito reducidos a polvo y mineral de hierro para graduar el % de carbono. En este proceso no se hace ninguna reducción de fósforo y azufre, ra-

ón por la cual hay que procurar que la chatarra tenga un contenido bajo de esos elementos. El producto es esencialmente de la misma composición química que la carga, excepto por las adiciones de carbón y de aleaciones.

En su mayoría los hornos básicos se emplean en la producción de lingotes y los ácidos en la producción de acero moldeado, aunque en algunos hornos se producen indistintamente lingote y acero moldeado.

Los elementos estructurales de los hornos para cualquier tipo de proceso, son fundamentalmente los mismos, aunque los hornos ácidos son generalmente de menor tamaño que los hornos básicos, a causa de la naturaleza del trabajo a que son aplicados.

Antes de pasar adelante con esta disertación, es necesario considerar los calificativos "pequeño y grande" para los hornos. Se ha propuesto que la línea divisoria sea 3.65 metros de diámetro (12 pies). Como el aumento de los diámetros de los hornos muestra una continuidad en este punto, esa división resulta lógica y en lo sucesivo tomaremos como límite el diámetro mencionado con anterioridad.

CASCO.

El casco de un horno es fabricado con plancha de acero, cuyo espesor varía de 12.7 mm (1/2 pulgada) para los hornos pequeños, hasta 19 mm (3/4 de pulgada) para los cascos de 3.65 metros de diámetro (12 pies) y 2.54 mm (1 pulgada) para los cascos de 4.87 metros de diámetro (16 pies). Para los cascos de 6.10 metros de diámetro (20 pies) se emplean planchas de 28.5 a 31.7 mm (1 1/8 a 1 1/4 de pulgada) de espesor.

Generalmente son de forma cilíndrica, aunque como ya se dijo anteriormente, se han construido hornos elípticos. Recientemente se han instalado algunos hornos cónicos que realmente son hornos a los que se ha acoplado una parte superior y una tapa de mayor diámetro. La forma cónica que puede ensanchar

se desde el fondo o desde la línea de la plancha frontal, da mayor volumen, el cual permite cargas mayores de chatarra.

La altura de la plancha lateral varía con el tamaño del horno, hasta 3.50 metros (11 pies) para los cascos de 6.10 metros (20 pies) con fondo plano. Si el fondo es esférico, la altura es menor.

El casco está reforzado con miembros estructurales o piezas moldeadas a fin de obtener rigidez. Alrededor del borde superior se tiene una caja refrigerada hecha con perfiles estructurales o con placas. Las puertas de escoria y la canal de colada se forman con piezas de hierro colado y se colocan en montantes. El fondo puede ser plano o esferoidal (casquete cóncavo), es muy rígido para evitar deformaciones.

Al fabricar el casco de un horno puede aplicarse la construcción soldada o roblonada con renache, siendo la preferente la soldadura.

En los cascos de los hornos grandes se ponen dos - puertas, una llamada puerta de cargar, diametralmente opuesta al orificio de colada, y la otra que es la de trabajo, a 90° - de la anterior. La puerta de carga puede variar hasta 1.35 metros de anchura y 1.00 metro de altura para los hornos grandes, y la de trabajo llega a tener hasta 1.00 metro de ancho. Las puertas, los marcos y los arcos de las puertas suelen ser refrigeradas por medio de agua, aunque no lo es así en los hornos pequeños. Las puertas son accionadas por contrapesos o - pistones neumáticos y eléctricamente en hornos muy grandes. - Debajo del orificio de colada se fija un caño o vertedero, el cual puede estar situado por encima o debajo de la línea del nivel del baño. En las puertas de escoria y de trabajo suelen colocarse aditamentos para palanquear escorias duras y también pequeños caños para derrame.

En el fondo del casco del horno y en los costados exteriores, se acoplan firmemente balacines dentados, que apo-

yan y engranan sobre cremalleras sujetas a la cimentación principal, para permitir el movimiento de basculación del horno en forma segura. Un movimiento permite la escoriación y el opuesto, el vaciado del acero fundido.

Estos balacines se diseñan de tal forma que el centro de gravedad del horno y su carga se muevan en dirección horizontal. El movimiento basculante del casco se efectúa por medio de sistemas hidráulicos o por medio de motor eléctrico con sus correspondientes dispositivos de límite de carrera. En los hornos modernos puede considerarse como norma típica, que la inclinación para el lado de vaciado es de 40 a 45° y para el lado de escoriado de unos 15°.

HEVESTIMIENTO.

En el horno básico puede emplearse ladrillo de arcilla refractaria de alta calidad para la primera hilada o capa del fondo, aunque en muchas fundiciones se emplea ladrillo de magnesia, mismo material que es empleado para las siguientes dos capas del fondo y para la pared, hasta una altura ligeramente superior a la de la línea de escoria.

Las primeras hiladas de la pared, se tienden escalonadas hacia el fondo del casco de fondo plano, con objeto de darle un perfil tocamente acopado. Esto no es necesario cuando el fondo es cóncavo, porque el fondo mismo da ese perfil. Sobre la parte superior de esta base de ladrillo, se instala la solera del horno. Por encima de la línea de nivel de escoria, las paredes pueden ser construídas de ladrillo silíceo o de ladrillo de magnesia con blindage metálico. Esto último es una aplicación reciente que ha dado excelentes resultados, habiéndose logrado una duración de 300 a 400 coladas, o sea unas tres o cinco veces más que el ladrillo silíceo. El espesor varía desde 22.8 a 34.3 cm. (9 a 13 pulgadas) en los hornos pequeños y hasta 45.7 cms. (18 pulgadas) en los hornos grandes. En la parte inferior de las paredes se deja una abertura de 6.34 mm (1/4 de pulgada) aproximadamente en los ladrillos de magnesia y cerca de la línea de escoria, una separación de

3.18 mm (1/8 de pulgada) entre los ladrillos que se encuentran en esa zona. Con los ladrillos de sílice debe de dejarse una separación de cuando menos 4.76 mm (3/16 de pulgada). Todos los ladrillos se tienden en seco, o sea sin hacer uso de mortero.

En los hornos grandes se ha generalizado el enfriamiento por agua en las paredes del casco, sobre las que se colocan tuberías de pared gruesa en forma de horquillas simples y dobles a una distancia de 50 cm. aproximadamente, sobre la línea de escoria, particularmente en las zonas próximas a los electrodos. El enfriamiento del casco también se efectúa por medio de cámaras o canales de agua exteriores, en las cuales la plancha del casco constituye la pared interior de la camisa.

El material refractario es sometido a dura prueba particularmente alrededor de las aberturas del horno y por ello está muy generalizado el uso de agua en dichas secciones del horno.

Las soleras apisonadas han resultado más convenientes que las soleras calcinadas. Con las primeras se puede obtener un hogar rico en MgO sin ninguna filtración de sílice de las paredes y techo o bóveda, cuando éstos sufren un calentamiento excesivo que puede ocurrir durante el proceso de calcinación. Cuando una solera es calcinada, es necesario mezclar alguna escoria, cal u óxido de fierro (escama) con la magnésita para abatir el punto de fusión, de modo que la solera sólo puede contener un 50% de MgO. Por consiguiente la solera apisonada es más refractaria, más fácil de construir, ahorra tiempo y cuesta menos. Para los hornos hasta de 10 toneladas de capacidad, es adecuado el espesor de unos 10 cm. (4 pulgadas) y para los hornos más grandes es suficiente un espesor de unos 15 a 20 cm. (6 a 8 pulgadas).

Algunas acerías prefieren emplear más ladrillos con una cubierta apisonada de solo 6 a 6 cm. de espesor, particu-

larzente en los que se obtiene acero para herramientas en los que, para evitar contaminación, se quita la solera. Las capas de material suelto de 10 a 13 cm. de espesor se apisonan hasta que se reduzcan a un espesor de 6 a 8 cm. Se aplican capas sucesivas hasta que se obtienen el espesor y perfil deseados, dejando toca la superficie de cada capa, para asegurar su liga con la siguiente.

La mezcla que se ha de apisonar hay que mantenerla lo más densa posible y el material aglutinante (contenido generalmente en la mezcla adquirida) debe mantenerse a un mínimo. Las nuevas soleras de este tipo pueden ser utilizadas a las 16 ó 24 horas, secándose sin incidencia directa de llama durante 5 ó 6 horas y después haciendo saltar un arco sobre pedacería de electrodo o carbón coque, puestos sobre la solera del horno, hasta que la temperatura llegue a 1650°C (3000°F). Algunos industriales comienzan directamente con el arco tardando 8 horas en poner el horno a esa temperatura y manteniéndolo así durante ocho horas más.

El perfil de la solera es cosa de considerable importancia. Las pendientes empinadas tienden a mantener el hierro descendiendo a medida que progresa la fusión, sin empujar excesivamente y permiten que las soleras sean más anchas y más altas. La pendiente no debe ser tan inclinada, que impida el vaciado completo del horno. Los hornos de casco profundo son apropiados para cargas pesadas y fusión rápida, pero un baño demasiado profundo no siempre proporciona el contacto suficiente de la escoria con el metal. En todo caso el perfil de la solera debe estar en relación con el ángulo de inclinación del horno a fin de asegurar un vaciado completo, evitando residuos en el fondo del horno, lo cual evita el poder revisar y reparar adecuadamente el piso y además puede perjudicar la siguiente colada.

La duración de la solera puede variar mucho, dándose casos de menos de dos meses hasta casi un año. No es posible establecer una regla, salvo que la solera debe ser renovada cuando resulte difícil su mantenimiento y origine perturbacio-

nes en las reacciones metalúrgicas que alteren el acero final. En muchos casos no es necesario quitar todos los ladrillos viejos al poner una solera nueva, a menos que el metal haya penetrado hasta llegar al fondo. En los hornos de tamaño mayor se ha observado menor duración útil de la solera en las instalaciones de carga por arriba. Algunas acerías han salvado esta situación, cargando primeramente una capa de hierro viejo con un electroimán y depositándolo en el fondo, antes de dejar caer la chatarra de la olla. En la mayoría de los hornos no es necesario un cierre herético para el baño. Sin embargo, en muchos hornos básicos grandes, el orificio de colada está abajo del nivel de la línea de escoria y por consiguiente, ha de ser taponado perfectamente. Para tapar este orificio se utiliza dolomita y arcilla refractaria, apisonándose con una mezcla de cromo y magneita a su alrededor.

Las cubiertas son de forma abovedada de 23 a 30 cm. de espesor construidas de ladrillo en forma de cuña, puestos en posición vertical y soportados por medio de un anillo de material estructural, del mismo diámetro del exterior del casco del horno, este anillo es enfriado por agua construyéndolo hueco y en la medida necesaria para permitir un gasto de agua apropiado. En la cubierta se hacen tres aberturas circulares, en los vértices de un triángulo equilátero a través de los cuales pasan los electrodos. Sobre estos orificios se colocan unos anillos refrigerados que sirvan para proteger la bóveda en esa zona, e impedir la salida de llamas al exterior. El diámetro va de acuerdo al de los electrodos, más una tolerancia para ajustes de los mismos. En la actualidad, el ladrillo silíceo es el usado generalmente para la construcción de la bóveda, aunque se han ensayado otros refractarios de alta alúmina con muy buenos resultados.

Al emplear ladrillo silíceo se deben dejar juntas de dilatación de 4 mm. por cada 30 cm. aproximadamente. Para esto se emplean tiras de madera, papel o tela, aunque lo indicado es un espaciador de papel ondulado alquitranado.

La duración de las bóvedas de ladrillo silíceo, es en promedio de 60 coladas, aunque en numerosos casos ha llegado hasta 100 y 150. En las bóvedas con refractario de alto contenido de Alúmina cuyo punto de fusión es mucho más elevado y con más resistencia a la despoatilladura, se tienen duraciones aumentadas hasta un 50%, con el aumento correspondiente en costo, aunque en este particular es importante la continuidad en el servicio y operación del horno por tiempos más largos. Como prácticas de buenos resultados se acostumbra usar ladrillo de alto contenido de Alúmina para las 2 ó 3 primeras hiladas pegadas al anillo principal de contención y el resto con ladrillo silíceo.

Las cubiertas se construyen en forma abovedada y la flecha de ésta ejerce un efecto definido en la duración de la misma, siendo por medio de ensayos, la forma de determinar la más conveniente. Durante el funcionamiento hay que vigilar atentamente estas cubiertas porque el derrumbamiento de éstas es un accidente peligroso, con la posibilidad de explosión de los anillos enfriadores, a menos que el diseño sea tal que impida la caída de éstos al interior del horno, una vez caída la bóveda.

Los tipos de acero producido ejercen un efecto muy marcado en la duración de los materiales refractarios. Por ejemplo, por estadísticas al respecto se sabe que con las coladas de acero rico en carbono puede obtenerse doble duración que con las coladas de acero al níquel o pobres en carbono. Los aceros inoxidables reducen sustancialmente la duración del material refractario.

En general, la duración máxima del material refractario se obtiene cuando es mínimo el tiempo transcurrido entre el momento en que el material refractario alcanza su punto de ablandamiento y el vaciado de la carga. Influyen en forma considerable también, los tiempos muertos del horno con la bóveda abierta, es decir, las veces y el tiempo que el horno es inopu

rante estando caliente, debido a maniobras efectuadas fuera de él. Recientemente se han construido hornos con las paredes más altas, lo que da más volumen y permite cargas 20 ó 25% de más de chatarra. Esta innovación fue resultado propiamente de la provisión de chatarra que en un tiempo fué ampliamente disponible. En esta forma, los materiales refractarios resultan durar del 30 al 50% más comparativamente en base al tonelaje bruto producido.

En los hornos ácidos todo el casco es revestido con ladrillo silíceo y por lo demás, se siguen los mismos principios establecidos para el horno básico. Después se calcina la colera usando arena silícea o "ganister" y una cantidad pequeña de arcilla refractaria. La duración útil del revestimiento de los hornos ácidos excede ampliamente a la de los hornos básicos, llegando a lograr hasta 600 y 800 coladas por campaña, para cargas normales.

Debemos citar que las duraciones de los materiales refractarios, son resultados casi especiales para cada acería, según las condiciones de trabajo particulares de cada una, fruto de experimentaciones, pero que en términos generales, los datos anteriormente citados son promedios bastante generalizados. Cabe citar además, que en los hornos en los que se inyecta oxígeno, los resultados sobre duración de refractarios, son muy distintos y en general puede decirse que la reducción de los mismos llega casi al 60% de la nominal, pero se logran resultados más convenientes con la aplicación controlada de este gas.

Las partes más seriamente afectadas por el oxígeno son principalmente la bóveda y las zonas adyacentes a las puertas; desempeñando aquí un papel muy importante los anillos de refrigeración de electrodos que impiden el ataque de llama al sistema de soporte y conducción de energía al electrodo, que al utilizar oxígeno, la radiación es bastante más fuerte.

En las figuras Nos. 4 y 5 podemos apreciar los dife-

rentes tipos de refractario que se utilizan cómo se distribuyen generalmente en los hornos.

MÉTODOS DE CARGA.

Los métodos de carga para los hornos eléctricos se clasifican en dos grupos principales: carga por puerta y carga por arriba. En el primer grupo figuran la carga a mano, por medio de canalón y por medio de máquinas. Las dos primeras, - se limitan desde luego a hornos pequeños y a algunos medianos. La carga a máquina, según se practica en los hornos Martín Siemens, aplicada a los hornos eléctricos grandes, da muy buenos resultados. Con una máquina cargadora es considerable el tiempo necesario para efectuar la carga, pero el método permite una buena disposición de la chatarra, con mínimo desgaste y maltrato del horno.

Es ventajoso este sistema también porque permite rapidez y uniformidad, colocar o añadir la segunda escoria o las aleaciones necesarias sobre el baño directamente.

La única desventaja se presenta cuando la chatarra es de naturaleza tal que por su tamaño no se pueda cargar al horno en una sola operación y obligue además a prepararla a tamaño más o menos operable.

La carga por arriba comprende tres diseños que son: el de cubierta inclinable, el de levantamiento de la bóveda por medio de grúa portal y el de bóveda oscilante.

En el tipo de cubierta inclinable, la cubierta va acoplada en cuatro puntos a una horquilla que forma parte integrante del bastidor de soporte de los mástiles de los electrodos; de este modo, la cubierta y los electrodos se mueven como un conjunto al inclinarse este diseño se limita a las instalaciones de hornos pequeños, donde el peso de la cubierta y los electrodos no es lo bastante grande que provoque deformaciones a las estructuras al inclinarse todo en conjunto. Esto está en desuso.

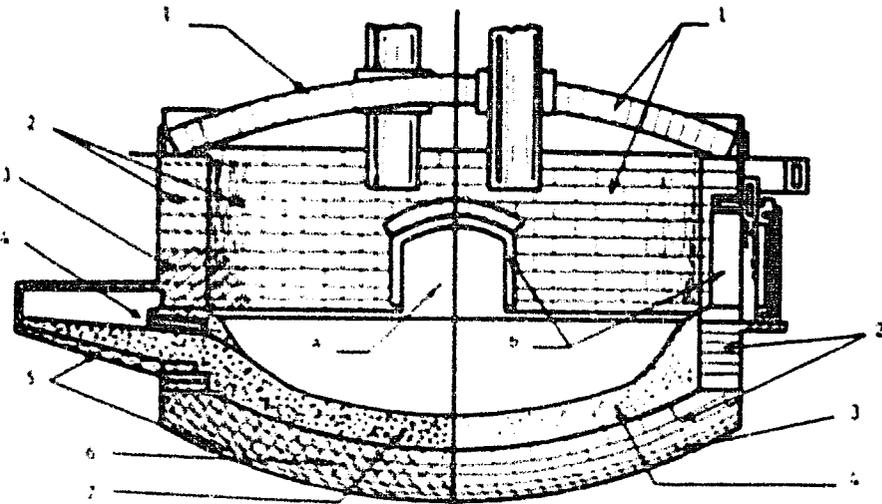


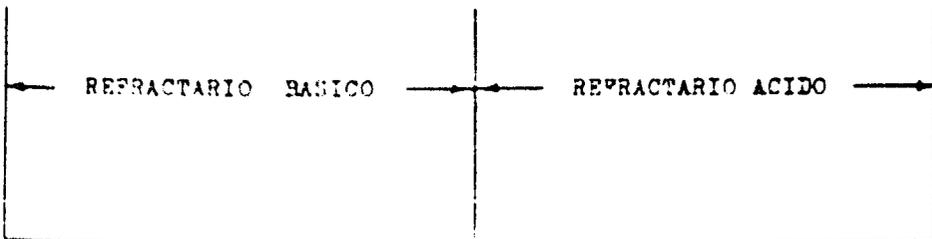
Fig. 4

- 1.- Refractorio de sílice
- 2.- Tabique blindado de cromo-magnesita
- 3.- Refractorio de magnesita
- 4.- Hoyo de vaciado taponado con dolomita
- 5.- Tabique de barro refractorio
- 6.- Tabique de magnesita
- 7.- Magnesita granulada

- 1.- Refractorio de sílice
- 2.- Refractorio de sílice
- 3.- Tabique de barro refractorio
- 4.- Refractorio granulada de sílice

a) Puerta de trabajo

b) Chaquetas refrigeradas por agua.



