

FUSIÓN EN LA METALURGIA

**Navas Medina Efraín
Pino Tarragó Julio César
Batista Cabrera Aerle
Beltrán Reyna Roberto
Terán Herrera Héctor
Arteaga López Oscar
Mena Mena Euro**



ESPE
UNIVERSIDAD DE LAS FUERZAS ARMADAS
INNOVACIÓN PARA LA EXCELENCIA

FUSIÓN EN LA METALURGIA

**Navas Medina, Efraín
Julio César Pino Tarragó
Batista Cabrera, Aerle
Beltrán Reyna, Roberto
Terán Herrera, Héctor
Arteaga López, Oscar
Mena Mena, Euro**

Procesos de fusión metalúrgica

Ing. Julio César Pino Tarragó PhD; Dr. C. Efraín Navas Medina; M.Cs. Roberto Felix Beltrán Reyna; Dr. C. Aerle Manuel Batista Cabrera; M.Ge. Héctor Cochise Terán Herrera; MCs. Oscar Bladimir Arteaga López; Ing. Euro Rodrigo Mena Mena

Primera edición electrónica: Junio de 2015

ISBN: 978-9978-301-60-9

Revisión científica: Dr. Arlys Michel Lastre Aleaga, Dr. Alexis Cordoves G.

Universidad de las Fuerzas Armadas ESPE

Grab. Roque Moreira Cedeño

Rector

Publicación autorizada por:

Comisión Editorial de la Universidad de las Fuerzas Armadas ESPE

Edición y producción

David Andrade Aguirre

daa06@yahoo.es

Diseño

Pablo Zavala A.

Derechos reservados. Se prohíbe la reproducción de esta obra por cualquier medio impreso, reprográfico o electrónico.

El uso de fotografías, gráficos, cuadros, tablas y referencias es de **exclusiva responsabilidad** del autor.

Los derechos de esta edición electrónica son de la **Universidad de las Fuerzas Armadas ESPE**, para consulta de profesores y estudiantes de la universidad e investigadores en: <http://www.repositorio.espe.edu.ec>

Universidad de las Fuerzas Armadas ESPE

Av. General Rumiñahui s/n, Sangolquí, Ecuador.

<http://www.espe.edu.ec>

Dedicatoria

Los autores dedican la presente obra a:

A Dios todopoderoso, por servirnos como firme fuente de inspiración y fortaleza en el día a día, por mantenerse siempre a lado de cada uno de nosotros, derramando bendiciones sobre nosotros y no dejándonos desmayar con la finalidad de cumplir con nuestros objetivos, propósitos y metas.

Nuestras familias porque son el pilar fundamental en todo nuestro proceso de vida porque nos brindan su apoyo en todo momento, por el amor que nos han dado, y por su comprensión en todo instante porque son las personas que siempre despiertan el interés y la aspiración de lograr prosperarse a diario, por darnos el valor de enfrentarnos ante el mundo sin tener miedo a la adversidad.

Nuestros amigos y camaradas, por animarnos a culminar nuestro trabajo y concluir nuestras metas profesionales y personales.

Las instituciones que han posibilitado la redacción y publicación de esta obra: Universidad de las fuerzas Armadas ESPE y la honorable Universidad de Holguín donde nos formamos crecimos profesionalmente.

Todas las personas que brindaron una idea, un consejo y estuvieron pendiente de nuestro trabajo.

A todos muchas gracias de todo corazón.

Agradecimiento

Los autores quieren agradecer a:

A Dios por brindarnos cada día vida, salud, alegría y fortaleza para lograr todas nuestras metas porque gracias a él todo es posible porque cada día nos da nuevas lecciones de vida para la superación personal y profesiones.

Nuestros familiares, amigos, conocidos y todas esas personas que nos apoyaron desde principio a fin porque son las personas que nos dan la mano constantemente y son quienes nos engrandecen para poder cumplir con nuestros claros objetivos por aportar su grano de arena en los momentos más difíciles y apoyarnos con ideas para culminar el proyecto.

Al personal de la Universidad de Holguín por enriquecer nuestra formación profesional.

La Universidad de las Fuerzas Armadas ESPE por abrir las puertas a nuestros conocimientos y servicios.

Prólogo

Es difícil establecer la fecha exacta de la transición de la edad de bronce a la de edad de hierro. Ya en la antigüedad remota se sabía obtener el hierro y fabricar de él diversos útiles. Los resultados de las excavaciones de las obras construidas en la época de los faraones testimonian que los egipcios conocían el hierro, por lo menos 4200 años a.n.e.

El perfeccionamiento continuo de los métodos y la tecnología de la fabricación del acero se puede resumir de la siguiente forma:

En la antigüedad el hierro se obtenía por medio de su reducción directa a partir del mineral en los hornos primitivos. Puesto que en este proceso se empleaba el soplado crudo (el viento frío), este proceso fue denominado “soplado frío”.

Este método consiste en lo siguiente: al horno se carga el carbón de leña y la mena de hierro, se incendia el carbón y se inicia el soplado; a medida que se quema y se sedimenta el carbón, el mineral de hierro baja al estar en contacto continuo con los gases reductores y el carbón incandescente, y debido a ello se reduce gradualmente. Como resultado del proceso se obtiene una bola caliente (la lupia) de hierro reducido (con vetillas de escoria) la cual se sacaba del horno y se trataba con martillo que comprimían la lupia y extrusionaban, de ella la escoria.

Por este método se lograron obtener hasta 200 kg de hierro en un tiempo de 6 a 7 horas. Su ventaja es que el hierro se obtenía directamente del mineral, y se evitaba la operación intermedia: la obtención de arrabio.