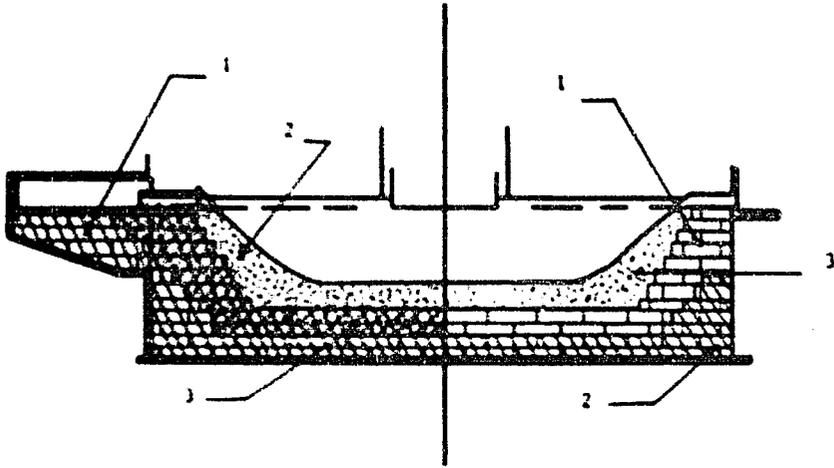
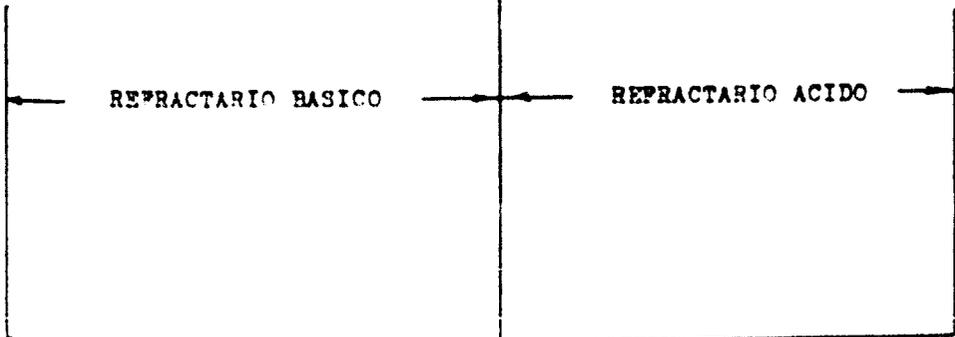


Fig. 5

LA SECCION SUPERIOR ES SEVEJANTE A LA DE
LA FIG. 4

- 1.- Tabique de barro refrac-
tario
- 2.- Magnesita granulada
- 3.- Tabique de magnesita

- 1.- Refractorio de sílice
- 2.- Tabique de barro refrac-
tario
- 3.- Refractorio granulado de
sílice



El tipo de grúa de pórtico consiste en un equipo de levantamiento, tal como diferenciales, palancas, etc., que corre con su bóveda izada a lo largo del piso de operación del horno, sobre unos rieles. Todos los movimientos son actuados por motores eléctricos y la grúa de pórtico cuando no se usa y se tiene que vaciar la carga, se afianza al casco y se balancea junto a él.

En el tipo oscilante, la cubierta y estructura de soporte de los mástiles de los electrodos se alzan y voltean a un lado por medio de una cremallera y un cilindro vertical. Unido a éste, hay un cilindro horizontal de doble efecto que tiene un miembro de sector oscilante, diseñado de manera que la cremallera no pueda voltear para un lado y otro. El mecanismo hace la bóveda después de ser levantada ésta y no puede bajar hasta no regresar a su sitio. Una válvula de 3 pasos tipo émbolo actúa el cilindro vertical para alzar la cubierta. El volteo de la cubierta es regulado por medio de una válvula retardadora que gradúa la velocidad del volteo a las posiciones extremas, abierta o cerrada. Esta válvula retarda hasta el punto de una detención completa, evitando así todo choque al final del movimiento del volteo. La presión del aceite para el funcionamiento del sistema es suministrada por un equipo de bombeo accionado por motor eléctrico, cuyo equipo de arranque está entrelazado al interruptor principal del horno, para evitar que éste pueda conectarse cuando se tenga en operación o movimiento el casco o la bóveda.

Los hornos de carga por arriba tienen la ventaja de poder cargarse rápidamente, pudiéndose colocar casi toda o toda la carga de chatarra en una sola operación. En algunas acerías el ahorro de tiempo con este tipo de carga, comparada con el tipo por puerta, es de media hora a 3/4 de hora por colada. Es ventajoso este sistema en hornos de 5 a 50 toneladas de capacidad, como se ha comprobado. Con este sistema se pueden cargar piezas de tamaño considerable de chatarra, la cual eli-

mina operaciones de preparación de chatarra. La carga por arriba se hace con ollas de fondo removible que son izadas sobre el horno por medio de grúas viajeras aéreas.

En los grandes hornos modernos es preferente el sistema de carga por máquina y por puerta; en el rango de capacidades de 75 a 150 toneladas.

ELECTRODOS.

El elemento conductor de los altos amperajes utilizados en el horno eléctrico es el electrodo, parte por demás importante que requiere mencionarla con detalle.

La selección del tipo y tamaño del electrodo es un factor importante para la operación consecuente del horno eléctrico. En general se debe aceptar la recomendación del fabricante del horno para este particular, ya que el diseño del mismo va íntimamente ligado a las cualidades del electrodo. La capacidad del transformador y el diámetro y capacidad del casco, son los principales factores que intervienen en la determinación del tamaño del electrodo. Cuando ya sea carbono o grafito el material de fabricación del electrodo, la decisión final depende del factor costo, consideraciones de mercado y operación.

Una serie de puntos señalados adelante, deberán tener individual atención para definir criterios a seguir sobre la selección de los electrodos.

VENTAJAS DEL ELECTRODO DE GRAFITO.

Experiencias de prácticas efectuadas en largos períodos de tiempo indican que debido a diferencias en las propiedades, tales como conductibilidad eléctrica y susceptibilidad de oxidación, un electrodo de grafito de cierta sección transversal, es como regla general, equivalente a un electrodo de carbón de doble sección. Por esta razón, una comparación lógica señala un pequeño electrodo de grafito contra uno grande.

de carbón, para una misma función.

Ventajas:

- a.- Más fuerte, menor resistencia, más fácil de ensamblar debido a la gran manejabilidad del grafito.
A causa de lo pequeño de sus juntas logradas (fácil ajuste por apriete) no se requiere de materiales selladores.
- b.- Más resistencia a la oxidación.
- c.- Más bajo consumo de electrodo por unidad de peso de metal producido. El consumo de grafito es únicamente al 50 - 75% del usado en carbón, dependiendo desde luego de condiciones de operación similares.
- d.- Menores pérdidas de energía por resistencia al aumento de temperatura de trabajo.
La conductibilidad eléctrica del grafito es 4 veces la del carbón.
- e.- Lo maquinable del grafito facilita el ensamblado de coples y electrodos al poder deslizar fácilmente las uniones roscadas empleadas para ello, lo cual elimina la necesidad de emplear materiales selladores.
- f.- Debido al buen ajuste de las uniones entre electrodos, se obtiene un buen contacto eléctrico, lo cual significa más duración en las zapatas, mordazas y contramordazas de sujeción y de contacto eléctrico, reduciendo notablemente los costos de mantenimiento y las posibilidades de falla.
- g.- Con las pequeñas y mejores juntas (coples) que con los electrodos de grafito se emplean, cualquier fragmento que por rotura caiga en el baño, sería ligero y no alteraría considerablemente las características de carbón del acero.
- h.- Debido al bajo índice de consumo, se reduce consecuentemente la existencia del almacén, se reduce local inherente, se reducen los gastos de transportación, manejo y el % de roturas.

VENTAJAS DEL ELECTRODO DE CARBÓN.

- a.- Bajo costo unitario. Cuesta aproximadamente 50% del de grafito.
- b.- El diámetro de éste retarda el proceso de penetración en la chatarra dentro del horno, con menos riesgo de fundir en el fondo del horno.
- c.- La resistencia mecánica del carbón es aproximadamente 75% de la correspondiente al grafito, pero como la resistencia transversal varía al cubo del diámetro, un electrodo de carbón del doble de sección de uno de grafito, tendrá aproximadamente el doble de resistencia a la fractura.
No se toman en cuenta aquí los esfuerzos por choque o impacto, que afectan casi por igual a ambos tipos de electrodos.
- d.- Cuando se emplea el electrodo para carburizar, es decir, para aumentar las características del carbón en el acero, el bajo costo le da ventaja en ese aspecto.

CONSIDERACIONES GENERALES.

Para electrodos de carbón y grafito que tengan una relación de sección transversal de 2 a 1, la relación de consumo lineal es aproximadamente la misma. Entonces, para electrodos de la misma longitud, la frecuencia de reposición no es factor a considerar.

En los casos de grandes capacidades, con grandes cantidades de energía consumida por horno, se operan grandes electrodos muy cerca de sus capacidades de corriente convencionales, es propio el electrodo de carbón en el cual es practicable su sobrecarga.

Si circunstancias particulares obligan el uso de electrodos de carbón, se considera de antemano el posible sacrifi-
cio de uso de energía por unidad de volumen, potencia del hor-
no y consecuentemente de la producción.

Los constructores de hornos eléctricos de capacidades mayores a 10 toneladas, tienen en el presente, una marcada preferencia con el grafito. Como la demanda de hornos de altas -

capacidades en creciente, la tecnología al respecto exige electrodos con capacidades de construcción altas, en base a una estructuración compacta y funcional, llenando este requisito el grafito.

Conforme a la función primordial del electrodo que es conducir la corriente eléctrica al seno del horno en donde se cambiará a energía calorífica. El electrodo, sea de carbón o grafito deberá llenar los siguientes requisitos:

- a.- Alta conductibilidad eléctrica.
- b.- Rigidez mecánica satisfactoria y libre de fallas internas.
- c.- Estabilidad de forma y dimensiones.
- d.- Alta resistencia a choques térmicos y resistente en cuerpo, aristas y extremos a despostilladura.
- e.- Calidad y rendimiento uniforme.
- f.- Bajo costo inicial.
- g.- Tener un buen elemento de unión de las mejores cualidades mecánicas y eléctricas así como facilidad de ensamble.
- h.- Alta resistencia a la oxidación y bajo índice de desgaste.
- i.- Infusibilidad.
- j.- Habilidad de sostener y producir un arco eléctrico que dé la temperatura necesaria para mantener en producción un horno eléctrico.

En la producción de los hornos eléctricos se usan electrodos de carbón y grafito como se mencionó con anterioridad. El costo del electrodo de grafito es casi el doble por unidad de peso al del carbón, pero la conductibilidad eléctrica del primero es aproximadamente 4 veces la del carbón para una misma sección transversal. En consecuencia, un electrodo de grafito requiere aproximadamente la mitad en sección contra uno de carbón, para conducir una misma cantidad de corriente. En las operaciones efectuadas en la industria del acero, el tamaño y peso de los electrodos son factores importantes favore-

siendo finalmente al grafito ya que se utiliza la mitad de la cantidad requerida por el carbón para desarrollar una determinada actividad.

En la determinación del costo final del producto, el consumo del electrodo es parte fundamental así como también la energía eléctrica, los refractarios y los agregados.

En la tabla siguiente podemos encontrar las diferentes propiedades y características del carbón y del grafito.

<u>PROPIEDADES</u>	<u>CARBON</u>	<u>GRAFITO</u>
Densidad gr/cm^3	1.54	1.54
Porosidad %	23	31
Esfuerzo a la tensión kg/cm^2	20	35
Esfuerzo a la compresión kg/cm^2	140	170
Módulo de ruptura (longitudinal) kg/cm^2	65	125
Resistencia específica (temperatura ambiente) en microohm-cm	4000	950
Coefficiente de expansión térmica lineal por °C	22×10^{-7}	18×10^{-7}
Conductibilidad térmica (longitudinal) $gm.cal.seg.cm.^2 \text{ } ^\circ C/cm$	0.036	0.31

En observaciones generales sobre hornos eléctricos, se ha visto que el diámetro de los electrodos de grafito es aproximadamente doce veces menor que el diámetro del casco y también que la conducción de corriente señalada normalmente, puede ser rebasada hasta en un 100% sin consecuencias de consideración particularmente en electrodos de diámetros grandes. El consumo de electrodos se debe fundamentalmente a la combustión, volatilidad y roturas, dependiendo además de las consideraciones de operación del horno en particular. Como idea general, tenemos que el consumo aproximado por tonelada de acero producido es de 2 a 10 kilos de electrodo, siendo mayor desde luego cuando se trate de electrodos de carbón, así como también

cuando se trabaje utilizando el proceso básico. Un dato más apegado a la realidad es el consumo de 5 a 6.35 kg. de electrodo de grafito por tonelada de acero normal en el proceso básico.

Los electrodos van soportados por mordazas, las cuales se encuentran colocadas en los extremos de los brazos que se extienden desde los mástiles o columnas verticales separadas entre sí, una para cada electrodo y todas sujetas a una su perestructura. Las cuñas con las que se garantiza el buen contacto entre mordaza y electrodo, se recomienda no colocarlas en las partes de unión de los electrodos. El ascenso y descenso de los electrodos se efectúa por medio de sistemas de malacate con cables de acero cuyo diámetro oscila de 6.35 a 19 mm. (1/4 a 3/4 de pulgada) actuados por transmisiones individuales por medio de motores eléctricos. La velocidad del movimiento de los electrodos varía de 30 a 90 cm. por minuto y en algunos casos, mayor. La mayor parte de las instalaciones están dispuestas para que la velocidad de ascenso sea mucho mayor que la de descenso. Normalmente los sistemas de transmisión de los electrodos llevan además un juego de contrapeso para aplicar potencias muy bajas a los motores necesarios. La transmisión es reversible e intermitente con un promedio que oscila alrededor de 30 inversiones por minuto. Los motores eléctricos para este servicio son normalmente de tipo cerrado trabajando con corriente directa de 230 V, devanado Shunt a 850-1150 rpm. Con potencias que varían de acuerdo al tamaño y arreglo del horno. La tabla siguiente da una idea de lo mencionado anteriormente.

<u>DIAMETRO DEL CASCO.</u>	<u>MOTOR PARA CADA ELECTRODO</u>
1.52 a 2.44 m (5 a 8 pies)	1/2 a 2 H.P.
2.44 a 3.65 m (8 a 12 pies)	2 a 3 H.P.
3.65 a 4.57 m (12 a 15 pies)	3 a 5 H.P.
4.57 a 6.10 m (15 a 20 pies)	5 a 10 H.P.

Los motores eléctricos en cuestión son regulados en su excitación, por medio de sistemas automáticos.

Las columnas y brazos están diseñados de tal manera que permiten dentro de ciertos límites, la alineación y nivelación de los electrodos dentro del paso de la bóveda. En algunos hornos se dispone de algunos aditamentos especiales para evitar que caiga sobre la bóveda, brazo y conjunto, en caso de rompimiento del cable de acero.

La energía eléctrica es conducida a la mordaza de sujeción del electrodo, por medio de uno o dos tubos de cobre, refrigerados con agua, los cuales se encuentran colocados en la parte superior del brazo paralelos a él y con sendas placas de cobre en los extremos que sirvan de apoyo y contacto.

En la parte anterior de estos tubos se tiene un juego de placas de cobre a manera de zapatas en donde son colocados los cables flexibles de unión, de manera que quedan colocados entre estos tubos y las barras de salida del transformador. El conjunto de partes conductoras es ascendido y descendido al igual que los brazos. Tanto los tubos conductores como los brazos de los electrodos están aislados en los mástiles o columnas por medio de casquillos aislantes que son generalmente de mica, ya que se considera lo ideal en este caso. En pruebas particulares se han instalado aisladores de porcelana en las partes que no están sujetas a golpes o a cambios bruscos de temperatura, dando buenos resultados, aún cuando su mantenimiento es más riguroso, ya que se tiene la ventaja de tener una instalación demasiado sencilla en comparación a la de la mica, así como la reducción de demoras en un 60% cuando hay fallas y por último, el costo es más accesible y mayor su existencia en el mercado.

Toda la superestructura que llevan los electrodos está proyectada de manera que se reduzcan al mínimo las propiedades de reactancia e histéresis.

TRANSFORMADORES.

Los transformadores para el servicio de hornos eléctricos, son en general similares a los transformadores para po

tencia, pero a causa de la amplia fluctuación de la corriente de este servicio es necesario que sean de construcción fuerte para darles resistencia mecánica. Su función es proveer la energía necesaria para el funcionamiento de los arcos en el seno del horno. Las especificaciones de estos equipos son dictadas normalmente por el fabricante del horno.

DESCRIPCION DEL HORNO DE INDUCCION.

El acero puede ser fundido por medio de electricidad tanto en un horno de inducción, como en uno de arco. Un horno de inducción esencialmente consiste en una fuente de energía, un conductor eléctrico, una cavidad o chaqueta para el conductor y una pared de refractario para darle forma de crisol y recibir y trabajar el metal en dicho recipiente. En esencia, este horno es similar a un transformador siempre que una fuente de corriente alterna sea conectada al serpentín de cobre (el cual es similar al primario de un transformador), el crisol y por lo tanto la carga (lo cual equivale al secundario) están sujetas a un campo magnético alternante. La carga que tiene propiedades de conductor eléctrico, adquiere corriente inducida y se calienta rápidamente hasta su punto de fusión y posteriormente a una temperatura superior a ésta.

Los hornos de inducción se clasifican de acuerdo a la frecuencia de la fuente de energía. Los hornos de baja frecuencia, frecuencia normal o tipo canal operan con una corriente de 60 ciclos o menos. Los de alta frecuencia, operan arriba de 60 ciclos; los hornos de baja frecuencia se diferencian de los de alta frecuencia en que están contruidos con un núcleo. Como resultado de esto, la forma del horno es alargada y el metal fundido se encuentra alrededor del núcleo. Una variante del diseño normalmente usado es el horno tipo canal. Este tipo de horno tiene una canal que es sumergida debajo del baño metálico y rodea al núcleo del horno.

El horno de inducción de baja frecuencia fué desarrollado inicialmente por Ferranti en Inglaterra y Colby en Améri

ca. Varias modificaciones benéficas fueron efectuadas por Kjellin, Frick, Rodenhauer y otros, hace aproximadamente 40 ó 50 años. Aun cuando el horno fue desarrollado inicialmente para refinar acero, ha sido utilizado en muy poca escala dentro de esta rama, encontrando su mayor aplicación en el trabajo de metales no-ferrosos. Es conveniente mencionar que la poca escala de refinamiento de acero con estos hornos es a causa de - la relación tan grande de material refractario comparado con el metal, la baja eficiencia térmica y que es necesario dejar parte del metal en el horno, después de vaciar la carga para poder iniciar la fusión de la siguiente carga.

Los hornos de alta frecuencia se encuentran divididos según trabajen junto con el siguiente equipo: multiconductores, motogeneradores y convertidores de chispa. El multiconductor es un método relativamente nuevo con muy pocos datos - disponibles, acerca de su operación y trabajo efectivo. Es básicamente un convertidor de frecuencia estática. Una potencia o energía de 60 ciclos y tres fases se aplica al convertidor, el cual a través de un sistema de conexiones de transformador desarrolla energía de 180 ciclos y una fase. La operación básica de fusión, es esencialmente la misma que la del motogenerador.

Con el multiconductor la inversión de capital es menor y el equipo rotatorio es eliminado. Una desventaja del multiconductor es que únicamente opera con eficiencia en un solo tamaño de horno y una sola capacidad de carga.

El multiconductor de 180 ciclos es un medio eficiente para el calentamiento de billet y tratamientos térmicos. Los hornos de inducción operando conjuntamente con convertidores son utilizados para fundir pequeñas cantidades (alrededor de 140 . . .) generalmente con fines de investigación en el laboratorio.

Aun cuando el principio de fusión por medio de inducción se utilizó con éxito por primera vez en 1916 por Edwin P. Northrup, no tuvo aplicación conveniente en bases a pro-

fucción hasta 1925, cuando se tuvieron disponibles juegos grandes y eficientes de moto-generadores en la raza comercial. El primer horno de alta frecuencia que se utilizó bajo bases comerciales se instaló en Sheffield, Inglaterra, en 1927.

El crecimiento de la fusión por inducción fué de ritmo acelerado en la industria de acero inoxidable y en las fundiciones de acero soldado. Este medio de fusión se adaptó bien a la producción de acero inoxidable, a causa de la seguridad que representa la estabilidad del contenido de carbón y la oxidación mínima del cromo y otros elementos de aleación, así como la fusión rápida de la chatarra. De cualquier manera, el desarrollo de la aplicación de oxígeno en los hornos de arco para la producción de acero inoxidable en base a altos tonelajes, fué causa de la disminución del uso del horno de inducción, quedando éste en uso, únicamente para manufactura de aleaciones raras y para aceros en los cuales se requiere una cantidad muy pequeña de producto.

CONSIDERACIONES DE DISEÑO ELECTRICO.

Las dos consideraciones principales en el aparato eléctrico de un horno de inducción, son el acoplamiento magnético entre el serpentín inductor y la carga, y el establecimiento del equilibrio entre el serpentín y la fuente de voltaje y frecuencia.

Un horno moderno de inducción consiste en un serpentín de cobre cilíndrico, el cual transporta la corriente de alta frecuencia y actúa como el primario de un transformador; y la carga de metal que va a fundirse, la cual se coloca dentro del serpentín en el crisol, actúa como el secundario de un transformador. Cuando la corriente de alta frecuencia pasa a través del serpentín o primario, produce un campo magnético altamente alterno al cual pasa a través de la carga metálica e induce la corriente en ésta, lo cual produce la fusión del metal. La situación ideal sería que la carga ocupara por completo el volumen interior del serpentín de manera que no hubiera ningún espacio libre por el cual fluyera el campo mag-

nético, siendo desaprovechado. Esto de cualquier manera es im posible debido a que debe de haber un crisol para contener el metal al fundirse y un aislamiento térmico para proteger al ser pentín y evitar pérdidas de calor.

El problema del diseñador es distribuir el espacio disponible dentro del horno, de tal manera que se obtenga el óptimo en lo que se refiere a los factores de capacidad del hor no, pérdidas de calor y acoplamiento del serpentín y la carga. Por ejemplo, si el espesor del aislante entre el ser pentín y la carga se hace grande para disminuir las pérdidas del calor, la capacidad del horno disminuye y el acoplamiento magnético tam bién.

El balance óptimo entre estos factores requiere expe riencia y preparación de parte del diseñador, especialmente en el caso de hornos pequeños. Para trabajo de altas temperatu ras, el aislamiento térmico no puede disminuirse abajo de algún valor mínimo establecido, aún cuando la eficiencia eléctrica no sea importante. En hornos mayores, el espesor del aislante no necesita aumentarse en proporción al serpentín del horno, por lo tanto, una mayor proporción del volumen interno del serpen tín puede utilizarse para la carga.

Estos factores, los cuales se determinan según las condiciones térmicas del horno, tienen un efecto directo en el acoplamiento del serpentín y la carga. Si la carga pudiera llenar totalmente al serpentín, el acoplamiento y el factor de potencia serían del 100%. Esto significa que todo el flujo magnético generado por el serpentín, pasaría a través de la carga y la máxima cantidad de energía sería transferida. Cuando se coloca en la parte intermedia un aislante térmico, se tiene un espacio a través del cual el flujo pasa sin trans ferencia de energía. Este flujo aumenta la inductancia del horno y reduce el factor de potencia, lo cual es indeseable por lo que deben colocarse capacitores estáticos para corregir el factor hasta la unidad con el fin de poder utilizar la capa

cidad total del generador de alta frecuencia. En hornos pequeños, el factor de potencia puede ser tan bajo hasta un 10%, lo cual requiere una instalación de capacitor muy grande, pero la situación mejora conforme el tamaño aumenta; pudiéndose obtener mejor eficiencia y mejor factor de potencia.

El otro factor importante que debe considerarse es la forma de equilibrar el serpentín con la fuente de voltaje y frecuencia; pero afortunadamente no es de la misma importancia que el acoplamiento magnético. Con el objeto de obtener la mayor capacidad de potencia dentro de la carga, el serpentín debe de producir el total de corriente reducida correspondiente a la corriente producida por el generador a un factor de potencia de 100% cuando el generador trabaja como se ha programado; para un generador dado el tamaño del horno y el acoplamiento magnético, determinan el número adecuado de vueltas que deberá de tener el serpentín. Debido a que el acoplamiento varía con la clase y tamaño de la carga y cambia durante el ciclo de fusión, no es posible obtener un equilibrio ideal en todo momento, pero con una práctica común y estable, la variación de la capacitancia es lo suficientemente pequeña para que durante todo el ciclo exista un gran acercamiento al ideal.

CONSIDERACIONES DE DISEÑO MECANICO.

Los serpentines son hechos de tubo de cobre, ya sea circular, cuadrado o rectangular, dependiendo del tamaño del horno y el voltaje del generador.

Para hornos grandes el número de vueltas del serpentín es normalmente pequeño, en el orden de 5 a 20 vueltas y cuando la frecuencia y el voltaje se encuentran en el extremo más alto, el número de vueltas puede ser aún menor de 5. Es necesario, por lo tanto, utilizar varios serpentines paralelos, con el fin de obtener una buena conductibilidad eléctrica sin utilizar un diámetro tan grande en el tubo del serpentín, que dificulte la formación de éste.

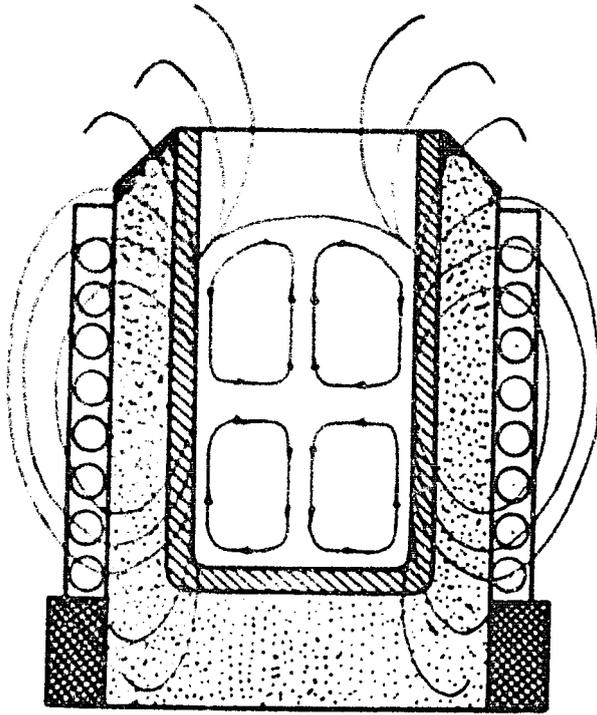
Una corriente de agua se pasa dentro del tubo para evitar el sobrecalentamiento del mismo.

Debido a que los serpentines operan a voltajes mayores de 1250, existe una gran diferencia de potencial entre dos vueltas adyacentes, lo cual hace necesario colocar once soportes para el serpentín con un aislamiento riguroso de material aislante. El diseño mecánico de los soportes del serpentín y la caja de protección ha sido bien encaminado, encontrando actualmente una estructura que puede dar un servicio completamente satisfactorio.

La figura No. 6 muestra un corte transversal de un horno de inducción y ciertas características de las mencionadas.

Frecuentemente el horno se conecta a la fuente de alta frecuencia por medio de cables flexibles, teniendo la ventaja de poder mantener la corriente en el momento de vaciar el horno. Estos cables se cubren a menudo con las mangueras que alimentan y eliminan el agua de refrigeración del serpentín, la cual en este caso, también refrigera a los cables. Se puede conectar el horno sin el uso de cables flexibles, pero se tiene la necesidad de desconectarlo al momento de vaciar.

Fig. 6



Vista de la sección transversal del horno mostrando el campo electromagnético y la agitación en el baño fundido. (Horno de inducción)

CAPITULO III

CONTROL METALURGICO DEL PROCESO.

Para llevar a cabo el proceso más eficiente desde el punto de vista de fabricación, tenemos que empezar por la materia prima.

En el presente caso la materia prima representa un trabajo minucioso y laborioso debido a que se parte de chatarra de hierro y acero. Dado que su composición en conjunto es heterogénea y variable, el paso principal viene a ser la selección de chatarra.

La necesidad de conservar el contenido de aleaciones en la chatarra, para así economizar en el uso de aleaciones vírgenes, así como también asegurarse de que únicamente se introducen los elementos deseados en el acero, hace necesario separar la chatarra de que se dispone, en lotes de grados identificados. Cuando el grado de aceros producidos varía en gran cantidad, el grado de clasificación por contenido de aleación, deberá de ser mucho más extenso que para una planta que produce normalmente el mismo tipo de acero en su mayor parte de producción. Una planta que fabrica varios grados de acero por el proceso básico, incluyendo aceros aleados e inoxidable se ha visto en la necesidad de seleccionar chatarra, en 65 tipos diferentes.

Los lotes de chatarra se pueden formar de subproducto de las diferentes secciones de laminado, forjado, maquinado de la misma planta donde operan los hornos eléctricos y pueden provenir aparte de proveedores de chatarra, de clientes, de otras plantas, etc. Para producir económicamente el amplio rango de aceros comunes a las necesidades modernas, se requiere una selección cuidadosa de la chatarra, siendo esencial un plan de separación y control de ésta.

Es esencial apearse a un programa definido de separación de chatarra, si las mayores utilidades van a ser obtenidas en la conservación de las aleaciones y la fusión con una composición cercana a la deseada.

La práctica de fundición consistente, es una ventaja para mantener los molinos dentro de normas, para la producción y entrega del acero y ayuda a obtener el tonelaje óptimo en una unidad dada, así como también mantener la calidad del acero, dentro de las normas requeridas por la industria. Cualquier incumplimiento aún temporal, de la separación de chatarra, repercutirá en la pérdida de aleaciones así como también elementos inoxidables como son el níquel, y cobre podrán entrar y permanecer en el baño y causar que la colada se convierta en chatarra o en el mejor de los casos, empleada en otro fin, para el cual no se requerirán el uso de tantos elementos costosos. Por ejemplo, el cromo puede ser oxidado y eliminado de una carga ordenada para un proceso de alto costo y desperdicio. En otro caso, el níquel no puede eliminarse de una carga al Cromo-Molibdeno, por lo que, si está presente y la norma exige la ausencia de éste o su contenido en grado mínimo, la carga se tendrá que pasar a la chatarra, e ser utilizada en algún otro fin.

MÉTODOS PARA ASEGURAR UNA SEPARACION CORRECTA DE LA CHATARRA.

La separación de la chatarra local es comparativamente fácil, pero la introducción de chatarra externa representa un problema grande. Existen varios métodos para probar la chatarra y determinar si es lo que se supone. Esto incluye

análisis químicos de muestras seleccionadas, análisis espectrográfico y otros métodos menos costosos y precisos como la prueba magnética, para separar chatarra magnética y no magnética y la prueba de la chispa. Esta última es efectuada sujetando una pieza sobre una rueda de esmeril y observando el conjunto de chispas; es posible para un observador entrenado el diferenciar entre varias clases de chatarra por medio del color de la chispa, la longitud de ésta y las características del final de éstas, las cuales se dividen en general en varias chispas pequeñas, además se pueden mencionar otras pruebas como la de la aplicación de reactivos químicos sobre una superficie limpia de la muestra para apreciar el contenido de Níquel y algunos otros elementos.

REQUERIMIENTOS FISICOS DE LA CHATARRA.

El tamaño de la chatarra o su densidad volumétrica, es de importancia, el tamaño puede variar desde lingotes de un tamaño determinado, hasta viruta de un taller de maquinado. Chatarra pesada como lingotes, despunter, etc. tiene considerable peso por unidad de volumen así como el peso por unidad de volumen de chatarra liviana es bajo. De manera que si tenemos demasiada chatarra liviana en el recargue de una determinada colada, el volumen total de chatarra ligera y pesada excederá al volumen del horno, impidiendo que el volumen total de chatarra se cargue en un solo movimiento, sino que parte de ella se tendrá que cargar después de haber fundido una parte inicialmente. Una carga hecha completamente con chatarra pesada es también inconveniente, ya que no permite la fácil penetración en la chatarra, impidiendo proteger el revestimiento y la bóveda del horno en la misma forma en la que se efectúa con el mismo peso de carga, pero ocupando mayor volumen, dando como resultado un menor rendimiento en la vida del refractario. Otro requerimiento, sobre todo tratándose de chatarra pesada, es que las piezas no sean demasiado largas debido a que normalmente caen en forma vertical provocando la disminución de la densidad de la chatarra en algunas zonas del horno disminuyendo la eficiencia de la fusión y la capacidad de carga del horno, por tener mayor número de espacios libres. Si la carga de

chatarra se efectuada con aproximadamente 40% de chatarra pesada, 40% de chatarra término medio y 20% de chatarra ligera, se obtiene una densidad la cual normalmente elimina la necesidad de una carga posterior a la primera fusión.

SELECCION DE LA CARGA DE CHATARRA.

Llevando a efecto un plan eficiente de separación de chatarra y con chatarra disponible con las características físicas apropiadas, la carga se deberá hacer en la forma siguiente:

1) Los grados de chatarra deben ser seleccionados de manera que contenga los elementos necesarios que requiere el acero por fabricarse. La carga debe contener todos o parte de los elementos especificados, tomando las precauciones necesarias para que la chatarra no contenga elementos indeseables dentro de la especificación. Esto es imperativo cuando la chatarra contiene un elemento el cual no puede ser oxidado por regla general.

2) Para una operación económica, la chatarra deberá contener cada uno de los elementos que requiere el acero, de manera que se obtengan en el límite inferior de la especificación desanda.

3) Conociendo la cantidad de los diferentes elementos contenidos en la selección de chatarra para una colada, la cantidad total de aleaciones vírgenes que van a ser utilizadas, puede ser calculada tomando en cuenta que existe la posibilidad de llevar a cabo ciertos ajustes por pérdida de aleaciones en la fusión y afino del acero, tomando en cuenta además, la absorción posible del piso y bancas del horno. Dentro de la práctica regular, cuando se trabaja una colada de baja aleación después de haber trabajado una de alto grado de aleación, la colada sale arriba de los límites especificados debido al desprendimiento de las aleaciones absorbidas en el piso y bancas de la colada anterior. La forma de evitar esto, es trabajar una colada intermedia que contenga los mismos elementos

pero en menor rango con el fin de eliminar el exceso absorbido y poder trabajar posteriormente las coladas de baja aleación.

4) Una operación eficiente hace necesario que la selección de chatarra sea útil para todas las coladas, ya que si únicamente en una serie de coladas se utiliza chatarra mediana y pesada, se obtendrá temporalmente una reducción en el tiempo de cada colada, con la acumulación de chatarra ligera por falta de una, lo cual, resulta en un final sin ningún aprovechamiento de las coladas trabajadas inicialmente con chatarra pesada.

5) Es probable que ninguna parte del proceso de carga del horno sea de mayor importancia que el llenado de las ollas y la pesada de éstas. De no estar la chatarra bien seleccionada y pesada, la colada probablemente saldrá fuera de especificación debido a que el trabajo y las adiciones serán hechas asumiendo que la selección de la chatarra se hizo correctamente.

PROCESO BÁSICO.

1) Proceso de carga:- Para cargar el horno se desconecta la corriente y la bóveda y electrodos son girados a un lado, en el caso de carga por arriba. En el caso de carga por la puerta, los electrodos son elevados lo más alto posible para prevenir alguna rotura durante la carga. Inicialmente debe cargarse sobre el piso, chatarra ligera y mediana, ya que ésta funde más pronto cuando escurre el metal fundido próximo a los electrodos. La chatarra pesada debe de colocarse en la zona adyacente a los electrodos de manera que al ir cayendo no exista peligro de rotura de algún electrodo y finalmente, alrededor del horno sobre la chatarra mencionada anteriormente se coloca chatarra ligera o mediana para proteger el revestimiento y la bóveda de la radiación del arco eléctrico durante el período de alto voltaje.

Las ferroulaciones o aleaciones vírgenes que no son fácilmente oxidables, pueden ser cargadas en el horno al iniciarse o durante la fusión.

Es deseable que al fundir el total de la carga, se tenga el % de carbón entre .15 y .25% arriba del contenido de carbón especificado para el acero programado, con el fin de poder eliminar ese contenido de carbón por medio de la adición de mineral, escoria de laminación o inyección de oxígeno. Si la carga metálica es de bajo contenido de carbón, puede utilizarse un recarburizante como coque o desperdicio de electrodo, para procurar que fundia sobre el límite antes mencionado.

Cualquier descripción general de fabricación de acero por el método básico, utilizando horno de arco eléctrico, debe de abordarse lo suficiente para incluir los métodos de escoria simple y escoria doble con otras variaciones.

Considerado como base para la descripción el proceso de doble escoria y la práctica de carga en frío, debido a - que éstos representan la parte más complicada.

El proceso puede dividirse en la siguiente forma:

- 1) Período de fusión y oxidación.
- 2) Período de eliminación de escoria oxidante.
- 3) Período de reducción o formación de nueva escoria.
- 4) Período de vaciado.

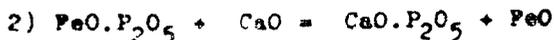
1) FUSION Y OXIDACION.- Cuando el proceso de carga se ha terminado se forma la banca o presa al frente de la puerta de trabajo, con material refractario (dolomita) para impedir que al fundir la chatarra el baño de acero se derrame por la puerta. Después de esto se cierra la puerta y los electrodos son bajados hasta que se encuentren ligeramente arriba del nivel superior de chatarra. El paso siguiente corresponde al cierre del circuito, seleccionando para este período, un voltaje intermedio con corriente adecuada, la cual se registra en un medidor y es controlada con los reostatos de manera que los arcos se forman bajo control automático. Después de 10 ó 15 minutos, los electrodos deberán tener cierta profundidad de pe

netración por lo que es permitido aplicar el mayor voltaje disponible, ya que no se provocarán daños de esta manera, por estar cubiertos los electrodos, siendo ésta la razón por la cual se inicia la operación con un voltaje intermedio.

El proceso de fusión es el más caro debido al alto consumo de potencia y de electrodos, en comparación con el resto de las operaciones.

Los electrodos funden la porción de chatarra colocada inmediatamente abajo de éstos, formando lentamente en el pi no una porción de metal fundido. Después de haber formado esa base de metal fundido y haber penetrado en el corazón de la carga de chatarra, la carga es fundida de abajo hacia arriba, por medio de la radiación del metal fundido y del calor del arco así como también la resistencia a la corriente que presenta la chatarra. Este proceso continúa hasta que la carga funde por completo.

Desde el momento en que se forma la primera parte del metal fundido, hasta la fase final de la fusión, se lleva a cabo un proceso de oxidación en diferentes grados. Durante este período son oxidados el fósforo, silíceo, manganeso, carbón y todos los demás elementos oxidables que contenga la chatarra. Las reacciones principales son las siguientes:



El oxígeno para estas reacciones se obtiene de las siguientes fuentes:

- 1) Los óxidos que se encuentran en la superficie de la chatarra.
- 2) Del aire que forma parte de la atmósfera del horno.
- 3) De la calcinación de la piedra caliza si fué utilizada.
- 4) los óxidos de los elementos de aleación agregados al horno.
- 5) De los agregados que se hagan de mineral o escoria.
- 6) Oxígeno gaseoso inyectado en el baño por medio de una lanza.