Capítulo

1

**PRODUCCIÓN DE HIERRO Y ACERO
EN HORNOS DE ARCO ELÉCTRICO**

1.1 Obtención del hierro en lupias

A medida que se perfeccionaba el proceso del soplado frío los hornos se construían de mayor capacidad, más altos, se intensificaba la inyección del viento, lo que provocaba la elevación de la temperatura en el horno y aumentaba el tiempo de permanencia de la carga en la zona de altas temperaturas. Como resultado en una serie de casos tenía lugar la carburación notable del hierro, en este caso el producto del proceso no era el hierro esponjoso pobre en carbono (acero), sino el rico en carbono, es decir, el arrabio. Puesto que éste no posee propiedades dúctiles (no se forja, ni es flexible, etc.), se consideraba un producto indeseable y se botaba. Más tarde se notó que cargando al horno el arrabio en vez del mineral de hierro (o dejando en el mismo la lupia rica en carbono y siguiendo la operación), también se obtenía la lupia de hierro pobre en carbono (acero). Este proceso de dos etapas (primero la fabricación del arrabio y luego la obtención del metal bajo en carbono), resultó más productivo. Así surgió el método más perfecto de la obtención de hierro, el llamado proceso en lupias. Se desconoce la fecha de la aparición del proceso en lupias, al igual que del soplado frío, pero ya en los siglos XII y XIII el método en lupias ya estaba difundido. La esencia del método en lupias de la transformación del arrabio en hierro (fundiciones) y en acero, consiste en que en el horno se fusiona el arrabio con el carbón de leña y se oxida el carbono, el silicio, el manganeso y otras impurezas soplando el oxígeno y accionando con las escorias ricas en óxidos ferrosos.

El método de fabricación en lupias tiene una serie de desventajas: baja productividad, alta oxidación, pérdidas de hierro (hasta el 20%), enorme consumo de combustible, grandes dificultades para realizar el proceso y otras, (Abramov, 1983).

En la mayoría de los países industriales, el proceso en lupias, como extremadamente improductivo y costoso, desapareció a finales del siglo XIX y comienzos del XX.

En 1784 el inglés H. Cort propuso fabricar el acero mediante la fusión oxidable del hierro en la solera del horno de reverbero. Este método permitía

quemar en el hogar cualquier combustible. El horno fue denominado de Pudelar (mezclar). La pureza del combustible ya no tenía tanta importancia como durante la fabricación en lupias, ya que no había contacto directo entre el combustible y el metal. La carga de un horno de Pudelar típico era de 250 kg hasta 500 kg (muy raras veces mayor, hasta de 1 t).

En 1830, a propuesta del inglés Gall, las soleras de los hornos de Pudelar se empezaron a hacer de materiales ricos en óxidos ferrosos: del mineral de hierro enriquecido, de la costra (en los primeros hornos se hacían las soleras de arena, como resultado, tenían lugar grandes pérdidas de hierro a causa de la formación de los silicatos durante la interacción de la arena SiO_2 con óxidos ferrosos, $2(\text{FeO}) + \text{SiO}_2 = 2(\text{FeO})\text{SiO}_2$. Generalmente la esencia del proceso era la siguiente: una vez corregida la solera después de terminada la operación anterior, en ella se cargaba el arrabio previamente calentado y durante la fusión de las impurezas del arrabio empiezan a oxidarse.

Una vez fundido el arrabio se inicia el así llamado mezclado por un corto período de tiempo, se hace disminuir la temperatura (para lograr un contacto más íntimo entre el metal y la escoria) y los obreros pudeladores mezclan el metal y la escoria con ayuda de barras.

A medida que se queman las impurezas y disminuye el contenido de carbono (C), aumenta la temperatura del fundido de la composición dada. Llega el momento en que la temperatura de fusión resulta igual a la del horno. La subida subsiguiente de la temperatura de fusión conduce a que de la masa fundida empiezan a desprenderse los cristales de hierro más puros, de alta temperatura de fusión. Este proceso se llama congelación (solidificación) selectiva.

En cuanto el metal queda descarburado, se efectúa la formación de lupias (de bolas de 30 a 50 kg), que las sacan del horno y trasladan al martilleo.

Lo mismo que en la fabricación en lupias, el proceso de pudelaje permite evacuar del metal a la escoria una parte notable de fósforo (hasta un 50-80 %), así como cierta cantidad de azufre. Con el fin de obtener el producto acabado de composición homogénea, se realiza la laminación repetida de lupias en paquetes.

Los hornos de Pudelar regeneradores de doble espacio útil perfeccionados permitían obtener cerca de 15 t de metal por día, y consumían unas 9 t de carbón.

Las desventajas del procedimiento de pudelaje son: alto consumo de combustible, baja productividad, bajo rendimiento del metal útil. Al igual que en el proceso en lupias, es imposible fundir de acero una pieza densa, debido a las bajas temperaturas. Las lupias obtenidas no eran más que unas bolas de granos de metal soldadas entre sí. La soldadura definitiva de los granos se efectuaba con el calentamiento y tratamiento posteriores del metal, mediante el prensado. Es por eso que en la literatura estos procedimientos se conocen con el nombre de “hierro soldable”.

Pese a que se aplicaban muchos esfuerzos con el fin de elevar la productividad y hacer más fácil la realización del procedimiento (la aplicación de los hornos regeneradores, los hornos con espacio útil que giran alrededor de su eje vertical u horizontal, la fabricación a base del arrabio líquido, etc.), este método no podía hacer la competencia con la producción en los convertidores y luego en los hornos Martín-Siemens, (Abramov, 1983).

En 1930 en los EE.UU. la firma Byers construyó una planta para fabricar el hierro soldado (25-50 mil toneladas al año) con método original denominado procedimiento Byers-Ahston. Gracias a las propiedades alcanzadas el hierro soldable sirve para fabricar las bandas para tubos soldados, las chapas para la construcción de los puentes y las edificaciones en los puertos, los tornillos de apriete, los cilindros para las máquinas de vapor, etc.

Producción de acero líquido

El procedimiento al crisol es el más antiguo de todos los métodos existentes en la fabricación de acero en forma líquida, derretida, es decir, del llamado acero fundido. Según los datos existentes, este procedimiento surgió en Asia, en la época de la Edad Media temprana.

En Europa occidental el comienzo de la producción de los lingotes de acero al refundir el acero cementado (obtenido del hierro en lupias) se remonta a 1740. En Rusia la fabricación de acero de alta calidad con el procedimiento al crisol (años 1817-1847) fue elaborado por el metalúrgico ruso P. P. Anosov, quien realizó el tratamiento ulterior de los aceros damascos que se caracterizan por la gran elasticidad y la alta dureza.

La esencia del proceso es la siguiente: en los crisoles (de capacidad más corriente de 25-35 kg) se introduce la carga de metal, cuya composición es aproximada al acero que es necesario obtener. Los materiales de carga deben contener la cantidad mínima de impurezas nocivas, puesto que el azufre y el fósforo durante el procedimiento al crisol prácticamente no se eliminan. Los crisoles tapados se colocan en los hornos o en los hornos regeneradores de reverbero (la transmisión del calor al metal se realiza principalmente a través de las paredes del crisol). Después de derretirse la carga a expensas de los óxidos de hierro contenidos en los materiales de carga, transcurren las reacciones de la oxidación del carbono, manganeso, silicio, así como la formación de la escoria.

Con el aumento de la temperatura el carbono contenido en la carga (así como el que entra en la composición del material con que está hecho el crisol) empieza a reducir al silicio, manganeso y hierro de la escoria al metal. Las escorias de crisol se caracterizan por la concentración extraordinariamente baja de los óxidos de hierro. El acero al crisol se destaca por unas propiedades mecánicas exclusivamente buenas, en cuanto a la forja y a la laminación, tanto longitudinal como transversal. La ausencia de la atmósfera oxidante y la acción desoxidante del material con que está hecho el crisol, así como las temperaturas relativamente bajas del procedimiento, las cuales no permiten que el metal se sobrecaliente, proporcionan la posibilidad de fabricar el acero denso con el contenido bajo de inclusiones no metálicas y gases.

No obstante, el procedimiento al crisol también tiene una serie de deficiencias, como son: bajo rendimiento de la producción, rigurosas exigencias a los materiales iniciales, baja resistencia de los crisoles (hasta de 3 hornadas), gran consumo de combustible y otras.

Producción de acero en hornos convertidores y Martín

En 1855 el mecánico inglés Henri Bessemer propuso un método sencillo y barato para fabricar grandes cantidades de acero fundido con ayuda del soplado del arrabio líquido con aire. El soplado del arrabio se realizaba en un dispositivo especial: el convertidor dotado de revestimiento ácido, y este procedimiento fue denominado convertidor Bessemer.

En 1865, en Francia, los hermanos Emilio y Pedro Martín realizaron exitosamente la fundición de acero a partir del arrabio y la chatarra de hierro en los hornos regeneradores de reverbero. La obtención en estos hornos de la temperatura alta, suficiente para la fusión del acero, se hizo posible gracias a la alimentación del horno con gas y aire caldeado. El principio de la aplicación de los gases de escape para calentar el combustible y el aire en los llamados recuperadores fue elaborado por Siemens. Por eso, en una serie de países este procedimiento lleva el nombre de Martín-Siemens.

En 1878-1879, el inglés Thomas elaboró la variante del procedimiento al convertidor, la cual consistía en que el convertidor se revestía con dolomita, material que posee las propiedades básicas. Este método fue denominado procedimiento Thomas o al convertidor básico.

Los procedimientos Martín-Siemens y al convertidor sirvieron de base para asegurar el incremento impetuoso de la potencia industrial en los países industrialmente desarrollados. En menos de cien años la producción mundial del acero creció en más de mil veces (de 330 mil t en 1868 a 346 millones de t en 1960).

Producción de acero en hornos eléctricos

A finales del siglo XIX y comienzos del XX fueron creados y empezaron a funcionar los hornos eléctricos de diferentes estructuras. En los últimos decenios la fabricación de acero en los hornos eléctricos se desarrolló a ritmos particularmente vertiginosos. Aparecieron los hornos de arco eléctrico para fabricar el acero, los cuales tienen la capacidad de 200 a 300 t. El aumento de la potencia específica de los transformadores de 700 a 1000 kWA/t permitió fundir la mencionada masa del metal en 1,5 h; un estímulo complementario para el desarrollo de la electrometalurgia es la posibilidad de refundir grandes cantidades de carga tan barata como la chatarra de hierro. En los años 1980-1985 ya la mayor parte de los países industrializados fabrican en los hornos de arco eléctrico más del 20 % de todo el acero. Con frecuencia, los hornos de arco eléctrico de alto rendimiento se instalan en sustitución de los hornos Martín-Siemens viejos que habían cumplido su vida útil.

Actualmente la mayor parte del acero a nivel mundial se produce en hornos de arco eléctrico modernos.

Uso del oxígeno en la producción de acero

Durante largo tiempo los metalúrgicos soñaban con sustituir el aire utilizado en la fundición para quemar el combustible o para oxidar las impurezas del arrabio, con oxígeno puro, ya que, realizada dicha sustitución, cambiaba radicalmente el balance térmico de los procedimientos (desaparecía la inestabilidad de las pérdidas del calor a causa del calentamiento del nitrógeno de lastre, que penetra junto con el oxígeno del aire). Así se resolvían con mayor facilidad los problemas de la calidad del metal. Sin embargo, el alto precio del oxígeno durante largo tiempo obstaculizaba la puesta en práctica de dicho sueño. Tan sólo terminada la II Guerra Mundial, los métodos relativamente baratos de la obtención del oxígeno, que habían aparecido, permitieron iniciar en gran escala la confección de la tecnología correspondiente.

En los años 1955-1960 el uso del oxígeno en la fabricación de acero fundido se convirtió en la práctica corriente que ejerció la influencia esencial en el volumen de la producción mundial del acero. Como resultado, solo en los diez años 1960-1970, la fabricación mundial del acero se incrementó de 346 a 603 millones de t. La parte fundamental del acero fabricado hoy día en el mundo se funde en el equipo en el que el papel de oxidante lo cumple el oxígeno técnicamente puro, (Aguirre, 2010).

Empleo de los procedimientos de refundición

En los procesos de la depuración del acero de las impurezas nocivas también influyen tales factores como la variación de la presión, el aumento de la superficie de contacto entre las fases en reacción, el aceleramiento del proceso de enfriamiento del metal, la aplicación de la tecnología plásmica y de haz electrónico y otros. Como consecuencia, en los últimos años fueron creados y ampliamente utilizados tales métodos de la fabricación de acero como el procedimiento por inducción al vacío (PIV), el de arco eléctrico al vacío (PAEV), el de electroescoria (PEE), en los hornos de haz electrónico y de plasma.