El uso directo de oxígeno gaseoso es de extrema importancia en la práctica moderna, desde el punto de vista de la rápida eliminación de carbón en el baño.

La práctica de oxidación debe variarse según la clase de acero que se fabrique. Por ejemplo: Los aceros de bajo carbón y aquellos en los cuales el contenido de hidrógeno debe ser bajo, requiere un grado relativo de alta oxidación. Conforme la oxidación progresa, la temperatura del baño se eleva para acelerar la eliminación del carbón y aumentar la fluidez del acero, al punto en que las inclusiones puedan subir a través del metal fundido hasta la superficie y penetrar en la escoria. La reacción del óxido de hierro con el carbón forma el monóxido de carbón en forma de gas y este gas generado en el baño ayuda a que hierva en forma más efectiva. La máxima pureza del acero requiere un alto grado de oxidación y un baño activo y caliente. La inyección de oxígeno en el baño es de gran utilidad para estos fines.

Cuando la carga ha sido fundida bajo las condiciones

describas con anterioridad es tomada una muestra preliminar para análisis químico y las adiciones necesarias hechas para una oxidación posterior y ajuste de la basicidad de la escoria. - Si los óxidos con propiedades ácidas (SiO_2 , P_2O_5 , Fe_2O_3 , etc.) se encuentra en exceso con relación a los óxidos básicos (CaO , FeO , MnO , FeO) la escoria será de carácter ácido, y en el caso inverso, la escoria será de carácter básico. Si la cantidad de ambos es semejante, se tendrá una escoria neutra. La relación cal sílice, se utilizaba generalmente para calcular la basicidad de la escoria. Si dicha relación cal sílice es utilizada generalmente para calcular la basicidad de la escoria. Si dicha relación es mayor de 2.0 la escoria es básica entre 1.0 y 2.0 es semi-básica y abajo de 1.0 es ácida. En el proceso descrito con anterioridad la muestra de escoria deberá de mostrar una relación cal sílice de 2.2 a 2.8. Se utilizan varios métodos para el cálculo de esta relación, por ejemplo:

$$1) \text{ relación cal sílice} = \frac{\% \text{ CaO}}{\% \text{ SiO}_2}$$

$$2) \text{ relación corregida} = \frac{\text{CaO} - 1.6 \text{ P}_2\text{O}_5}{\text{SiO}_2}$$

$$3) \text{ relación corregida} = \frac{\text{CaO}}{\text{SiO}_2 + 0.634 \text{ P}_2\text{O}_5}$$

El acero de horno eléctrico puede fabricarse con el proceso de una sola escoria, la cual es inicialmente oxidada como se ha descrito con anterioridad y luego cambiada a escoria reductora por medio de la adición de los materiales apropiados durante el período de refinación. La práctica usual con el proceso de fusión de chatarra en frío, es utilizar el método de doble escoria. Una escoria oxidante inicialmente, seguida de una escoria reductora. Si se desea, es posible utilizar una escoria neutra, en el caso en que sea necesario mantener el baño sin mayor refinación.

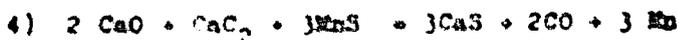
REFINACION.

En el método de doble escoria, la escoria original con los productos de oxidación, es extraída del horno cortando la corriente, elevando los electrodos e inclinándolo un poco el horno hacia el lado de la puerta para introducir rastrillos de madera o de acero y eliminar por completo la escoria. La extracción debe de llevarse a cabo rápidamente y por completo, - para prevenir demoras en la formación de la segunda escoria y evitar reacción reversible de cualquiera de los elementos de la escoria hacia el metal.

Los materiales utilizados para formar la segunda escoria son: Cal, espato fluor y arena sílica con coque pulverizado para suministrar carbón y favorecer la formación de carburo de calcio. Las proporciones típicas son de 5 a 8 partes de cal de $\frac{1}{2}$ a 2 partes de espato fluor, de 1 a 2 partes de coque y de $\frac{1}{2}$ a 1 parte de arena sílica. Las cantidades anteriores se mezclan antes de agregarse en las proporciones determinadas por estudio de experiencias. Suficiente arena y espato fluor de berón usarse para fluidizar la cal rápidamente. El coque usualmente es añadido después que la escoria se fluidifica. A menudo se utilizan pequeñas cantidades de ferrosilíceo en trozos de una o dos pulgadas. En la producción de aceros de bajo carbón, donde se requiere un contenido abajo de 0.12% de carbón, se utiliza una escoria de cal arena sílica, cal alúmina o una escoria carburizante modificada conteniendo menor cantidad de coque.

El objeto es formar lo más pronto posible una fuerte escoria reductora conteniendo carburo de calcio y mantenerla de esa manera durante el período de refinación. La presencia de carburo se puede apreciar por medio del olor a acetileno generado cuando una muestra de escoria es sumergida en agua, la cual reacciona con el carburo de calcio para formar el acetileno. El carburo no puede existir en presencia de óxidos que puedan ser reducidos por el carbón, o sea, que una escoria carburizante se encuentra libre de dichos óxidos. Una escoria carburizante actúa de manera tal que regresa óxidos reducibles

de la escoria al baño metálico, tales como los óxidos de manganeso, cromo, vanadio, tungsteno, fierro, etc.... En consecuencia dichos óxidos pueden ser agregados para su reducción directa inmediatamente después de haberse formado la escoria carburizante. Asimismo la escoria también sirve para reducir los óxidos en el baño y facilita la eliminación de azufre en forma de sulfuro de calcio. Las reacciones proceden de acuerdo a las siguientes ecuaciones químicas:



La desulfuración es favorecida por un contenido alto de manganeso, por adición de cal y espato fluor y por medio de agitación del baño, asimismo también por alta temperatura. Si se requiere un contenido mucho muy bajo de azufre, se puede llegar a requerir el uso de escorias carburizantes. La escoria carburizante debe formarse después de 20 a 40 minutos de haber eliminado la primera escoria. El contenido de carburo de la escoria es mantenido relativamente en una pequeña cantidad en las coladas de bajo carbón y para coladas de muy bajo carbón puede sustituirse el coque por silicio en la escoria, para evitar que el acero absorba carbón de la escoria.

Las escorias de cal alúmina se forman con cal y aluminio en forma de granalla. Se forma el aluminato de calcio, el cual desulfuriza y desoxida el baño. Parte de la desoxidación del baño es efectuada por el aluminio, antes de formar el aluminato de calcio.

El acero no deberá mantenerse en el horno durante el proceso de la segunda escoria más que lo absolutamente necesario. Tan pronto como los resultados de la última preliminar

son obtenidos, se hacen las adiciones necesarias para ajustar el carbón y los elementos de aleación. Las adiciones de los elementos de aleación deberán hacerse en cantidades suficientemente pequeñas, para prevenir enfriamiento en el baño. Cuando todas las adiciones se encuentran en ebullición, la escoria es formada de nuevo y se adiciona ferrosilíceo. Adiciones finales de aluminio para el control del tamaño de grano se hacen comúnmente momentos antes de vaciar. El aluminio es agregado al horno, sujetado en el extremo de largas barras para asegurarse de que pase a través de la escoria y reaccione en el baño. Aproximadamente la mitad del aluminio se agrega en la corriente de acero cuando se está vaciando el horno. El horno se vacía normalmente después de 10 ó 15 minutos de haber agitado la escoria y haber hecho las adiciones de ferrosilíceo y aluminio.

PRACTICA DE VACIADO DEL HORNO.

En el vaciado de la carga, los electrodos son elevados a su máxima altura después de haber desconectado la corriente. El hoyo de vaciado se abre y el horno inclinado por medio de un mecanismo de control de manera que el acero es depositado en la olla colocada al lado del horno. La escoria sale después del acero y sirve como una capa aislante durante el vaciado. Un hoyo de vaciado con buena superficie reducirá la posibilidad de tener un chorro turbulento, el cual será fácilmente oxidable en el transcurso del vaciado a la olla.

REPARACION DEL PISO Y BANCAS DEL HORNO.

Después de haber vaciado el horno, se regresa a su posición normal de operación, se abren las puertas para dejar que quede clara la visión del horno, después de la salida de los humos que contiene, para apreciar cuáles son las zonas que requieren reparación en el piso, las bancas, la bóveda y el hoyo de vaciado. La escoria reductora también provoca erosión, por lo que hay que hacer una revisión especial también en ese punto. Las reparaciones se hacen inmediatamente para permitir el sinterizado del material por el calor del horno.

AJUSTE DE ELECTRODOS.

Si los electrodos no son lo suficientemente largos - para trabajar la siguiente colada, habrá una demora durante el proceso de dicha colada, mientras se hacen los ajustes necesarios a los electrodos.

La práctica usual es que después de haber hecho las reparaciones al horno, se corren los electrodos hacia abajo - hasta que se encuentren a poca distancia del piso, para permitir al operador apreciar cuánto más podrá operar con los electrodos. Los ajustes necesarios se hacen agregando nuevas porciones de electrodo en la parte superior, o levantando el brazo que sujeta al electrodo. Después de esto se procede a la carga del horno nuevamente.

CONTROL DE ESCORIA EN EL PROCESO BASICO.

El control de escoria es un factor muy importante en la producción de acero en horno eléctrico. El horno de arco permite controlar las escorias de manera que prácticamente se puede obtener cualquier clase de escoria que se desee, tanto que es uno de los factores que le da flexibilidad al horno eléctrico.

Como se ha especificado, la función de la escoria de fusión, es la de oxidar el carbón y el fósforo, eliminándolos del baño metálico y remover el azufre y sustancias no metálicas. La relación cal/sílice deberá de estar entre 2.2 y 3.0. El contenido de FeO varía con el carbón que contiene el acero al final del período de oxidación y puede encontrarse entre 13.0 y 20.0 para acero de medio carbón. Una buena escoria básica de fusión en el horno eléctrico, es similar a una buena escoria de horno de hogar abierto. Una composición típica de la escoria de fusión, es la siguiente:

CaO	40.9 %
SiO ₂	13.4 %
FeO	14.8 %
Al ₂ O ₃	3.5 %
MgO	8.2%

MnO	12.7 %
P ₂ O ₅	0.6 %
S	0.1 %

La relación cal/sílice y el contenido de FeO, pueden ser estimados según la apariencia que presentan las muestras de escoria. Un operador entrenado podrá apreciar estos valores bastante cerca. La muestra de escoria debe obtenerse vaciando escoria líquida en un plato de hierro colado de 10 cm. de diámetro aproximadamente y 1.5 cm de fondo. Al solidificar la muestra, adquiere marcas visibles que son características de su composición.

La escoria de reducción elimina óxidos disueltos del baño, protege las adiciones de aleaciones de la oxidación y elimina el azufre. Esta escoria es entre gris y negra, es altamente carburizante y se pulveriza al enfriarse. La composición típica de una escoria carburizante reductora es la siguiente:

CaO	67.8 %
SiO ₂	22.4 %
FeO	0.5 %
Al ₂ O ₃	0.5 %
MgO	6.9 %
MnO	0.2 %
S	0.3 %
CaC ₂	1.5 %
Cr ₂ O ₃	0.4 %

Es básico y esencial que las puertas del horno se mantengan completamente cerradas durante la mayor parte del período de reducción, si se desea mantener la escoria correctamente. Si la carga se calienta demasiado, la propiedad carburizante de la escoria se perderá rápidamente. La absorción de carbón de tales escorias es bastante considerable, por lo que deberá de chequearse frecuentemente.

Con aceros de bajo carbón (0.15% o menos), la esco--

ria carburizante es modificada utilizando un radio de cal/coque de mayor grado. Cuando se trabajan aceros de .08% de carbón o menos, se utiliza ferrosilíceo o aluminio en tamaño pequeño para sustituir el coque y prevenir un aumento de contenido de carbón, que en estos casos es indeseable. De esta manera, en este tipo de acero, se obtiene una escoria reductora a base de silicato de calcio o aluminato de calcio.

La composición típica de una escoria cal/silíce, sin adición de carbón, es la siguiente:

CaO	57.9 %
SiO ₂	27.5 %
Al ₂ O ₃	3.7 %
FeO y MnO	1.0 %
MgO	7.7 %
Cr ₂ O ₃	0.3 %

La anterior escoria es blanca y al enfriarse se pulveriza. Para acero inoxidable de más bajo carbón, se utilizan escorias cal/silíce o cal/aldúza, como en los casos del acero común de bajo carbón.

PROCESO ACIDO.

El proceso ácido es utilizado para la producción de acero colado en su mayor parte. En este proceso pueden aplicarse cuatro diferentes variaciones:

- 1) Oxidación parcial.
- 2) Oxidación total.
- 3) Oxidación completa con reducción de silicio.
- 4) Práctica de doble escoria.

La práctica de oxidación parcial es utilizada normalmente para producir acero colado de bajo precio, el cual no requiere ninguna prueba para su aceptación mas que la inspección superficial a causa de ser el método más barato para producir este tipo de acero.

El proceso de doble escoria es empleado cuando se desea un control positivo para mantener el contenido de FeO de la escoria final en el rango del 10%.

El proceso de oxidación completa con reducción de silicio, es empleado en Europa, consistiendo éste básicamente en la absorción del silicio contenido en la escoria por el baño metálico.

La gran mayoría de las fundiciones de acero utilizan el proceso de oxidación total, por lo que este método se tomará como base para la siguiente descripción.

Exceptuando la selección de chatarra, la cual deberá de tener un contenido bajo de fósforo y azufre, la fusión en el proceso ácido, es similar a la del proceso básico. Así como en el proceso básico los electrodos funden y penetran a través de la chatarra en dirección hacia el piso del horno, si la cantidad de acero fundido no cubre una superficie considerable que cubra el área descubierta por los electrodos, el arco actuará sobre la arena del piso, en el corazón del horno. La conductibilidad de un no metal aumenta con la temperatura: consecuentemente, el corazón del horno va siendo paulatinamente un mejor conductor, esto provoca una formación de una cavidad en el corazón del horno y generalmente se aprecia por la formación de humo blanco, acompañado de llamas amarillas brillantes alrededor de los anillos de los electrodos. Cuando ocurre esto, los electrodos deberán elevarse y se agregará chatarra suficientemente limpia, para formar la cantidad de metal fundido necesaria para impedir el trabajo del arco en el piso del horno. Si se tiene la precaución de utilizar chatarra suficientemente pesada y bien colocada en el centro, existe muy poco riesgo de que suceda este fenómeno.

REFINACION.

Tan pronto como la carga está fundida, es tiempo de empezar a trabajar la carga, por lo que procede a efectuar

una adición pequeña de mineral de hierro y arena sílica sobre el baño. Si como sucede a menudo, un alto porcentaje de chatarra de fundición ha sido cargada muy poca cantidad de arena sílica necesita agregarse porque la oxidación del silicio y el manganeso contenido en la chatarra formará una cantidad suficiente de escoria. También se oxidará algo de fierro durante la fusión, formando FeO el cual también contribuye a la escoria. Siempre deberá procurarse una formación de escoria en cantidad suficiente de manera que cubra todo el baño con una capa de $1/8$ de pulgada de espesor aproximadamente.

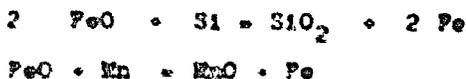
Asimismo, una capa gruesa de escoria puede causar algunas dificultades y no es recomendable tener mayor cantidad de escoria en el metal que la necesaria, ya que esto ocasionaría una desoxidación más lenta del acero. Si la arena sílica no es agregada, el baño tomará sílica del piso.

Las muestras de escoria tomadas del horno al fundir la carga, deberán tener un color negro vidrioso, indicando un alto contenido de FeO , el cual es necesario si se espera que el acero hierva posteriormente. Una muestra del metal deberá de tomarse al mismo tiempo y determinar el contenido de carbón. El contenido de carbón al fundir la carga, deberá ser mayor que el carbón deseado al final como en el proceso básico. El exceso de carbón será eliminado durante el período de oxidación - mientras hierve el acero.

Si la muestra de escoria tomada del horno presenta un color café verdusco en lugar de negro, es señal de un contenido insuficiente de FeO . En este caso, se añade mineral, palada por palada, hasta obtener la escoria negra.

Si la carga está hecha partiendo de gran cantidad de chatarra devuelta, el mineral de hierro deberá de agregarse antes de que se haya fundido toda la carga. El FeO agregado de esta manera, será tomado por el baño y el oxígeno reaccionará con el silicio y manganeso para formar SiO_2 y MnO .

Debido a que estos óxidos son de densidad menor al metal fundido, se depositarán en la superficie del baño y debido a su afinidad química entre ambos, siendo uno ácido y el otro base, se unirán para formar escoria.



El silicio y el manganeso deberán de oxidarse antes de que el carbón en el metal fundido pueda combinarse con más oxígeno del mineral y provocar que el acero hierva. La mejor práctica es oxidar el silicio y manganeso durante el período en que el baño está frío debido a que las altas temperaturas favorecen la combinación de carbón y oxígeno.

Después de que el baño se encuentra cubierto con una escoria negra u oxidante y el contenido de carbón es suficientemente alto, la temperatura deberá elevarse hasta provocar que el acero hierva. El hervor es provocado por la reacción del carbón con el oxígeno disuelto en el acero y es necesario para la manufactura de acero limpio de alta calidad. Estos elementos se combinan alcanzando cierta temperatura formando monóxido de carbono gaseoso.



Se deberá tener suficiente mineral y carbón en el baño, ya sea naturalmente o agregados para mantener el hervor por lo menos diez minutos. Se toma una muestra de acero, y se determina el carbón por medio de fractura, o algún análisis típico.

La intensidad del hervor disminuye gradualmente conforme el oxígeno en el metal es reducido. Durante este período la escoria cambia de color continuamente y cuando se aprecia un tono verde chicharo y ha engruesado la escoria lo suficiente para poder obtener una muestra de escoria por medio de una cuchara, quiere decir que el acero ha sido desoxidado por

medio de la reacción del carbón. Se toma una muestra para determinar el contenido de carbón y conforme al resultado obtenido se hace el ajuste correspondiente. Después deben agregarse silicio y manganeso en forma de ferroaleaciones para terminar la desoxidación por completo, de manera que al fundirse y difundirse las ferroaleaciones se procede a vaciar la carga del horno.

La temperatura a la cual el acero es vaciado, depende en gran parte del tamaño de los moldes que se van a vaciar y del equipo para sujetar el metal fundido. Si el acero es vaciado en moldes de tamaño chico y en gran cantidad, deberá de vaciarse a alta temperatura, como por ejemplo 1760 °C. Si por el contrario, el acero se va a vaciar en un molde grande, entonces es permisible una temperatura de vaciado entre 1650 °C y 1680 °C.

Los métodos expuestos con anterioridad se refieren principalmente a la producción de acero al carbón para acero colado y para plancha. Los aceros aleados están entrando mucho más en uso y presentan un nuevo problema. Afortunadamente, tres de las aleaciones usadas comunmente en la práctica de fundición de acero colado, son: Cu, Ni, Mo. Estas aleaciones pueden ser agregadas en cualquier momento sin que se produzca ninguna pérdida de oxidación o absorción subsiguiente de la escoria. Si estas aleaciones no son agregadas cuando la carga está fría, deberán de añadirse de 15 a 30 minutos antes de vaciar la carga del horno, para dar suficiente tiempo de disolución y distribución de éstas dentro del baño.