Puesto que con estos procedimientos se efectúa la refundición del acero previamente elaborado en las instalaciones habituales (en los convertidores,

en los hornos Martín-Siemens o de arco eléctrico), dichos procedimientos se llaman “de refundición”. Estos métodos aún son costosos y pocos productivos, pero aseguran la fabricación de un acero de muy buena calidad y de propiedades especiales. Cada año cientos de miles de toneladas de acero se refunden (en algunas ocasiones, dos e incluso tres veces), con el fin de purificar lo más completamente posible el metal de las impurezas indeseables y fabricar el acero de propiedades necesarias.

Aparición de la metalurgia secundaria, o en cuchara, fuera del horno

Muchas operaciones tecnológicas realizadas con el objetivo de disminuir el contenido de las impurezas nocivas en el metal y mejorar su calidad se pueden trasladar de la instalación de fundición a la cuchara (u otro dispositivo que la sustituya), especialmente equipado con unos dispositivos para el tratamiento correspondiente del metal líquido. En este caso el rendimiento de la instalación de fundición se incrementa y al mismo tiempo se asegura el mejoramiento de la calidad del acero. Con el fin de eliminar las impurezas nocivas, variar la composición y regular su temperatura, el metal en la cuchara se somete al tratamiento por el vacío, se sopla con gases inertes, se trata con mezclas líquidas o en polvo o con la aleación especial, se somete al mezclado electromagnético, etc.

Ya que en ciertos casos estas operaciones son bastante duraderas y el metal paulatinamente se enfría y solidifica, aparecieron los dispositivos para calentar el metal durante el proceso de su tratamiento, es decir, la cuchara se convirtió en un equipo separado y a veces bastante complejo. Estos métodos fueron denominados metalurgia en cuchara (o secundaria), tratamiento, o refinado fuera del horno. Puesto que el tratamiento fuera del horno, además del mejoramiento de la calidad, proporciona la estabilidad (de una hornada a otra), de las propiedades del metal de la marca dada, lo que tiene gran importancia para los consumidores en un tiempo muy corto (en los años 1970 a 1980), este procedimiento se difundió por todas partes. Actualmente millones de toneladas de acero fabricadas en el mundo se someten a uno u otro tratamiento fuera del horno.

El advenimiento de cada nueva etapa de producción de acero, como es conocido por todos nosotros, potencia grandemente el intelecto del hombre

y abrió nuevas posibilidades para la elevación de la productividad de los hornos con la creación de nuevas tecnologías de producción.

1.2 Hornos de arco eléctrico (HAE).

El calentamiento de materiales por arco eléctrico se realiza básicamente por el paso de la corriente eléctrica entre dos electrodos, uno de los cuales puede ser la propia carga. En los hornos de arco de fusión se coloca la carga en el interior de la cuba y se establece el arco entre los electrodos o entre los electrodos y la carga. Puede disponerse de un solo electrodo (hornos de corriente directa); dos electrodos dispuestos horizontalmente (calentamiento indirecto por radiación del arco al interior de la cuba) o tres electrodos (hornos de corriente alterna). Se utilizan principalmente para la fusión de hierro, acero y en unos pocos casos, para metales no ferrosos pesados (aleaciones de cobre). En los hornos de arco de reducción, utilizados en la fabricación de ferroaleaciones, carburo de calcio, silicio metal, etc., los electrodos están sumergidos en el baño del material fundido y el calentamiento se realiza realmente por resistencia directa del material, aunque pueden producirse pequeños arcos entre los electrodos y la superficie de la carga o incluso dentro de la carga.

Clasificación de los hornos de arco eléctrico.

Los hornos de arco eléctrico se pueden clasificar atendiendo a su potencia, de la siguiente forma:

Potencia	kVA/t
Baja	100-199
Media	200-399
Alta	400-699
UHP	>700

Elaborado por: Héctor Téran

Historia de los hornos de arco eléctrico para producción de acero.

La historia de los hornos de arco eléctrico se remonta a poco más de un siglo. De 1888 a 1894, el Doctor Paul Heroult utilizó la energía eléctrica en hornos para la producción de aluminio, carburo de calcio y ferroaleaciones. El primer horno de arco eléctrico para producir acero, que se tiene registrado arrancó en Francia, en octubre de 1900, bajo la patente MOISSAN-HEROULT. El primer horno en los Estados Unidos de Norteamérica efectuó la primera fusión el 5 de abril de 1906, en la compañía Halcomb Steel de Siracuse, New York. Este horno era de forma rectangular de 3 toneladas de carga y dos electrodos de carbón amorfo de sección cuadrada de 40x40x200 cm. Utilizaba un generador de corriente directa de 500 kVA, de bajo voltaje y alto amperaje.

La primera guerra mundial causó una rápida expansión en la capacidad de los hornos eléctricos. En 1920 se produjeron 515 mil toneladas de acero eléctrico. El siguiente crecimiento dramático ocurrió durante la segunda guerra mundial. Ya en el año 1945 se produjeron 3 143 mil toneladas de acero vía horno eléctrico, que representaron el 4,3 % del acero total.

En la década del 70 se comienzan a desarrollarse los hornos de ultra alta potencia (UHP) (500 kVA/t), y aparecieron los paneles enfriados por agua en 1975. La utilización de energía suplementaria, operación con arco largo / escoria espumosa, transformadores de alta potencia, con alto voltaje secundario y reactor suplementario, posibilitaron a potencias específicas de 700 a 1000 kVA/t (Batista y Ordoñez, 1999), (Batista y Ordoñez, 2003).

En el año 1985 la compañía USINOR - SACILOR, en Trith-Saint-Leger, arrancó el primer horno de corriente directa (75 t y 800 kVA/t) de la era moderna. Están en operación y/o construcción alrededor de 100 hornos de corriente directa (CD), ya en 1995 se instalaron más hornos de corriente directa que de corriente alterna, y se mantiene este ritmo hasta los momentos presentes. Actualmente existen 1300 hornos de arco eléctrico en el mundo. La participación del HAE en la producción mundial de acero, en 1998 fue de 52 % y se prevé que para el 2010 aumente este porcentaje y exista un predominio absoluto en la producción de acero en hornos de arco eléctrico.

En la distribución mundial los hornos de arco actualmente en el mundo, observamos que en Norteamérica se halla el 45%, y que en orden le siguen: Europa, con el 30%, Asia con el 15% y América Latina con el 10%.

De estos hornos, según el tipo de corriente que utilicen, el 43% son de corriente alterna; el 25% de corriente directa, el 20% son de corriente alterna radioactiva y el 12% usan otros tipos.

Población de hornos de arco en la actualidad.

Gráfico 1:



1. Norte América (45%)
2. Europa (30%)
3. Asia (15%)

Gráfico 2:



1. Corriente alterna (43%)
2. Corriente directa (25%)
3. Corriente alterna radiactiva (20%)

Gráfico 1 Población mundial actual de hornos: **Gráfico 2** Distribución de hornos de arco eléctrico según el tipo de corriente utilizada.

Elaborado por: Héctor Téran

1.3 Fusión del acero y el hierro en hornos de arco eléctrico

Para la fusión de hierro y acero se usan hornos de arco eléctrico (ver figura 1) y de inducción de alta, media y frecuencia industrial. En dependencia del carácter de las reacciones metalúrgicas que ocurren en el horno el revestimiento del mismo puede ser ácido o básico. El revestimiento básico se usa cuando es necesario obtener aleaciones con bajo contenido de

fósforo y azufre. Cuando se funde en hornos ácidos la concentración de estas impurezas (P, S) en el transcurso de la fusión no varían y por lo tanto, es necesario utilizar una carga en la cual la concentración de estos elementos sea igual o inferior a la que se desea obtener en dependencia de la marca de la aleación.

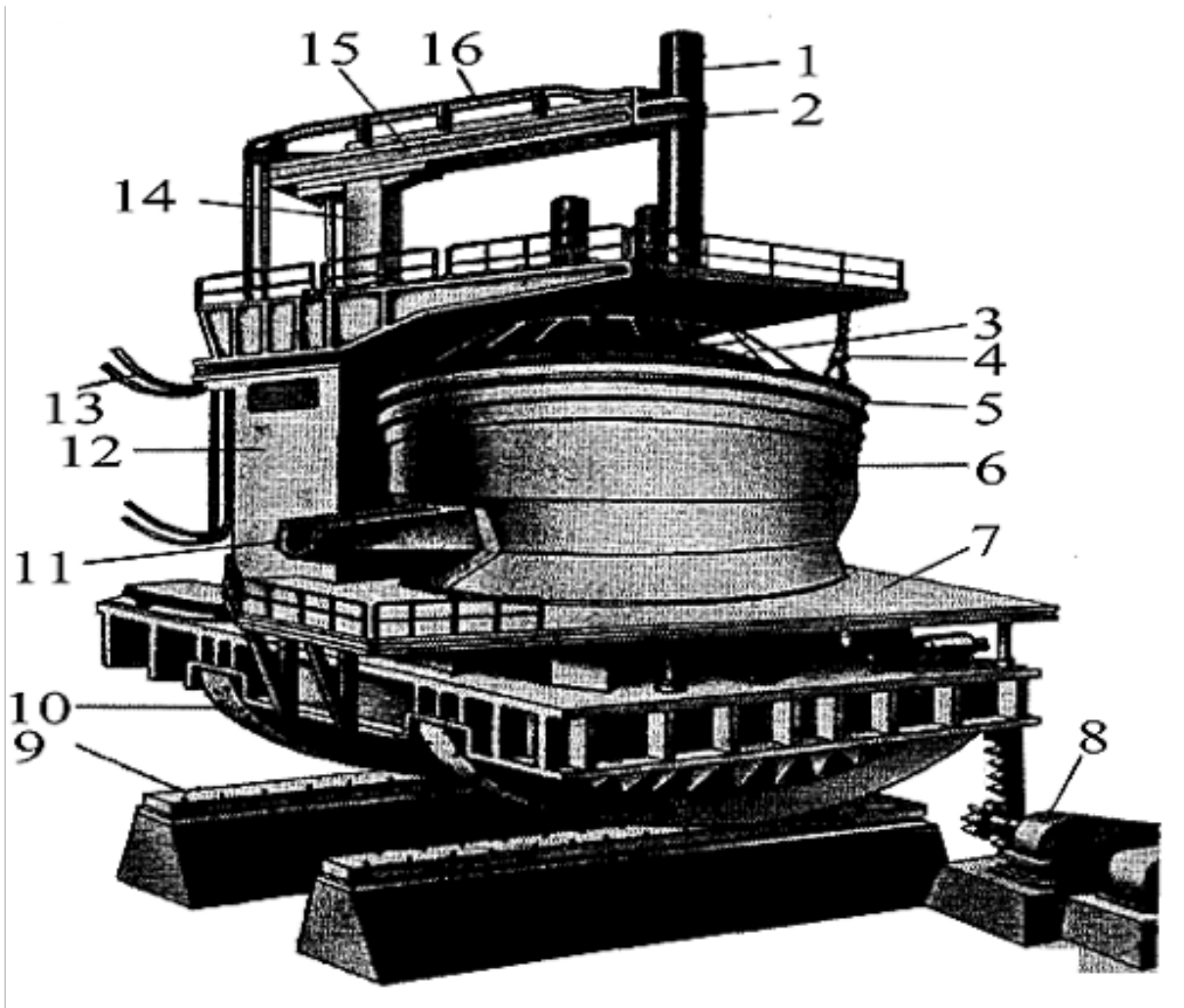


Figura 1. Horno de arco eléctrico C.A. con tres electrodos.

Ilustración: Héctor Terán

1. Electrodo; 2. Porta electrodo; 3. Bóveda; 4. Suspensión de la bóveda; 5. Aro de la bóveda; 6. Camisa cilíndrica; 7. Plataforma de trabajo; 8. Mecanismo de inclinación del horno; 9. Bancada; 10. Sector de apoyo; 11. Piquera de vertido; 12. Pórtico; 13. Conductor de corriente; 14. Montante del portaelectrodo; 15. Manga de portaelectrodo; 16. Tubos-barras de suministro de corriente.