Cuando el acero programado requiere más de 1.25% de manganeso, es muy difícil mantenerlo en el baño debido a la acidez y habilidad de la escoria, para absorberlo, por lo tanto, se recomienda algunas veces agregar cal a la escoria antes de vaciar para disminuir la acidez y poder de absorción de la escoria.

El cromo presenta un problema para su manejo, ya que

es oxidable, por lo que usualmente se agrega después que el acero ha sido desoxidado, lo cual corresponde a la operación posterior a la última adición de silicio. El cromo es usualmente agregado en forma de ferrocromo con 68% de contenido de cromo y un 6% de contenido de carbón.

Las aleaciones tales como el aluminio, titanio, vanadio, boro, zirconio, etc., se agregan en la tina en el momento de vaciar el horno, procurando que al hacer la adición, éstas peguen en el chorro de acero.

PRINCIPIO Y METODO DE OPERACION DEL HORNO DE INDUCCION.

La fusión por inducción toma lugar cuando se aplica una corriente de alta frecuencia al serpentín de cobre (primario). La carga (secundario), se encuentra dentro del campo magnético inducido por la resistencia y está sujeta a una corriente altamente alternante. Esto provoca corrientes circulares que generan calor dentro de la carga.

En la industria del acero, una instalación típica de horno de inducción sin núcleo, consiste de un juego de motogeneradores de alta frecuencia, tableros de control de motores, capacitores, conductores a los hornos para operación continua, de manera que un horno puede estar en operación mientras el segundo se carga o se repara.

El moto-generador usado para la fusión por inducción produce corriente de alta frecuencia. El tamaño del moto-generador de alta frecuencia es determinado por el tamaño del horno que se va a operar. Conforme el tamaño del horno aumenta, la potencia del moto-generador deberá de aumentarse mientras que la frecuencia pueda disminuirse. Un horno de 5 kgs. podría operarse con un generador que produzca una corriente de 10,000 ciclos y 30 kw. Los hornos de 500 kgs. se operan generalmente con un generador de 350 kw. y 180 ciclos.

La variación de la frecuencia con respecto al tamaño

del horno puede explicarse como sigue: las corrientes inducidas en la carga, las cuales se presentan como corrientes circulares, dependen de la velocidad de cambio de flujo (frecuencia) y la resistencia de la carga. Esto produce una pérdida de I^2R de la carga inducida, la cual se transforma en calor. Además, las corrientes circulares tienen un efecto magnético que hacen que la densidad de flujo en la superficie de un objeto, sea mayor que en el centro. Como resultado final tenemos que la transformación de las corrientes circulares magnéticas producen un calentamiento alto en la superficie, aumentando la amplitud de este calentamiento, conforme la frecuencia disminuye. Generalmente, una potencia de 960 ciclos es utilizada para una fusión del rango industrial, dato que esta frecuencia es rápidamente adoptada en hornos de 150 kg. en adelante.

Como se estableció con anterioridad, la potencia del generador debe aumentar junto con el tamaño del horno. El tamaño correcto de generador deberá de ser compatible con el horno y corresponder a la velocidad de operación deseada. Un generador de 30 kw. fundirá 30 kg. de acero por hora; uno de 350 kw. fundirá 450 kgs. por hora y uno de 1250, fundirá 1800 kgs. por hora. La combinación más eficiente de horno y generador producirá una carga de acero por hora de operación.

Un horno que requiere un tiempo sobre 2 horas para producir una carga, empieza a ser ineficiente. Con el fin de corregir el bajo factor de potencia del generador el cual oscila entre un 10 y un 25%, se colocan en el sistema capacitores estáticos, permitiendo así que el generador produzca potencia completa. Junto con los capacitores se colocan contactos con conexiones a un autotransformador con el objeto de poder aumentar o disminuir el voltaje efectivo. Esto permite operar el horno con su potencia total durante diferentes pasos.

La construcción de un horno de inducción de alta frecuencia, como lo muestra la fig. 7, consiste esencialmente de:

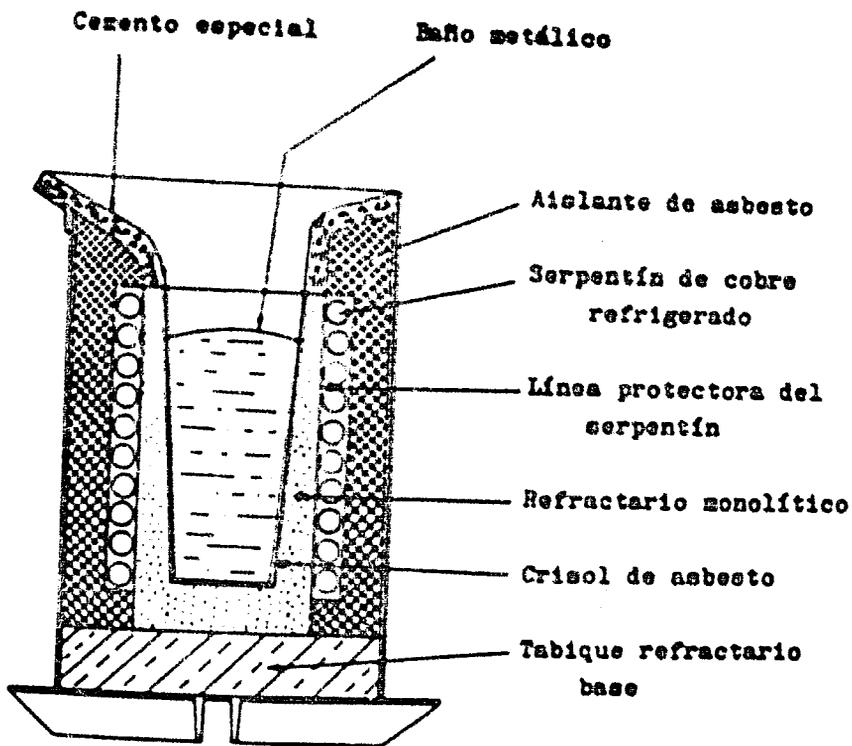


Fig. 7

VISTA DE LA SECCION TRANSVERSAL DEL HORNO DE INDUCCION

1) Coraza o cubierta (empaques de asbesto o cualquier otro material aislante).

2) Serpentin de tubo de cobre refrigerado por agua.

3) Crisol y refractarios.

El campo electromagnético de alta frecuencia existe tanto afuera como adentro del serpentín por lo que dificulta la construcción del soporte que sujeta al mismo. Materiales antimagnéticos, refractarios o metal, son los necesarios para reducir las pérdidas de corriente en los alrededores del serpentín o primario del horno. El serpentín de cobre refrigerado, transmite las corrientes de alta frecuencia. Estos serpentines deben estar aislados como medida preventiva. Las principales características del refractario para aislar al serpentín de cobre, son:

1) Adherencia al serpentín de cobre.

2) No debe ser higroscópico o conductor eléctrico.

3) Debe de endurecerse con el aire y permanecer duro.

4) Debe resistir penetraciones del metal en las grietas que se forman.

El crisol (construido con materiales refractarios), es la parte más importante del horno de inducción, ya que no sólo contiene a la carga y al metal fundido, sino que también protege los serpentines de cobre del metal fundido y el calor generado en el crisol, durante la operación de fusión. El refractario del crisol es la única parte del horno que requiere un mantenimiento constante, debido a que no existen componentes o piezas móviles en este tipo de horno. Los refractarios para cubrir la parte interior donde se encuentra el serpentín de cobre, deben de tener las siguientes características con el



QUILICURA

fin de que el horno de inducción se encuentre en posibilidad de efectuar un proceso económico:

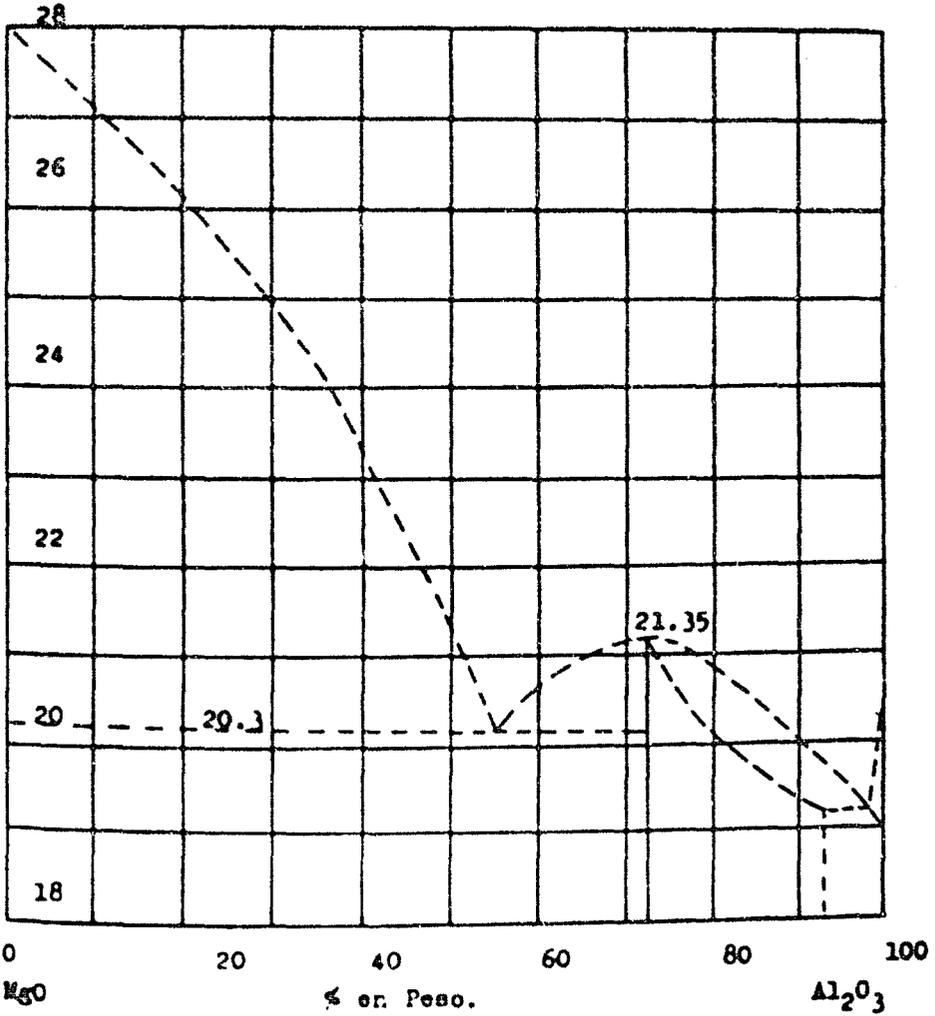
- 1) Compatibilidad con las aleaciones y sus óxidos.
- 2) Economía.
- 3) Estabilidad en la resistencia mecánica a las temperaturas más elevadas.
- 4) Baja conductibilidad térmica.
- 5) Aislante eléctrico.
- 6) Resistente a la erosión y penetración causada por la escoria.
- 7) Mínima reducción de volumen para los cambios de temperatura.
- 8) Estabilidad contra choques térmicos.
- 9) Facilidad de reparación y renovación.
- 10) La porción de refractario suve que se encuentra atrás de la superficie, no debe sufrir endurecimiento.

TIPO DE REFRACTARIO.

Desde el advenimiento de la fusión por inducción se ha desarrollado una experimentación considerable en lo que se refiere a refractarios. Actualmente los materiales más usados son magnesia-alumina, magnesia con ácido bórico bórax y zircon. De éstos, 70% magnesia, 30% de alúmina, es la usada con más frecuencia. Como se muestra en el sistema binario de la fig. 8 encontramos un máximo en los 3 anteriores. Como resultado tenemos que un crisol con refractario de 70% MgO , 30% Al_2O_3 tiene una temperatura de fusión elevada. También esta

Fig. 8

$T-^{\circ}\text{C} \times 10^2$



SISTEMA BINARIO $\text{MgO}-\text{Al}_2\text{O}_3$

proporción reúne las características necesarias mencionadas con anterioridad. De acuerdo con la práctica se ha encontrado que la siguiente distribución del tamaño de partícula, es la más aceptada.

En 8 mallas	12%
- 8 - 28	34%
- 28 - 65	21%
- 65 - 150	12%
150	21%

Otra característica favorable en el uso de la mezcla Magnesita-Alumina, es la propiedad que tiene de poder absorber cantidades considerables de FeO y óxido de cromo sin que disminuya el punto de fusión de la mezcla.

Como se muestra en la fig. 9, el Al_2O_3 y MgO , tienen la más alta conductibilidad térmica comparada con la de cualquier refractario de uso común, pero también tiene una resistividad eléctrica muy elevada, siendo esto sobre 2000°C .

MÉTODOS DE COLOCACION DEL REFRACTARIO.

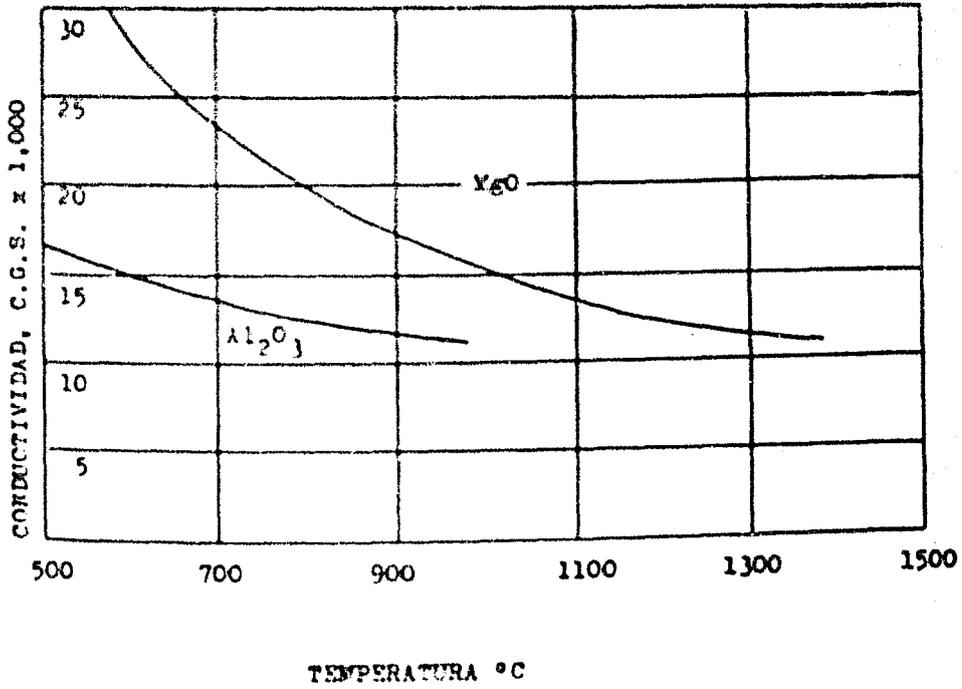
Las cubiertas de refractario preferidas en los primeros hornos de inducción fueron las de magnesita. Este tipo de cubiertas se utilizaron en hornos chicos hasta una capacidad de 250 kgs. Con el advenimiento de hornos mayores, los crisoles precalentados mostraron falta de economía a causa de los agrietamientos frecuentes que se presentaban.

De esta manera se desarrollaron cubiertas monolíticas. Los dos procedimientos usuales para construir cubiertas monolíticas son similares, siendo éstos:

a) El método de Rohn en el cual se usa un molde de metal.

b) El método Northrup, el cual emplea un molde de asbesto en su lugar.

Fig. 9



Conductividades térmicas del MgO y Al₂O₃ cristalinos

Antes de instalar la cubierta refractaria que forma el crisol, los serpentines de cobre con aislados con cemento adhesivo de silimanita, el espacio libre que se encuentra en el serpentín se llena con plástico y el cilindro que contiene al serpentín y al plástico, se recubierto totalmente en su pared interior con cemento adhesivo de Alúmina. Usando este procedimiento, el serpentín se mantiene en una posición firme y es protegido del metal fundido.

Al instalar el recubrimiento que contendrá a la carga o metal separándolo del serpentín, se colocan primero unos tabiques refractarios alrededor del piso del horno y la junta entre los tabiques y el serpentín se llena con plástico para prevenir deterioramiento del material refractario. Después de esto, el material refractario es apisonado hasta que quede bien sujeto con el anillo del serpentín que se encuentra en el piso; en seguida se procede a colocar el molde de asbesto o de acero, centrado perfectamente en medio del serpentín, sujetándolo con unos contrapesos para evitar que se mueva al momento de apisonar el refractario. En este momento se procede a apisonar el refractario aproximadamente hasta el extremo superior del serpentín. Para terminar la parte superior del crisol y formar la boca de vaciado, se utiliza un refractario, el cual se endurece al aire y que tiene una resistencia mecánica muy grande, conservando su dureza aún a las altas temperaturas a las que el acero es trabajado.

Después de haber instalado el refractario que forma el crisol, el horno es cargado con el molde en el interior, y al momento de fundir la carga, el asbesto vendrá a ser parte de la escoria; en el caso del acero, éste formará parte del metal fundido. La función de esta primera colada sinteriza el refractario del crisol en la posición correcta.

Otro método para construir la cubierta refractaria monolítica, es utilizando un molde de madera y refractario de plástico húmedo. Para la formación del crisol, se siguen los

siempre pasos que en los otros casos exceptuando:

1) Entre el serpentín y el refractario se deja un espacio el cual se llena de manera compacta con material refractario pulverizado.

2) En este caso, el molde de madera se extrae del horno, antes de cargarlo para trabajar la primera colada.

REPARACIONES.

Las reparaciones se pueden hacer cuando el refractario se encuentra a alta o baja temperatura. De cualquier manera sólo es recomendable hacer reparaciones en caliente, cuando es absolutamente necesario, debido a que se ha comprobado obtener mejores resultados con las reparaciones en frío. Los materiales para reparar el crisol son usualmente de la misma composición que el refractario del crisol, mezclados con un poco de silicato de sodio o compuestos de una mezcla de silicato de sodio, barro, cloruro de magnesio y magnesia pulverizada.

FUSION Y REFINACION DE LA CARGA.

En el horno de inducción el trabajo de carga no es complicado ni lento, ya que sólo se trata de cargar el horno, fundir la carga, hacer las adiciones necesarias para tener la carga dentro de las especificaciones requeridas, y vaciar el acero a la tina o directamente a los moldes.

La carga debe consistir de chatarra seleccionada cuidadosamente y de análisis conocido, además debe de estar limpia y en tamaños pequeños de manera que formen una masa compacta dentro del horno. La chatarra debe tener un análisis aproximadamente igual al acero que se desea fabricar por las siguientes razones:

1) Usualmente no se efectúa análisis químico preliminar.

2) La oxidación de los elementos de aleación es mínima, comparada con la de los hornos de hogar abierto y arco e-

léctrico.

El análisis preliminar toma de 20 a 40 minutos, lo cual disminuye el volumen de producción elevando los costos de operación.

La oxidación es usualmente mínima debido a que la chatarra utilizada está relativamente libre de óxidos y como la fusión se efectúa con rapidez se obtiene muy poca oxidación al contacto con el aire. Aún cuando se agrega oxígeno en forma de óxidos u oxígeno gaseoso, es posible calcular las pérdidas.

La adición de aleaciones puede hacerse en forma de ferroaleaciones o aleaciones puras comerciales. El tipo de aleación utilizado depende de la calidad del acero que se desea producir y la cantidad de adición requerida para obtener el análisis deseado.