El proceso de obtención de estas aleaciones se puede realizar mediante dos métodos: fusión y refusión. Mediante la fusión la composición del producto obtenido inmediatamente después del derretido se diferencia notablemente del producto que se quiera obtener al final, por lo tanto, es necesario lograr que ocurran procesos especiales (físico - químicos), los cuales le darán a la aleación la composición química y la temperatura necesaria. Durante la refusión la composición química de la carga se escoge de tal forma que después de fundida se obtenga prácticamente la composición deseada, y la necesidad de que ocurran procesos físico - químicos prácticamente es nula (excluyendo la temperatura exigida). Para obtener una aleación de una u otra composición química la duración del proceso de refusión es menor que la de fusión, para la obtención de las aleaciones de alta calidad se usa como regla general el proceso básico. Sin embargo, sino se usan las medidas complementarias, la calidad de la aleación obtenida puede ser peor que la del proceso de refusión.

La fusión en hornos de inducción logra aleaciones de mayor calidad que los hornos de arco eléctrico (cuando se utiliza una misma carga y se obtiene la misma composición química y temperatura).

Materiales refractarios para el revestimiento del horno

En la producción por fundición se usan hornos de arco eléctrico con revestimiento ácido y básico. La basicidad del revestimiento se determina por la concentración en tanto por ciento de $\text{CaO} / \text{SiO}_2$.

Cuando se prepara un revestimiento ácido se usan los materiales siguientes:

- Ladrillos de dina, contienen en porcentaje de la masa $> 95\% \text{SiO}_2$; $2\% \text{CaO}$; $< 1.5\% \text{Al}_2\text{O}_3$ (el resto se considera impureza). Estos ladrillos presentan una refractariedad mayor de $1710\text{ }^\circ\text{C}$, con resistencia a la compresión $> 25\text{ MPa}$.
- Ladrillos de chamota, contiene además de SiO_2 cerca de $32 - 39\% \text{Al}_2\text{O}_3$, refractariedad mayor $1690 - 1750\text{ }^\circ\text{C}$ con una resistencia a la compresión de $27 - 40\text{ MPa}$.

- Arena de cuarzo con una composición de $> 96\%$ SiO_2 y composición aglutinante $< 2\%$, su refractariedad $1750 - 1780\text{ }^\circ\text{C}$.
- Polvo de chamota con humedad $4-12\%$, el cual además de SiO_2 contiene de 18 a 39% Al_2O_3 .
- Silicato de sodio que contiene $30,8 - 31,9\%$ SiO_2 , $< 0,25\%$ ($\text{FeO} + \text{Al}_2\text{O}_3$), $< 0,20\%$ CaO , $11 - 12,7\%$ Na_2O con un módulo de $2,8 - 2,9$ y densidad de $1,47 - 1,52\text{ g/cm}^3$, hidróxido de sodio (NaOH) en solución al $10-12\%$ y densidad de $1,11 - 1,13\text{ g/cm}^3$ (el NaOH se utiliza para aumentar la vida de banco de la masa refractaria del vidrio líquido y arena de cuarzo durante su almacenaje).

Cuando se prepara el revestimiento básico se usan estos materiales:

- Ladrillos de magnesita que contienen $> 89 - 91\%$ MgO ; $3 - 4\%$ CaO ; $< 2,5\%$ SiO_2 y un límite de resistencia a la compresión $> 50 - 60\text{ MPa}$.
- Ladrillos de cromo - magnesita que contienen $> 40 - 46\%$ MgO ; $18 - 22\%$ Cr_2O_3 y $< 6 - 7\%$ SiO_2 (el resto CaO e impurezas), las cuales tienen una resistencia a la compresión de $20 - 27,5\text{ MPa}$.
- Polvo de magnesita con dimensiones de $< 4\text{ mm}$ y con una composición de $> 87 - 88\%$ MgO ; $< 4 - 6\%$ CaO y $< 2\%$ SiO_2 .
- Carbón de piedra.
- Vidrio líquido.

Con el objetivo de aumentar y aislar la camisa del horno de la masa refractaria se usan planchas de asbesto con un espesor de 2 hasta 10 mm , una longitud de 800 a 1000 mm y ancho de 600 a 1000 mm , con una resistencia a la compresión de $> 1,2\text{ MPa}$, (Yugi y Tokumitsu, 1990).

El esquema del revestimiento del horno se observa en la figura 2 y las dimensiones básicas de un horno de arco eléctrico con capacidad de 3 a 6 t se observa en la tabla 1.