Debido a que el nivel de oxígeno en el baño es bajo a causa de la fusión tan rápida de la carga, la eficiencia promedio de las aleaciones agregadas es aproximadamente 95%. Esto varía según el caso y deberá determinarse por experiencia directa. La eficiencia de las adiciones para la desoxidación como el silicio y el manganeso es también elevada y puede ser mucho más alta que en las operaciones de horno de arco.

El procedimiento de fusión puede ser mostrado de mejor manera por los ejemplos que se incluyen en el capítulo IV.

La carga se hace colocando la chatarra ligera en el piso del horno y la pesada en la parte superior. Haciéndolo de esta manera, la chatarra ligera se comprime, formando una carga densa. Inicialmente se coloca en el horno, el máximo de chatarra que admita y se completa la carga durante la fusión. Después de que se ha cargado el horno, se conecta la corriente y se funde la carga. Si se necesita una ebullición por medio de carbón, un adate mineral de hierro, óxido de níquel u oxígeno

gaseoso. Después de fundir el metal o después de la ebullición, si se efectuó de esa manera, se agregan todas las aleaciones al horno y en el momento en que se han disueltas en el baño, se aj de la temperatura hasta ajustarla para vaciar. Después de esto, se hacen las ediciones de material desoxidante y se vacía la carga.

Usualmente no se hace ningún intento de refinar la carga, por razones económicas, siendo mejor seleccionar chatarra de bajo contenido de fósforo y azufre. Esto no quiere decir que no sea posible refinar el acero en el horno de inducción, ya que se puede desulfurar o desfosforizar, utilizando escorias de cal, alúmina, arena sílica, y espato fluor. Este tipo de escorias de refinación, destruyen el refractario de $MgO - Al_2O_3$.

Debido a que la escoria se calienta por conducción, se ha encontrado que la temperatura de la escoria en la interfase escoria metal, es aproximadamente la del baño metálico, pero la parte de la escoria que va a la atmósfera tiene una temperatura que permite que la escoria se agriete por solidificación. Bajo estas condiciones, la eficiencia de la escoria es baja y las velocidades de reacción lentas. De cualquier manera, el uso de la escoria tiene principalmente por objeto ay dar al refinamiento, reducir el grado de oxidación y evitar grandes pérdidas de radiación.

Si no se trabaja con escoria, se debe utilizar una cubierta aislante para evitar pérdidas por radiación. La ventaja de esto la podemos apreciar con los datos siguientes:

	Sin escoria:	Con escoria:
Gradiente de calentamiento con corriente total	40°C/min.	52°C/min.
Gradiente de enfriamiento con el horno parado.	16.5°C/min.	6°C/min.
Potencia requerida para mantener el horno a 1400°C	51 Kw.	17.5Kw.

La siguiente operación es el vaciado de los lingotes para lo cual se requiere que las lingoteras estén preparadas cuidadosamente. En los aceros muertos se utilizan moldes con la parte superior de mayor tamaño que la base. En el caso de los aceros efervescentes, el vaciado se efectúa en lingoteras que tienen la base de mayor tamaño. La forma y tamaño de las lingoteras varía mucho dependiendo del tipo de acero que se está produciendo y del producto final que se desea obtener. - las variaciones existentes consisten en lingoteras de sección circular, cuadrangular o rectangular con superficie interna lisa o rugosa.

Para preparar adecuadamente los moldes, se limpian cuidadosamente para recubrirse después en las paredes interiores si se requiere y precalentarlos cuando se encuentran a temperatura ambiente. Después de haber efectuado estas operaciones, se sifona todo el residuo que se encuentre en el interior de la lingotera, después de haber colocado las mazarotas en caso de haberse utilizado. Existe una gran variedad en los recubrimientos de lingoteras, dependiendo principalmente del tipo de acero que se vacía en éstas. Por ejemplo, se han utilizado lingoteras limpias sin recubrimiento, así como también lingoteras recubiertas de plumbagina, arena sílica, pintura de aluminio, aceite y otros materiales diversos.

Después de haber reunido todas las condiciones anteriores, se procede al vaciado de los lingotes para lo cual se deberá tomar en cuenta las dos diferentes formas de vaciado. Cuando se utiliza el proceso intermitente, los lingotes son vaciados por la parte superior, dejando caer lentamente el acero hasta una altura de 15 centímetros aproximadamente para dejar caer el chorro en su totalidad y finalmente utilizar de nuevo un chorro lento, con el que se termina el llenado del lingote. Esta forma de vaciado se recomienda debido a que se evitan salpicaduras perjudiciales al iniciar el vaciado y al finalizar el chorro lento, ayuda a conseguir el mínimo de rechupe. En el caso en que se utilice mazarota, deberá suspenderse el cho-

Después el acero llega a la parte inferior de la mazareta y posteriormente se atrae lentamente para mantener una pequeña alimentación de acero, la cual deberá de llenar el espacio producido por la contracción que sufre el acero al solidificarse. Cuando se utiliza la forma de vaciado en estrella, el acero se vacía con la totalidad del chorro en un principio, ya que este chorro entra inicialmente por la llamada lingotera reina, la cual se encuentra colocada al centro de una serie de brazos de material refractario en los cuales se encuentran varias perforaciones y sobre cada perforación una lingotera. De esta manera viene que el llenado de la lingotera se efectúa de abajo hacia arriba y es necesaria la presión del chorro para evitar una solidificación total antes de haber terminado el vaciado completamente. Por lo que respecta al final del vaciado se procede en la misma forma que en el otro caso para evitar la formación de un rechufe excesivo. Si se utiliza mazareta, se procede como se indicó con anterioridad.

Normalmente se deja a los lingotes permanecer un determinado tiempo dentro de la lingotera para permitir la solidificación total y también evitar fracturas a causa de un enfriamiento brusco. El tiempo de permanencia oscila entre una y dos horas, dependiendo del tamaño del lingote y del contenido de carbón, ya que un lingote de acero de alto carbón tiene mayor riesgo de fractura que uno de bajo carbón.

LAMINACIÓN DE LINGOTES PARA TRANSFORMARLOS A BILLETES.

Después de haber extraído los lingotes y haberse enfriado al aire, se procede a prepararlos para el desbaste y laminado. La preparación que lleva un lingote puede ser variada, dependiendo del tipo de acero que se va a laminar y de la calidad del producto que se quiere obtener. En general, la única preparación que llevan, consiste en la eliminación del rechufe o cavidad formada en la parte superior del lingote, a causa de la contracción del acero al enfriarse. Después de eliminar el rechufe, se coloca el lingote en un horno de recalentamiento,

donde se eleva la temperatura del lingote hasta el punto en el cual tenga la plasticidad requerida para poderlo reducir de sección al pasar por los rodillos. La temperatura de laminado depende de la composición del acero y de las reducciones que se le vayan a aplicar, estando generalmente entre 1150°C y 1250°C, sin ser éstos los límites permisibles, ya que puede haber muchas variaciones dependiendo del tipo de operación. Una vez que se tiene el lingote a la temperatura adecuada, se pasa a través de los rodillos del molino, reduciéndolo de tamaño hasta la medida que se desea obtener.

Con lo anterior, tenemos de una manera general, el proceso que se le da a los lingotes para obtener el producto intermedio llamado billet, del cual posteriormente, se pueden obtener diversas formas de producto terminado.

VACIADO EN COLADO CONTINUO.

Antes de proceder a describir los diversos pasos que se efectúan en el colado continuo, vamos a hacer una breve descripción de ciertas diferencias de importancia entre el equipo utilizado para el colado continuo y el que se emplea para el vaciado de lingote.

Inicialmente haremos mención sobre la temperatura de vaciado. En el proceso de colado continuo la temperatura de vaciado es de una importancia crítica en comparación al proceso de vaciado de lingote, debido a que el rango de trabajo es menor. Por esta razón, tenemos un nuevo sistema de tinas aparte del existente en las tinas de tapón, en el cual el acero se vacía por medio de un sifón. A continuación mencionaremos las diferencias entre una y otra:

1) Forma de la tina.

a) Tina de tapón. - La tina de tapón tiene normalmente forma cilíndrica, siendo ésta descubierta por la parte superior y teniendo la salida del acero en el piso, donde se coloca cada vez que se utiliza una taca nueva, la cual se cierra y se abre por medio de un tapón de grafito, el cual es accionado hacia

arriba y hacia abajo por el vástago que se encuentra unido a él. Debido a la necesidad de acondicionar la tina mientras se vacía, el calentamiento que se aplica para proteger al tinerario al choque térmico a la hora de vaciar y para eliminar la humedad, es de término medio, tendiendo a tener la tina entre 700°C y 800°C, ya que de otra manera no se pueda mantener por exceso de calor.

b) Tina de níón. - La tina de níón también tiene forma cilíndrica, pero en la parte superior se encuentran aberturas, teniendo únicamente dos aberturas, las cuales van en la parte posterior de la tapa y en el centro de la tapa, siendo éstas para vaciar el acero en la tina y para calentar la tina y la carga metálica respectivamente. En lo que se refiere a la medida del acero, como el nombre lo dice, en su radio es un níón el cual está colocado al frente de la tina, haciendo la forma de acero casi en el piso de la tina y la medida se refiere a la altura del nivel máximo de la tina con carga metálica.

Estas tintas se mantienen calientes todo el tiempo mientras se efectúan en operación, por tanto se va a mantener de gas, teniendo tener una temperatura de 1200°C a 1300°C, en operación normal.

3. Temperatura de vaciado del acero.

a) Tina de vaciado. - La tina de vaciado se encuentra en la parte superior de la tina y se utiliza para vaciar el acero en la tina de vaciado. La temperatura de vaciado del acero en la tina de vaciado es de 1200°C a 1300°C, dependiendo de la cantidad de acero que se vacía. La temperatura de vaciado del acero en la tina de vaciado es de 1200°C a 1300°C, dependiendo de la cantidad de acero que se vacía.

b) Tina de vaciado. - La tina de vaciado se encuentra en la parte superior de la tina y se utiliza para vaciar el acero en la tina de vaciado. La temperatura de vaciado del acero en la tina de vaciado es de 1200°C a 1300°C, dependiendo de la cantidad de acero que se vacía. La temperatura de vaciado del acero en la tina de vaciado es de 1200°C a 1300°C, dependiendo de la cantidad de acero que se vacía.

de temperatura menor durante el vaciado, ya que de otra manera no sería posible vaciar el total de acero líquido, aumentando el desperdicio y elevando los costos de operación.

3) Mantenimiento.

a) Tina de tapón.- La tina de tapón requiere un mantenimiento más laborioso en comparación al otro sistema debido a que cada vez que es utilizada es necesario dejar que se enfríe, eliminar los residuos de escoria de las paredes y el piso, reparar en cuanto se requiera el piso y colocar una taza nueva para calentarse de nuevo antes de utilizarse para otra colada.

b) Tina de sifón.- La tina de sifón es de mantenimiento más sencillo, debido a que no es necesario dejarla enfriar después de cada colada, ya que los residuos de escoria se eliminan por medio de una lanza de oxígeno y tampoco es necesario la colocación de nuevas piezas para utilizarse la siguiente colada, sino que se limpia también el sifón por medio de la lanza.

Aparte de lo mencionado anteriormente, tenemos que el proceso del acero en el horno es igual independientemente del proceso que se vaya a seguir para el vaciado, aunque vale la pena indicar la gran limitación que tiene el método de vaciado por colada continuo, que es la poca aceptabilidad de contenido de aluminio en el acero, teniendo como máximo la cantidad de 1.00 gr/Ton., ya que sobrepasando esta cantidad, al vaciar el acero líquido, se tapa la taza del tundish debido a que se va solidificando el acero dentro de la taza. El fenómeno anterior sólo se demuestra en la experiencia, ya que hasta el momento se desconoce qué reacción química o fenómeno físico se efectúa entre el acero con aluminio y el refractario de la taza, que sólo puede ser de óxido de zirconio o de silicato de aluminio, debido a su alta resistencia, a la erosión del flujo de acero a altas temperaturas, no existiendo por el momento otro material para este uso. Como consecuencia de lo anterior tenemos que apreciar que se tienen que seguir caminos diferentes para

la decarburación total del acero, así como para el control del tamaño de grano del mismo.

Ahora procederemos a hacer mención de los pasos que se siguen en el colado continuo, siendo conveniente empezar con un diagrama de bloques mostrando la secuencia de cada uno de los pasos, lo cual lo podemos ver en la fig. 10.

Para entrar en completo detalle empezaremos desde el momento en que se tiene ajustada la temperatura del acero en el horno y se coloca la tina de sifón en la fosa del mismo. Se procede a vaciar la carga, haciendo las adiciones de las aleaciones en el transcurso de la colada, en forma semejante a la seguida en la tina de tapón. Una vez vaciada la carga, se coloca la tina en la mesa de vaciado, chequeando la temperatura con el pirómetro de inmersión hasta que ésta sea exactamente la necesaria para iniciar la operación. Generalmente la temperatura de iniciación de la colada oscila entre 1590°C y 1640°C, dependiendo del tipo de acero que se vaya a vaciar y de las dimensiones de la pieza. Una vez ajustada la temperatura, se inicia el primer paso, inclinando la olla lentamente de manera que se va llenando el tundish, el cual equivale a una pequeña tina intermedia de la cual sale el chorro vertical hacia el molde. Este chorro es desviado al principio de la operación por medio de una canal para dejar que el nivel del acero en el tundish se regule y de esta forma, el chorro se estabilice perfectamente. El siguiente paso es permitir la entrada del acero al molde refrigerado moviendo la canal que desvía al chorro. Al iniciar la colada, el molde refrigerado se encuentra cerrado en la parte inferior por medio de un empaque de subeato, el cual a su vez está presionado por la llamada barra falsa, la cual es exactamente de las medidas de la pieza que se piensa vaciar y sirve para iniciar la colada. Estando cerrado el molde, se deja subir el nivel del acero hasta la mitad o las dos terceras partes de la longitud del molde con el fin de que solidifique el acero en las paredes y se pueda iniciar el movimiento de la máquina. Para evitar la adherencia

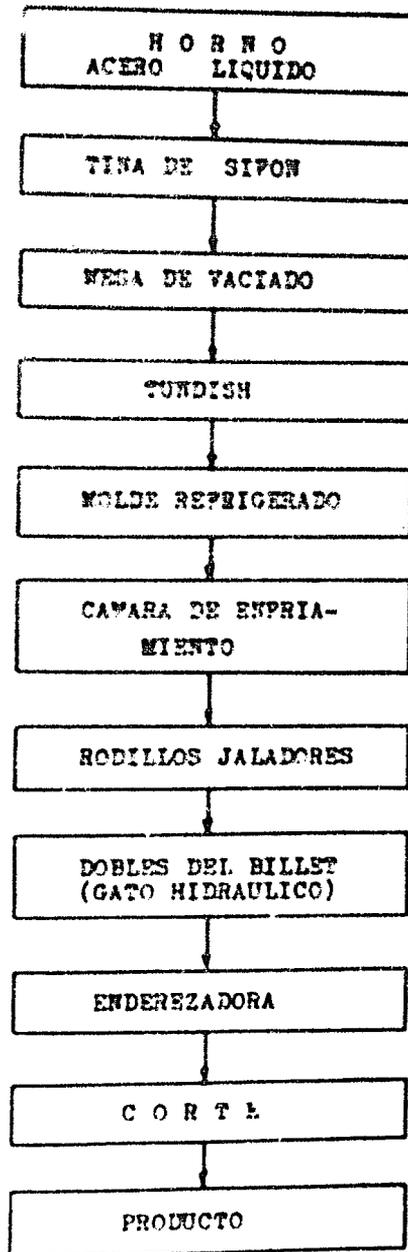


Fig. 10

del acero al molde. Éste se lubrica por medio de aceite vegetal, el cual sale en medio de cada cara en la parte superior y descendiendo lentamente provocando únicamente una flama ligera. Una vez que se tiene el nivel deseado, se inicia el movimiento de la máquina en el cual todas sus partes trabajan en forma sincronizada de la manera siguiente: Los rodillos jaladores hacen que empiece a descender la barra falsa, la cual trae consigo a la primera porción de acero que a su vez sale con facilidad del molde, debido a que éste empieza a oscilar a la velocidad en que giran los rodillos jaladores. El acero que sale del molde entra en contacto inmediatamente con el agua de refrigeración que arrojan las espesas en la cámara de enfriamiento, continuando así la solidificación del acero que se encuentra dentro de las paredes sólidas que se formaron en el molde refrigerado. De esta manera, se forma una pieza continua que sale del molde, pasa por la cámara de enfriamiento, después por los rodillos jaladores siguiendo a la barra falsa hasta pasar frente al gato hidráulico en donde la barra falsa es desconectada del acero que se está vaciando por medio de un giro de 90°, siguiendo ésta hacia abajo en dirección vertical e inmediatamente se mueve el gato hacia adelante, doblando el acero en dirección a la canal que conduce a la enderezadora. Esta operación es posible efectuarla debido a la temperatura en que se encuentra el acero en este paso, la cual es del orden de 1000°C en la superficie exterior y mayor conforme se avanza hacia el centro. A esta temperatura el acero tiene propiedades plásticas por lo que puede doblarse o enderezarse sin que se agriete o se provoque alguna variación en que sus propiedades físicas al enfriarse por completo. De esta forma, el acero entra a la enderezadora, en donde se desdobra completamente saliendo en sentido horizontal, siendo éste el último paso a través de la máquina, ya que después la única operación que se lleva a cabo es el corte del acero a la longitud que se tenga destinada, dependiendo ésta principalmente del material que se espera obtener después de una laminación posterior.

Con lo anterior tenemos una descripción general del sistema de colado continuo y como se obtiene el producto que

actualmente en su mayoría es billet de diferentes dimensiones, aunque también se utiliza para vaciar placa e inclusive redondo liso.

A grandes rasgos podemos ver que la maquinaria el proceso y el tiempo para la obtención del billet en los dos procesos mencionados es completamente diferente, desde el momento en que se vacía el acero del horno en adelante.

Como conclusión encontramos conveniente que se muestre la diferencia económica para producir el billet por los dos métodos mencionados, lo cual se expone en el capítulo No. 5.

CAPITULO IV

TIPOS DE ACERO QUE SE PUEDEN PRODUCIR EN ESTOS HORNOS

En realidad podemos decir que prácticamente todos los aceros pueden fabricarse por medio de hornos eléctricos. De cualquier manera haremos mención de diferentes tipos de acero, indicando cuál es el tipo de horno más conveniente y cómo se desarrolla el trabajo en el horno para la obtención de dichos aceros.

1) Acero colado de baja aleación y al carbón.- la fusión por medio del horno ácido de arco directo, ha sido la forma preferida por muchos años para producir aceros en pequeñas cantidades, que es lo que se requiere para las fundiciones de acero colado. Aproximadamente tres cuartas partes de los hornos eléctricos utilizados en las fundiciones de acero colado, son del tipo ácido.

Las razones por las que la práctica ácida ha sido adoptada para fabricar este tipo de acero, son las siguientes:

1) Gran rapidez de fusión y mayor volumen de producción en coladas de una a diez toneladas.

2) Los costos de energía eléctrica y material refractario son favorables en comparación con otros procesos.

3) La resistencia del refractario colado de sílice para operaciones intermitentes, comparada con la del tabique de sílice o los refractarios básicos.

4) Gran flexibilidad en las operaciones de producción de pequeñas cantidades de acero para obtener la composición y propiedades requeridas.

5) Altas temperaturas para máxima fluidez al colar moldes de secciones delgadas.

6) La escoria ácida es viscosa y por lo tanto, fácilmente controlable.