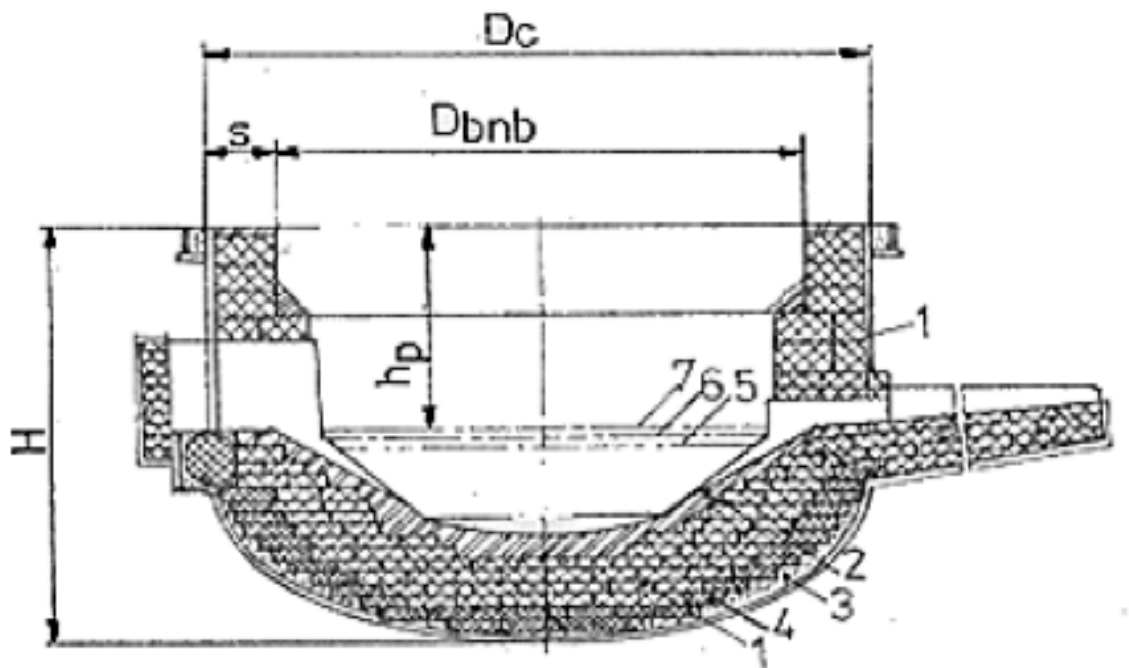


Figura 2. Esquema del revestimiento del horno y dimensiones básicas de un horno de arco eléctrico.

Ilustración: Héctor Terán

1. Ladrillos refractarios; 2 Apisonado de magnesita; 3. Partículas termoaislantes; 4. Ladrillos termoaislantes; 5. Nivel del metal; 6. Nivel de la escoria; 7 Nivel del límite inferior de la ventana de trabajo

Para el aislamiento del calor, toda la longitud del cuerpo del horno se cubre con una o dos planchas de cartón de asbesto, se coloca una capa niveladora de partículas acumuladoras de calor (arena, escoria) y se colocan una o dos hileras de ladrillos de chamota. Luego se coloca la capa básica de ladrillos sobre el fondo, la que está compuesta por unos cuantos niveles de ladrillos de magnesita o dina (en todo el borde), y se rellenan los huecos entre ladrillos con polvo de magnesita o arena de cuarzo. La capa superior se apisona y posee una composición como la mostrada en la tabla 2.

Tabla 1. Dimensiones básicas de hornos de arco eléctrico con capacidad de 3 y 6 t.

Denominación	3 t (mm)	6 t (mm)
Diámetro interior del cuerpo Dc.	2600	3200
Diámetro del espacio de fusión bajo el nivel de la bóveda Dbnb	2000	2600
Diámetro del espacio de fusión sobre el nivel del umbral dsnu.	1700	2280
Diámetro del baño sobre el nivel de la escoria (de).	1620	2180
Diámetro del baño sobre el nivel del metal dm.	1520	2080
Diámetro de la distribución de los electrodos dde.	520	850
Altura del cuerpo H.	2000	2220
Altura de la pared hp.	965	1090
Espesor de la pared al nivel de la bóveda S.	300	300

Tabla 2. Composición de la masa refractaria para el apisonado del fondo de los hornos de arco eléctrico.

Tipo de proceso de fusión	Composición aproximada (en %de masa)
Proceso Básico	1- Polvo de magnesita 89; carbón de coque 10, breá 1
	2- Polvo de magnesita 80; carbón de coque - 20
	3- Polvo de magnesita 92-96; vidrio líquido 4-8
	4- Polvo de magnesita 100
	5- Polvo de magnesita 95-97 concentrado de titanio y magnesio 3-5
Proceso Ácido	1- Arena de cuarzo - 90.
	2- Vidrio líquido - 10.

Elaborado por: Héctor Terán

Generalmente el tiempo de servicio de la solera del horno se encuentra en los límites de 1500-2500 coladas (cuando se repara correctamente después de cada colada).

La durabilidad de las paredes del revestimiento del horno es notablemente inferior (a veces se encuentra en los límites de 30-200 coladas); las reparaciones de los hornos de arco de capacidad de 3 a 6 t. Es generalmente de 6 - 8 horas o más. En los últimos tiempos, con el fin de aumentar la durabilidad del revestimiento de las paredes, se usa una masa refractaria monolítica (de

materiales refractarios especiales) por medio del apisonado o rellenado. La composición recomendada de la masa refractaria se observa en la tabla 3.

Tabla 3. Composición de la masa refractaria para el revestimiento monolítico de las paredes de los hornos de arco eléctrico

No.	Arena de Cuarzo	Arcilla Refractaria	Silicato de sodio o potasio	Solución de hidróxido de sodio	Arena con dimensión <0, 2 mm (en % de masa)	Arena con dimensión >0, 2 mm (en % de masa)	Grupo de la Arena
1	85,5	6,0	6,5	2	> 60	> 5	(0, 16) pequeña
2	88,0	4,0	6,0	2	< 60	> 5	(0, 16 - 0, 20) pequeña - mediana
3	87,5	4,5	6,0	2	< 60	< 5	(0, 16) pequeña
4	89,0	3,0	6,0	2	< 30	> 5	(0, 315) Gruesa

Elaborado por: Héctor Terán

Observaciones:

1 - Se permite disminuir el NaOH hasta 0,6 %.

2 - Para la masa 4 con arena tipo gruesa se permite disminuir la arcilla refractaria hasta 2 %.

Este proceso es más usado en los hornos de revestimiento ácido con capacidad 3-6 t, en ese caso las dimensiones interiores del horno se mantienen invariables. En calidad de estas masas refractarias se usa: arena de cuarzo con > 96-97% SiO₂, arcilla refractaria, silicato de sodio o de potasio con módulo 2,5 - 3,0 (a veces se permite un módulo de 2,35 - 2,50) y densidad 1,48 - 1,52 g/cm³ y una solución acuosa de hidróxido de sodio con densidad 1,11 - 1,12 g/cm³, (Morral, 1985).

Para la preparación de esta masa refractaria se usan mezcladores comunes (de rulos). El orden de preparación de la composición es la siguiente: al principio se introduce la arena, luego la arcilla y se mezclan hasta lograr

una distribución uniforme de la arcilla (cerca de 2 min). Luego se introduce la solución de NaOH y se mezcla durante 30 - 40 segundos hasta humedecer toda la masa, para finalizar se introduce el vidrio líquido hasta obtener una mezcla con las propiedades necesarias (el tiempo óptimo se logra de forma experimental y generalmente es de 20 - 40 min).