Como ya sabemos, una de las limitaciones del proceso ácido es la imposibilidad de disminuir el contenido de fósforo y azufre, así como también una menor recuperación de las aleaciones oxidables.

Las normas actuales no se encuentran estandarizadas y existen un gran número de variaciones como resultado de la adaptación de las necesidades particulares de cada fundición.

II) Acero de herramienta.- Este acero, como lo dice su nombre, es aquel que se fabrica para producir herramientas para uso mecánico, como herramientas de corte, extrusión, forma ción, etc.

Estos aceros en la clasificación AISI se encuentran bajo siete tipos diferentes que son los siguientes:

- 1) Acero de alta velocidad.
- 2) Acero para trabajo en caliente.
- 3) Acero para trabajo en frío.
- 4) Acero con resistencia al impacto.
- 5) Acero de alta velocidad al molibdeno.
- 6) Acero para usos especiales.
- 7) Acero templado al agua.

Este tipo de análisis se realiza en los laboratorios de las
 las cuales, como se ha mencionado en el capítulo anterior,

La composición de los aceros de herramientas puede ser
 desde los aceros al carbono hasta los aceros inoxidables, alu-
 mino, níquel, cobalto, titanio, niobio, vanadio, molibdeno,
 tungsteno y wolframio. Los elementos mencionados en este
 lista constituyen los principales elementos de aleación.

En la tabla No. 1 se muestra el rango de composición de los
 los aceros de herramientas y se indica el tipo de acero de
 los aceros para herramientas.

Tabla No. 1 - Composición de los aceros de herramientas

Elemento	Rango %	Propiedades
Carbono	0.20/2.00	Aceros al carbono, aleaciones de carbono.
Silicio	0.10/0.30	Acero, aleaciones.
Manganeso	0.20/1.00	Acero, aleaciones.
Cromo	0.20/21.00	Acero, aleaciones y aceros inoxidables.
Tungsteno	0.40/20.00	Acero.
Vanadio	0.05/0.20	Acero, aleaciones.
Molibdeno	0.25/0.70	Acero, aleaciones.
Cobalto	2.00/21.00	Aceros especiales.
Azufre	0.10/0.20	Acero de azufre, acero de vanadio.
Fósforo	0.05/0.20	Acero de metales, acero.
Níquel	0.25/3.00	Acero de níquel, acero puro.

En la tabla No. 1 encontramos algunos ejemplos que
 nos muestran el rango de aleaciones utilizadas en los aceros
 de herramientas.

Cada tipo contiene una variedad de composiciones de las cuales, unas 80 son producidas de manera regular.

La composición de los aceros de herramienta oscila desde los aceros al carbón hasta una amplia variedad de aleaciones, utilizando cantidades apreciables de tungsteno, cromo, vanadio y molibdeno, formando carburos y las aleaciones de solución conteniendo silicio, manganeso, cobalto y níquel.

La tabla No. 2 indica hasta qué grado son utilizados los elementos de aleación y en la forma en que éstos se usan en los aceros para herramientas.

TABLA No. 2 - ELEMENTOS DE ALEACION EN ACERO PARA HERRAMIENTA

<u>ELEMENTO</u>	<u>RANGO %</u>	<u>FORMA</u>
Carbón	0.10/2.50	Hierro gris, bloques de coque.
Silicio	0.15/2.50	FeSi (60-75%)
Manganeso	0.20/3.00	FeMn; SiMn.
Cromo	0.20/13.00	FeCr (alto y bajo carbón).
Tungsteno	0.50/20.00	FeW
Vanadio	0.05/4.00	FeV; V ₂ O ₅
Molibdeno	0.25/9.00	FeMo; MoO ₃
Cobalto	2.00/13.00	Cobalto metálico
Azufre	0.10/0.25	Flor de azufre, FeS MnS ₂
Plomo	0.05/0.20	Pb metálico, PbS
Níquel	0.25/5.00	Oxido de níquel; níquel puro.

En la tabla No. 3 encontramos algunos ejemplos que nos muestran el rango de aleaciones utilizado en los aceros de herramienta.

TABLA No. 1

CLASIFICACION	C	Mn	Si	Cr	Ni	V	W	Mo	Co
Resplables al agua	0.60 1.40								
Resistente al impacto	0.55	0.60	2.00					0.40	
Trabajo en frío	2.35			12.00		4.00		1.00	
Trabajo en caliente	0.55			7.00			7.00		
Alta velocidad	0.80			4.50		1.50	20.00		12.00
Alta velocidad	1.50			4.00		1.50	6.50	5.00	5.00
usos especiales	0.07			2.00	0.50				0.20

Los requerimientos de calidad de estos aceros son de alto nivel, por lo que el proceso requiere una supervisión muy completa. Estos aceros deben de reunir determinado número de especificaciones, entre las cuales tenemos: La composición química, porosidad, contenido de impurezas, buena superficie, forma del carbón y distribución y dureza. Es también importante que estas condiciones se mantengan al sufrir calentamiento el material. Todas estas normas de calidad se ven afectadas por la materia prima, control de fusión, oxidación, reducción y desoxidación, temperatura de vaciado, estado de molde, diseño del mismo, hasta la práctica del uso de mazareta, por lo que podemos apreciar que toda la secuencia de trabajo es de extrema importancia.

Las características de los hornos que se emplean para producir acero de herramienta, son las generales del horno básico, oscilando la capacidad entre 3 y 25 toneladas. Los voltajes más prácticos son de 250 volts, a 80 volts, haciendo uso de varios taps. El consumo de potencia debe oscilar entre 550 y 700 kw-hr dependiendo de la capacidad del horno y del tiempo de trabajo.

Un ejemplo del proceso que se lleva a cabo en la producción de un acero de herramienta se muestra en la tabla No.4.

TABLA No. 4 - COLADA DE 6 TONELADAS DE ACERO W 1.

HORA

A.M.

MANIPULACION, PRUEBAS Y ADICIONES.

- 6.30 Carga del horno (por arriba) tiempo de carga 3 min.
Carga: 2750 kg. de placa; 1375 kg. de paca;
1375 kg. de chatarra #10; 100 kg. de carburita
- 6.35 Se conecta el horno en el tap #1 - 215 V.
- 6.40 Primera escoria: 70 kg. de cal, 35 kg. de espato fluor
- 7.45 Se conecta el horno en el tap #2 - 182 V.
- 8.20 Se conecta el horno en el tap #3 - 124 V.
- 8.30 90 kg. de escuma de acero al carbón se añaden a la escoria.
- 8.45 Agitación vigorosa de acero y escoria. Escoria delgada, espumosa y negra con ebullición.
- 8.55 Agitación y muestras preliminares: primera muestra para carbón y manganeso. Temperatura 1510°C.
- 8.56 Extracción de la primera escoria. Análisis de escoria: CaO 61% Fe_2O_3 13.55%. Se agregan 70 kg. de cal .30 de espato fluor, 35 de arena sílica, 30 de carburo de calcio y 4 de coque.
- 9.07 Agitación y muestra: segunda preliminar para carbón y manganeso. Temperatura del baño 1520°C
- 9.09 Reporte de la primera preliminar C=0.93%, Mn=0.24%
- 9.10 Se agregan 4 kg. de carburita.
- 9.11 Se conecta el horno en el tap #4 95 V
- 9.18 Reporte de la segunda preliminar: C=0.91%, Mn=0.22%
Se agita y se saca muestra de escoria: viscosidad media, color gris, presencia de carburos.
- 9.20 Se agregan 10 kg. de carburita y 5 de carburo de calcio.
- 9.31 Se agita y se mide la temperatura; 1584°C. Escoria blanca, viscosidad media. Se agregan 8 kg. de carburo de calcio.
- 9.40 Se agregan 35 kg. de ferrosilicio al 50% y 5 kg. de silicomanganeso.
- 9.47 Se agita y se mide la temperatura; 1590°C. Color de la escoria: blanca, trazas de carburo, viscosidad media.

TABLA No. 4 (cont.)

HORA

A.M.

MANIPULACION etc. (cont.)

9.50 Temperatura del horno al vaciar 1589°C
9.52) Kg. de aluminio se agregan a la tina.

Análisis final:

Acero: C 1.01%; Mn 0.25%; P 0.013%; S 0.015%
Si 0.28%; Cr 0.075%; Ni 0.02%.

Escoria: CaO 59.77%; SiO₂ 11.13%; S 0.35%
CaC₂ 0.92%

Kw-hr/ton = 655.

III) Aceros especiales o aceros aleados.- En lo que se refiere a esta rama de aceros, encontramos toda la variedad de aceros de aleación que no están comprendidos en la rama del acero inoxidable o del acero de herramienta.

Han existido numerosas clasificaciones para estos aceros y sin duda alguna, cada organización tiene su serie de clasificaciones favoritas. La mayoría ha adoptado como base la clasificación AISI, expandiéndose en ciertas variaciones químicas de las aleaciones estandar que se encuentran en las clasificaciones AMS, SAE o ASTM. Para entender mejor qué aceros se encuentran incluidos en esta rama, separaremos la descripción de la manera siguiente:

- 1) Aceros aleados estandar para construcción.
- 2) Aceros carburizantes.
- 3) Aceros de alto carbón. Tipo (52100).
- 4) Aceros de alta resistencia, resistentes al calor
- 5) Aleaciones especiales.

Las prácticas de fusión de estos aceros tienen similitud en varios puntos, pero a su vez, cada uno tiene sus

técnicas de proceso particulares y ciertos requerimientos de calidad, por lo que debe de tratarse de manera separada.

Antes de iniciar la descripción de los aceros mencionados con anterioridad, se hace notar que para la fabricación de este tipo de aceros se utiliza el horno de arco directo con refractario básico.

Aceros aleados estándar para construcción. Estos aceros forman un porcentaje sustancial del tonelaje de los aceros de baja aleación. Se caracterizan por los grados tales como el 4130, 5140 y 4140. La tabla No. 5 nos muestra la práctica llevada en la fabricación de estos aceros:

TABLA No. 5 - COLADA DE 50 TON. AISI 4145.

HORA

A.M.

MANIPULACION, PRUEBAS Y ADICIONES.

- 0.00 Terminada de vaciar la colada anterior, se especifica el análisis de la siguiente colada:
C.45/.50; Mn 0.80/1.00; S0.025 max.; P 0.025 max.
Si 0.20/0.35; Cr 0.80/1.10; Ni 0.25 max.; Mo. 0.15/0.25; Cu 0.25 max.
- 0.21 Terminada la reparación del piso y bancas, se carga el horno con: 15900 kg. de AISI 4130. (pesada)
2270 kg. de AISI 4130. (ligera)
31365 kg. de acero al carbón.
500 kg. de pedazos de electrodo.
- 0.29 Se conecta el horno iniciando el período de fusión.
- 1.35 Se recarga el horno con: 17275 kg. para completar el horno, junto con 900 kg. de cal y de escama de laminación.
- 3.40 Se chequea la temperatura del baño: 1577°C.
- 3.45 Se manda la primera preliminar al laboratorio para: C, Mn, Cr, Ni, Mo, Si, S, Cu. Se fluidifica la escoria y se agrega cal y escama.
- 4.00 Se recibe el análisis de la primera preliminar: C 0.74; Mn 0.31; Cr 0.53; Ni0.21; Mo 0.13; Si (trazas);

TABLA No. 5 (Cont.)

HORA	MANTENIMIENTO etc. (cont.)
A.N.	S.O.029; Cu 0.10
4.05	Se checa la temperatura del baño: 1644°C
4:40	Se manda la segunda preliminar para C, Mn, Cr, S. Se agregan 160 kgs. de FeMn (30-5).
4.45	Se checa la temperatura del baño: 1644°C; se empieza a sacar la escoria.
5.00	Se termina de sacar la escoria y se recibe el análisis: C: 0.38; Mn 0.29; Cr 0.45; S 0.029. Se agregan 35 kgs. de Sulfato de molibdeno.
5.03	Se agregan 95 kgs. de silicuro de calcio al baño descubierta.
5.08	Se agrega la escoria reductora compuesta de: 820 kg. de cal 273 kg. de espato fluor 72 kg. de coque seco 136 kg. de arena sílica.
5.40	Una vez agitado el baño se manda la tercera preliminar al laboratorio para checar C, Mn, Cr, S.
5.43	Se agregan 12 kg. de aluminio al baño y se checa la temperatura del baño: 1611°C.
5.45	Se agregan: 228 kg. de FeMn (80-7) 172 kg. de FeCr (68-5.25) 88 kg. de FeSi (50).
5.55	Análisis: C 0.34; Mn 0.29; Cr 0.45; S 0.021.
6.00	Se agregan las aleaciones faltantes después de agitar el baño: 175 kg. de FeMn (80-7). 195 kg. de FeCr (68-5.25).
6.28	Se checa la temperatura del baño: 1579°C y se agrega espato fluor y coque para fluidizar la escoria.
6.40	Se vacía la carga y se agrega en la tina: 18 kg. de grafito 18 kg. de granalla de aluminio 65 kg. de silicuro de calcio Análisis final: C 0.45; Mn 0.82; P 0.010; Si 0.23; S 0.019; Cr 0.94; Ni 0.21; Mo 0.19; Cu 0.09.

Un diverso número de estos aceros han llegado a ser

de uso popular en la aviación y el uso de proyectiles, siendo así de gran importancia y aplicación.

Aceros carburizantes.- Este tipo de aceros se caracterizan por ser de bajo carbón y al níquel. Como elementos secundarios de aleación, estos aceros contienen normalmente cromo y molibdeno en cantidades variables. Unos ejemplos típicos son: El 8620, 4720, 4620, 4320 y 3310.

La práctica desarrollada para la fabricación de este tipo de aceros persigue un alto grado de pureza libre de cadenas de óxido, las cuales se presentan normalmente cuando se utiliza aluminio.

Un ejemplo de la práctica a seguir en la fabricación de un acero de este tipo se muestra en la tabla No. 6.

TABLA No. 6 - COLADA DE 25 TON. AISI 4620.

HORA

A.M.

MANIPULACION, PRUEBAS Y ADICIONES

0.00	Se termina de vaciar la colada anterior.
0.10	Se carga el horno al terminar la reparación del piso y bancas con: 6820 kg. de 4620 (pesada) 4540 kg. de 4620 (ligera) 4500 kg. al carbón (ligera). Análisis requerido: C 0.17/0.22; Mn 0.45/0.60; S 0.025 max.; P 0.025 max.; Si 0.20/0.35; Cr 0.25 max.; Ni 1.65/2.00; Mo 0.20/0.27.
0.15	Se conecta el horno.
1.45	Se recarga el horno con: 6454 kg. al carbón (ligera) 350 kg. de escama. 230 kg. de piedra caliza.
3.20	184 kg. de piedra caliza se agregan.
3.30	Se manda la primera preliminar al laboratorio para: C, Mn, P, S, Cu, Cr, Ni, Mo.

TABLA No. 6 (Cont.)

HORA	MANIPULACION, PRUEBAS Y ADICIONES (cont.)
A.M.	
3.46	Se agregan: 280 kg. de cal 280 kg. de piedra caliza 140 kg. de escama
3.53	Se manda la segunda preliminar para: C, Cr, Ni, Mo, S.
4:00	Se mide la temperatura del baño: 1594°C
4.20	Se recibe el análisis de la primera preliminar: C 0.09; Mn 0.11; S 0.025; PO.029; Cr 0.09; Ni 0.81; Mo 0.09; Cu 0.06.
4.22	Se agregan 45 kg. de Fe Mn de alto carbón. De esta manera se hace hervir al baño de nuevo.
4.24	Se empieza a extraer la escoria con rastrillos de madera.
4.39	Se recibe el análisis de la segunda preliminar: C 0.07; Cr 0.08; Ni 0.84; Mo 0.09
4.40	Se termina de extraer la escoria.
4.42	Se recarburiza el baño limpio con 25 kg. de pedazos de electrodo.
4.43	Se ajusta el níquel agregando 220 kg. al baño.
4.44	Se ajusta el molibdeno agregando 34 kg. de óxido de molibdeno.
4.46	Se agregan 42 kg. de silicuro de calcio.
4.52	Se agrega la mezcla de escoria reductora con: 275 kg. de cal 68 kg. de espato fluor 23 kg. de carbón coque. 23 kg. de silicio en polvo (75% de Si).
5.20	Se agregan 8 kg. de aluminio al baño.
5.23	Se envía la última muestra al laboratorio para: C, Mn, Ni, Si.
5.28	Se mide la temperatura del baño: 1583°C.
5.29	Se ajusta la escoria con: 180 kg. de cal

TABLA NO. 6 (Cont.)

HORA

A.º.

MANIPULACION, PRUEBAS Y ADICIONES (cont.)

- 45 kg. de espato fluor.
14 kg. de carbón coque.
- 6.03 Se recibe el análisis de la última preliminar:
C 0.14; Mn 0.13; Ni 1.55; Si 0.20.
- 6.04 Se mide la temperatura del baño: 1611°C
- 6.10 Se agregan 110 kg. de Fe Mn (80-7).
- 6.18 Se mide la temperatura del baño: 1572°C
- 6.19 Se agregan 27 kg. de Si y se ajusta la escoria para vaciar con espato fluor y coque.
- 6.37 Se vacía la carga agregando a la tina:
1/2 kg. de pedazos de electrodo
9 kg. de granalla de aluminio
45 kg. de silicuro de calcio.
- 6.39 Se termina de vaciar la carga.

Análisis final: C 0.19/0.20; Mn 0.53; S 0.008;
P 0.017; Si 0.27/0.28; Cr 0.06; Ni 1.80/1.81
Mo 0.22/0.23; Cu 0.10.

Acero de alto carbón tipo (52100).- Este grupo de aceros aleados se caracteriza por la formación del grupo hipereutectoide cromo-carbón, con un contenido de manganeso variable, caracterizados principalmente por el análisis del 52100, el cual representa una de las aplicaciones críticas dentro del grupo de aceros especiales. Estos aceros son principalmente utilizados en la manufactura de materiales resistentes a la fricción y su calidad debe de ser de un alto grado para satisfacer su aceptación en el mercado.

En la tabla No. 7 se hace la descripción del proceso seguido en la fabricación de un acero AISI 52100.

TABLA No. 7 - COLADA DE 100 TON. DE ACERO AISI 52100.

HORA

A.M.

MANIPULACION, PRUEBAS Y ADICIONES.

- 0.00 Se termina de vaciar la carga anterior y se pide el análisis para la colada siguiente:
C 1.00/1.10; Mn 0.25/0.45; S 0.025 max.; P 0.025 max.; Si 0.20/0.35; Cr 1.30/1.60; Ni 0.25 max.; Mo 0.06 max.; Cu 0.25 max.
- 0.30 Se termina de reparar el piso y bancas y se carga el horno con: 37720 kg. de 52100.
60000 kg. de acero al carbón
818 kg. de pedazos de electrodo.
- 0.35 Se conecta el horno iniciando la fusión.
- 2.15 Se recarga el horno con:
36360 kg. completando la carga,
900 kg. de cal
900 kg. de piedra caliza
2250 kg. de escama.
- 3.45 Se agregan 900 kg. de cal.
- 4.00 Se mide la temperatura del baño: 1572°C.
- 4.07 Se manda la primera preliminar para: C, Mn, Cr, Mo, Si, Cu, S, P, Ni y se agregan 1400 kg. de escama.
- 4.26 Se recibe el resultado de la primera muestra:
C 0.97; Mn 0.29; Cr 0.41; Ni 0.05; Mo 0.02; Si (despreciable); S 0.026; Cu 0.04; P 0.010.
- 4.33 Se manda la segunda preliminar para: C, S.
Se mide la temperatura del baño: 1332°C
Se remueve la escoria del baño.
- 4.45 Se termina de sacar la escoria y se agregan:
100 kg. de electrodo al baño limpio.
Se recibe el resultado de la segunda muestra:
C 0.86; S 0.026.
- 4.55 Se agregan 140 kg. de silicuro de calcio.

TABLA No. 7 (Cont.)

HORA

A.M.

MANIPULACION, PRUEBAS Y ADICIONES (cont.)

- 5.05 Se agrega la mezcla de la escoria reductora.
460 kg. de espato fluor
1350 kg. de cal
270 kg. de arena sílica
135 kg. de coque seco.
- 5.45 Se manda la tercera muestra para: C, Mn, Cr, S.
Se mide la temperatura del baño: 1570°C.
Se agregan 34 kg. de aluminio al baño.
- 5.50 Se agregan las siguientes aleaciones:
1364 kg. de FeCr (60-3.6).
82 kg. de FeMn (80-7)
138 kg. de FeSi (50% de Si).
pequeñas porciones de coque, cal y espato fluor.
- 6.12 Se recibe el resultado de la tercera muestra:
C 1.00; Mn 0.26; Cr 0.42; S 0.018.
- 6.15 Se agregan 320 kg. de FeCr (60-3.6)
- 6.30 Se mide la temperatura del baño: 1544°C.
Se ajusta la fluidez de la escoria.
- 6.40 Se vacía la carga agregando en la tina:
165 kg. de silicuro de calcio.

Analisis final: C 1.04; Mn 0.33; S 0.015; P 0.010;
Si 0.26; Cr 1.43; Ni 0.07; Mo 0.02; Cu 0.04.

Aceros de alta resistencia, resistentes al calentamiento.- Los aceros incluidos en este grupo son principalmente de bajo contenido de carbón, con aleación al cromo-molibdeno, variando el contenido de estos últimos entre 0.50 - 9.00% y 0.50 - 1.00% respectivamente. Son ocasionalmente descritos como aceros de aleación intermedia, considerando que normalmente el acero inoxidable es del 12% de contenido de cromo en adelante. Estos aceros son utilizados en un diverso número de apli-

caciones en las máquinas de vapor, generación de energía y en la industria química.

La técnica de trabajo de estos aceros es de mayor amplitud con respecto a los demás grados, ya que no están sujetos a un rango tan estrecho de normas de calidad.

A continuación se muestra en la tabla No. 8 el proceso seguido en la fabricación de un acero de este tipo:

TABLA No. 8 - COLADA DE 25 TON. DE ACERO AL 5% CROMO-MOLIBDENO

HORA

A.M.

MANIPULACION, PRUEBAS Y ADICIONES.

- 0.00 Se termina de vaciar la colada anterior.
- 0.15 Se termina de reparar el piso y las bancas y se pide el análisis de la siguiente colada:
C 0.15 max.; Mn 0.30/0.60; S 0.030 max.; P 0.030 max;
Si 0.50 max.; Cr 4.00/6.00; Mo 0.45/0.65.
- 0.16 Se carga el horno con:
9090 kg. de chatarra pesada (5-9% de Cr).
2272 kg. de chatarra pesada 52100.
900 kg. de chatarra pesada (12-27% de Cr).
5000 kg. de chatarra ligera al carbón.
- 0.19 Se inicia el período de fusión.
- 1.25 Se recarga el horno con:
4400 kg. de chatarra ligera al carbón.
460 kg. de cal.
- 2.20 Se agregan 460 kg. de escama para provocar una ebullición vigorosa en el baño.
- 2.50 Se manda la primera preliminar al laboratorio para:
C, Mn, S, Si, Cr, Ni, Mo, Cu.
- 2.55 Se agregan 138 kg. de escama.
- 3.04 Se manda la segunda preliminar para: C, Cr, Mo, S.
Se reciben parte de los resultados de la primera muestra: Mn 0.13; Cr 1.64; Ni 0.15; Mo 0.39; Si despreciable; Cu 0.03.
- 3.05 Se agregan 90 kg. de FeMn (30-5)

TABLA No. 8 (cont.)

HORA

A.M.

MANIPULACION, PRUEBAS Y ADICIONES (cont.)

- 3.15 Se recibe el completo del análisis de la primera preliminar: C 0.12; S 0.027.
- 3.16 Se agrega la mezcla reductora con:
460 kg. de cal.
68 kg. de espato fluor.
34 kg. de polvo de Si (75%).
- 3.20 Se recibe el resultado de la segunda preliminar:
C 0.06; Cr 1.53; Mo 0.41; S 0.027.
- 3.30 Se empieza a extraer la escoria.
- 3.38 Se termina de extraer la escoria.
- 3.40 Se agregan 46 kg. de óxido de molibdeno.
- 3.42 Se agrega la escoria reductora:
270 kg. de cal.
68 kg. de espato fluor.
34 kg. de finos de Si (75%)
- 4.10 Se manda la última preliminar al laboratorio para: C, Mn, Cr, Mo, Si, S.
Se mide la temperatura del baño: 1554°C
- 4.12 Se agregan 6 kg. de aluminio al baño.
- 4.14 Se agregan 460 kg. de FeCr (70-0.50).
- 4.30 Se recibe el resultado de la muestra final: C 0.06;
S 0.018; Mo 0.59; Si 0.15.
- 4.36 Se agregan las aleaciones faltantes:
235 kg. de FeCr (67-2.43)
72 kg. de FeMn (80-7).
90 kg. de FeSi (50%)
- 4.43 Se ajusta la escoria con:
45 kg. de cal y 8 kg. de ferrosilicio en polvo del 75%.
- 4.53 Se mide la temperatura del baño: 1572°C.
- 5.05 Se vacía la carga agregando 9 kg. de granalla de aluminio.
Análisis final: C 0.11; Mn 0.49; S 0.015; P 0.016;
Si 0.37; Cr 4.72; Ni 0.17; Mo 0.56; Cu 0.04.

Aleaciones especiales.- En este grupo se encuentran diversos tipos de aceros cuyos procesos son considerados por separado en cada caso, debido a que son el complemento de los mencionados anteriormente. Unos ejemplos de los aceros incluidos en este grupo son los aceros al níquel, al cromo-molibdeno y aceros nitrados, los cuales requieren un contenido de aluminio del orden del 1%.

IV) Acero inoxidable.- En lo que se refiere a esta rama tan importante del acero, podemos decir que no existe una práctica general de operación y que aún cuando existen ciertas semejanzas, cada caso se estudia en particular, cuidando la elección de los procesos a seguir, dependiendo de la composición química como el tipo de refractario, de la forma en que se hacen los agregados, las prácticas de oxidación y reducción y el producto a obtenerse, ya sea lingote o acero moldado.

Los primeros grados comerciales de acero inoxidable fueron los grados AISI 420, 410, 430, 302 y 406, con el advenimiento posterior de los grados 440, 416, 303, 304, 316, 321, 347. A su vez se han ido modificando las composiciones y prácticas de operación. De cualquier manera podemos apreciar un gran desarrollo de los aceros del grado inoxidable en la actualidad.

Para este tipo de aceros, se puede utilizar el horno de arco directo tipo básico o el horno de inducción, dependiendo del volumen y composición del acero que se desee fabricar.

En resumen podemos apreciar cómo prácticamente todos los aceros se pueden fabricar en los diversos tipos de hornos eléctricos, existiendo un predominio marcado del horno de arco directo.

CAPITULO V

BALANCE ECONOMICO DE LA PRODUCCION DE BILLET COLADO EN LINGOTERA Y EN COLADO CONTINUO.

Debido a que la descripción general de los dos procesos diferentes para la obtención de billet se ha mostrado en el capítulo III, sólo nos queda por mencionar bajo qué bases se llevó a cabo este estudio.

El siguiente estudio de costos está basado en la producción de lingote de 7 pulgadas con peso aproximado de 350 kg. y su laminación posterior a billet de 3 pulgadas y en la producción directa de billet de 3 pulgadas por 3 pulgadas, por medio de colado continuo.

DETERMINACION DEL COSTO DE BILLET A PARTIR DE LINGOTE Y COLADO CONTINUO.

Para la determinación del costo de billet deberá tomarse en cuenta que una planta de colado continuo elabora su producto teniendo como materia prima el acero líquido y para obtener billet laminado, la materia prima es el lingote.

Para la determinación del susodicho costo, vamos a dividir en 3 fases la determinación del Billet.

(Colado continuo - Billet
(
ACERO LIQUIDO ((((Lingotado - Laminación Billet

PERSONAL:- El personal necesario para operar una máquina de colado continuo que consta de 2 líneas productivas como lo es a la que nos vamos a referir para determinar el costo es el siguiente:

- 4 Albañiles de refractario de primera
- 7 Albañiles de refractario de segunda
- 3 Grueros de primera
- 7 Operadores de corte de primera
- 7 Operadores de corte de segunda
- 7 Operadores de tina
- 7 Operadores de cámara de enfriamiento
- 7 Operadores de corte
- 17 Peones.

LINGOTEADO:- Para producir el lingote estamos tomando en cuenta que ésta será en forma de estrella, necesitando el siguiente personal:

- 3 Lingoteros de Primera
- 4 Lingoteros de segunda
- 10 Lingoteros de tercera
- 4 Peones
- 3 Operadores de extractor
- 3 Ayudantes
- 3 Taponeros de primera
- 3 Taponeros de segunda.

MOLINO DE 18":- En el molino de 18" donde será desbastado el lingote, se necesitarán entre preparadores de materiales, peones, grueros, horneros, roleros, cortadores, etc.: 99 hombres.

Además del personal que directamente trabaja en cada uno de los departamentos indicados, se cuenta con personal administrativo y de mantenimiento que veremos reflejados en estos dos de costos que vamos a presentar.

El costo del acero líquido, según estudios realizados, es de \$979.81 por tonelada, a partir de aquí podremos establecer

el costo para obtener el Billet, tanto de colado continuo, como de lingoteado - laminación.

DETERMINACION DEL COSTO DIRECTO DE LINGOTE

	<u>PRECIO</u> <u>POR TON.</u>	<u>INDICE POR</u> <u>TONELADA</u>
<u>MATERIA PRIMA</u>		
Acero líquido	979.81	1,010.09
menos: subproductos	600.00	<u>18.58</u>
<u>COSTO DE MATERIA PRIMA</u>		<u>991.51</u>
 		<hr/>
<u>MANO DE OBRA DIRECTA</u>		17.79
<u>PRESTACIONES A OBREROS</u>		5.79
<u>MATERIALES DE PRODUCCION</u>		
Lingoteras		43.88
Refractarios Lingoteras		23.98
Refractarios tinas		20.02
Gas natural		<u>12.02</u>
		99.90
 		<hr/>
<u>COSTO DIRECTO DEL LINGOTE</u>		<u>\$1,115.17</u>
 		<hr/>
RENDIMIENTO DE MATERIA PRIMA		97.0%
SUBPRODUCTOS		3.0%

DETERMINACION DEL COSTO DIRECTO DE BILLET LAMINADO

	<u>PRECIO</u> <u>POR TON.</u>	<u>INDICE POR</u> <u>TONELADA</u>
<u>MATERIA PRIYA</u>		
Lingote B-325	1,115.17	1,239.07
manos: Subproductos	700.00	<u>54.46</u>
<u>COSTO DE MATERIA PRIYA</u>		<u>1,184.61</u>
<hr/>		
<u>MANO DE OBRA DE MANTENIMIENTO</u>		7.23
<u>MANO DE OBRA DIRECTA</u>		21.62
<u>PRESTACIONES A OBREROS</u>		7.48
<u>SUELDO Y PRIMAS DIRECTOS</u>		1.35
<u>MATERIALES DE PRODUCCION</u>		
Refractarios hornos		0.36
Oxígeno, acetileno y butano		2.15
as natural		7.29
Energía eléctrica		<u>15.31</u>
		25.11
<hr/>		
<u>MATERIALES DIVERSOS</u>		
Hierro estructural		0.31
Aceros especiales		0.43
Artículos de protección		0.36
Refacciones		5.95
Cables, grapas y rozaderas		0.18
Combustibles y lubricantes		0.80
Material eléctrico		1.34
Soldaduras y art. p/soldar		1.29
Tubería y conexiones		0.12
Bronces, cobres y latones		0.12
Rodillos y grúas		10.48
Varios		<u>1.72</u>
		23.10
<hr/>		
<u>COSTO DIRECTO DE BILLET LAMINADO</u>		<u>\$ 1,274.97</u>
<hr/>		
RENDIMIENTO DE MATERIA PRIYA		90.0%
SUBPRODUCTOS Y KERMAS		10.0%

DETERMINACION DEL COSTO DIRECTO DE BILLET EN COLADO CONTINUO

	<u>PRECIO</u> <u>POR TON.</u>	<u>INDICE POR</u> <u>TONELADA</u>
<u>MATERIA PRIMA</u>		
Acero líquido	979.81	1,031.38
menos: Subproductos	600.00	<u>31.59</u>
COSTO DE MATERIA PRIMA		999.79
<hr/>		
<u>MANO DE OBRA DE MANTENIMIENTO</u>		10.11
<u>MANO DE OBRA DIRECTA</u>		22.29
<u>PRESTACIONES A OBREROS</u>		10.05
<u>SUELDOS Y PRIMAS DIRECTOS</u>		3.56
<u>PRESTACIONES A EMPLEADOS</u>		1.14
<u>MATERIALES DE PRODUCCION</u>		
Lingoteras		1.75
Refractarios tinas		33.60
Refractarios Tundish		13.21
Pernos para barra falsa		3.00
Lanza para termopar y termopar		7.99
Oxígeno, acetileno y butano		6.80
Gas natural		5.90
Energía eléctrica		<u>2.49</u>
		74.74
<hr/>		
<u>MATERIALES DIVERSOS</u>		
Hierro estructural		0.70
Aceros especiales		0.03
Artículos de protección		1.39
Refacciones		2.78
Cables, grapas y rozaderas		0.02
Combustibles y lubricantes		0.66
Material eléctrico		1.00
Soldaduras y artículos p/soldar		0.60
Tubería y conexiones		4.01
Cobres, bronces y latones		0.03
Varios		<u>1.50</u>
		12.72
<hr/>		

DETERMINACION DEL COSTO DIRECTO etc. (Cont.)

COSTO DIRECTO DE BILLET C. CONT.

\$ 1,134.40

RENDIMIENTO DE MATERIA PRIMA
SUBPRODUCTOS Y PERMAS

95.0%

5.0%

ESTADO COMPARATIVO DE COSTOS DEL MOLINO 18" Y LA PLANTA DE CO-
LADO CONTINUO

	COLADO CONTINUO	MOLINO DE 18"	DIFERENCIAS
<u>MATERIA PRIMA</u>			
Acero líquido - Lingote	1,031.38	1,239.07	207.69 (R)
menos: Subproductos	<u>11.59</u>	<u>54.46</u>	<u>22.87</u>
<u>COSTO DE MATERIA PRIMA</u>	<u>999.97</u>	<u>1,184.61</u>	<u>184.82 (R)</u>
<u>MANO DE OBRA MANTENIMIENTO</u>	<u>10.11</u>	<u>7.21</u>	<u>2.88</u>
<u>MANO DE OBRA DIRECTA</u>	<u>22.29</u>	<u>21.62</u>	<u>0.67</u>
<u>PRESTACIONES A OBREROS</u>	<u>10.05</u>	<u>7.48</u>	<u>2.57</u>
<u>SUELDOS Y PRIMAS DIRECTOS</u>	<u>3.56</u>	<u>4.47</u>	<u>0.91 (R)</u>
<u>PRESTACIONES A EMPLEADOS</u>	<u>1.14</u>	<u>1.35</u>	<u>0.21 (R)</u>
<u>MATERIALES DE PRODUCCION</u>			
Lingoteras	1.75	0.00	1.75
Refractarios	46.81	0.36	46.45
Pernos para barra falsa	3.00	0.00	3.00
Lanza para termopar y termopar	7.99	0.00	7.99
Oxígeno, acetileno y bu- tano	6.80	2.15	4.65
Gas natural	5.90	7.29	1.39 (R)
Energía eléctrica	<u>2.49</u>	<u>15.31</u>	<u>12.82 (R)</u>
	<u>74.74</u>	<u>25.11</u>	<u>49.63</u>
<u>MATERIALES DIVERSOS</u>			
Hierro estructural	0.70	0.31	0.39
Aceros especiales	0.03	0.43	0.40 (R)
Artículos de protección	1.39	0.36	1.03
Refacciones	2.78	5.95	3.17 (R)
Cables, grapas y rozaderas	0.02	0.18	0.16 (R)
Combustibles y lubricantes	0.66	0.80	0.14 (R)
Material eléctrico	1.00	1.34	0.34 (R)
Soldaduras y arts. para soldar	0.60	1.29	0.69 (R)
Tuberías y conexiones	4.01	0.12	3.89
Cobres, bronceos y latones	0.03	0.12	0.09 (R)

(cont.)	COLADO CON CONTINUO	MOLINO DE 18"	DIFERENCIAS
Rodillos y grúas	0.00	10.48	10.48(R)
Herramientas, tornillería reparaciones varias	<u>1.50</u>	<u>1.72</u>	<u>0.22(R)</u>
	<u>12.72</u>	<u>23.10</u>	<u>10.38(R)</u>
COSTO DIRECTO	\$ 1,134.40	\$ 1,274.97	\$ 140.57(R)
	<u><u> </u></u>	<u><u> </u></u>	<u><u> </u></u>

Con lo anterior expuesto, tenemos que la diferencia del costo en la fabricación de billet por medio del colado continuo es de un 11% menor con respecto al proceso de lingoteado y laminación.

CAPITULO VI

CONCLUSIONES

Con la exposición de los capítulos anteriores, podemos apreciar en forma general todas las características envueltas en los procesos generales de fabricación de los diversos tipos de acero.

En lo que respecta a la parte económica pueden existir diversas variantes dependiendo del volumen de producción de una planta determinada, el cual está en relación con la capacidad del equipo empleado. En el caso tratado en este estudio, se puede considerar el tamaño del lingote no de gran volumen y por lo tanto, el costo de la laminación no es tan costoso como en los casos en que se parte de lingotes de secciones mayores, con un peso mínimo de $\frac{1}{2}$ tonelada, haciendo mención que el 11% de reducción del costo de fabricación obtenido en estudio expuesto en el capítulo anterior está basado en gran parte, en las experiencias obtenidas en la segunda máquina instalada en la República Mexicana para producir acero vaciado en colado continuo y por consiguiente, la experiencia y tecnología actuales tienden a seguir un camino ascendente, con lo que la reducción del costo de fabricación será apreciablemente mayor debido a que en este proceso, las mermas pueden ser reducidas a un mínimo despreciable y el costo de operación es menor al de cualquier otro proceso para obtener el mismo producto.

B I B L I O G R A P H I A

SISCO, P. E.: *Manufacture of Electric Steel.*
McGraw Hill Book Co. Inc.

CAMP, E. V. and C. B. Francis: *Making, Shaping and Treating of Steel.* United States Steel Corp., Pittsburgh.

CASEY, S. B., Jr.: *The First Half Century of Electric Furnace Steelmaking.* J. Metals.

PHYSICAL CHEMISTRY OF STEELMAKING COMMITTEE. A.I.M.E.
Electric Furnace Steelmaking. John Wiley & Sons, Inc.

BROWNING, E. H.: *Modern Arc Furnace Equipment and Practices.*
Iron & Steel Year Book 1953