Las propiedades de esta mezcla serán las siguientes:

- Resistencia a la compresión en verde - 0,015 - 0,02 MPa.
- Resistencia a la tracción en seco no menos de 1,0 MPa.
- Permeabilidad 90 - 250 unidades.
- Humedad 3 - 4 % de la masa.

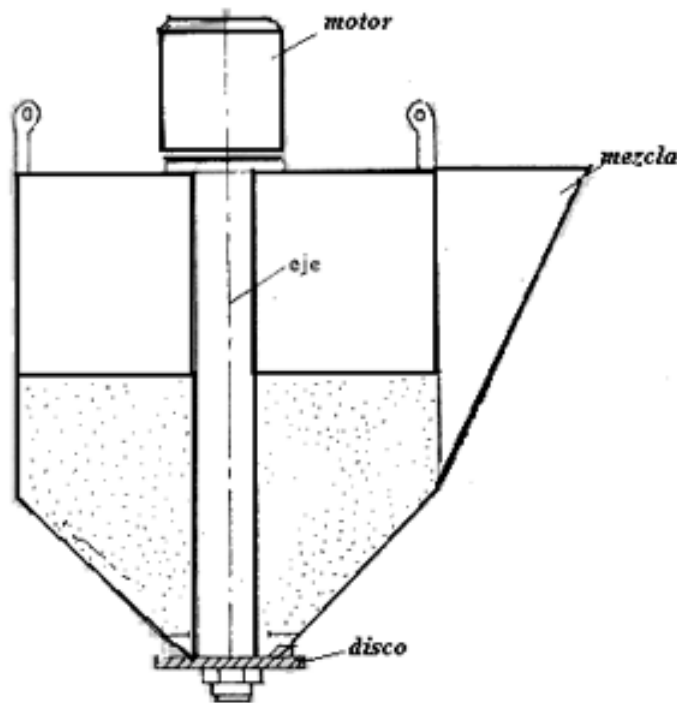


Figura 3. Esquema de la máquina revestidora.

Ilustración: Héctor Terán

Los revestimientos refractarios con esta composición se usan también tanto para el piso como para las paredes (de forma apisonada). El apisonado del fondo se realiza con un espesor cerca de 50 mm y el de las paredes de 100 mm, con ayuda de un pisón manual o neumático. La calidad del apisonado

se comprueba con unas agujas metálicas de 12-15 mm de diámetro, (Batista y Ordoñez, 1999).

Cuando el apisonado es correcto la aguja no debe penetrar a una profundidad mayor de 10 mm. La reparación de los revestimientos se hace a veces en frío. También se puede realizar en caliente con la ayuda de una máquina revestidora especial (figura 3), y se obtiene la calidad requerida (es decir, la reparación inmediatamente después de sacar el acero del horno). Con esta máquina se puede realizar exitosamente la reparación del revestimiento (tanto ácido como básico), con cualquier tipo de composición utilizada (ver tabla 2).

El uso de un revestimiento refractario apisonado (monolítico) permite aumentar su fiabilidad hasta 800 - 4000 coladas con una sensible economía de los materiales

Las bóvedas de los hornos de arco eléctrico trabajan en las condiciones más difíciles. Generalmente estas son construidas de ladrillos con configuraciones especiales, que se ajustan posteriormente dentro de un arco metálico (figura 4). La bóveda presenta un nivel de ladrillos sin aislamiento térmico. Como regla en los hornos de arco eléctrico, tanto ácidos como básicos, el revestimiento de la bóveda lo construyen de ladrillos de dina con un espesor de 230 - 300 mm. En otras ocasiones para el proceso básico se utilizan ladrillos refractarios de cromo-magnesita. La durabilidad de los ladrillos de la bóveda generalmente no sobrepasa las 150 - 250 coladas (en muchos casos no llega a esa cantidad de coladas).

En los últimos tiempos las bóvedas de ladrillo se cambian por metálicas enfriadas por agua. La particularidad de estas consiste en que están compuestas por 2 ó 3 secciones enfriadas por agua, el enfriamiento en cada sección se realiza con la ayuda de tubos de 5 mm de diámetro aproximadamente. La entrada de agua ocurre de forma independiente en cada sección. La bóveda por la parte de trabajo presenta un revestimiento monolítico que se sujeta de una armadura especial (figura 5). El consumo de agua para el enfriamiento de la bóveda de los hornos con capacidad de 3 - 6 t. es aproximadamente 40 - 50 m³/h. El uso de enfriamiento por agua provoca un mayor gasto de energía eléctrica, pero permite aumentar la durabilidad de la bóveda y la productividad del horno, (Tartera, 1984).

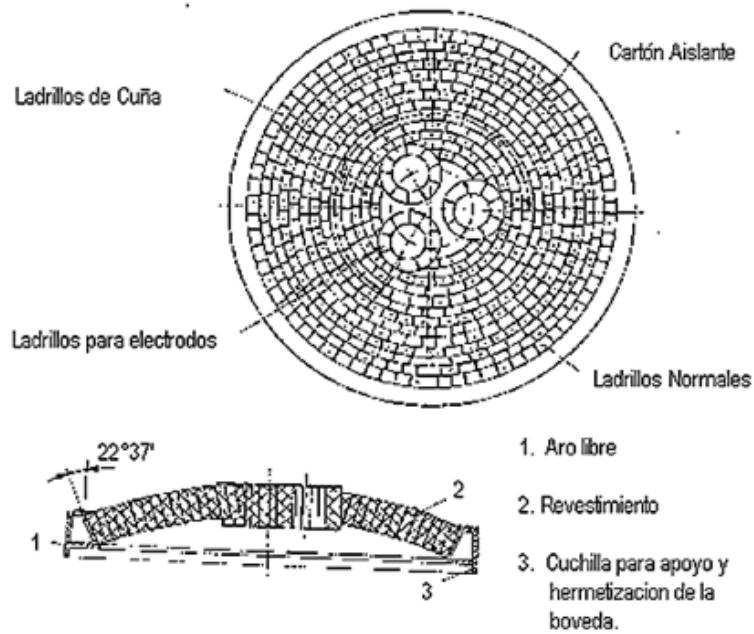


Figura 4. Revestimiento de la bóveda de un horno de arco eléctrico.
Ilustración: Héctor Terán

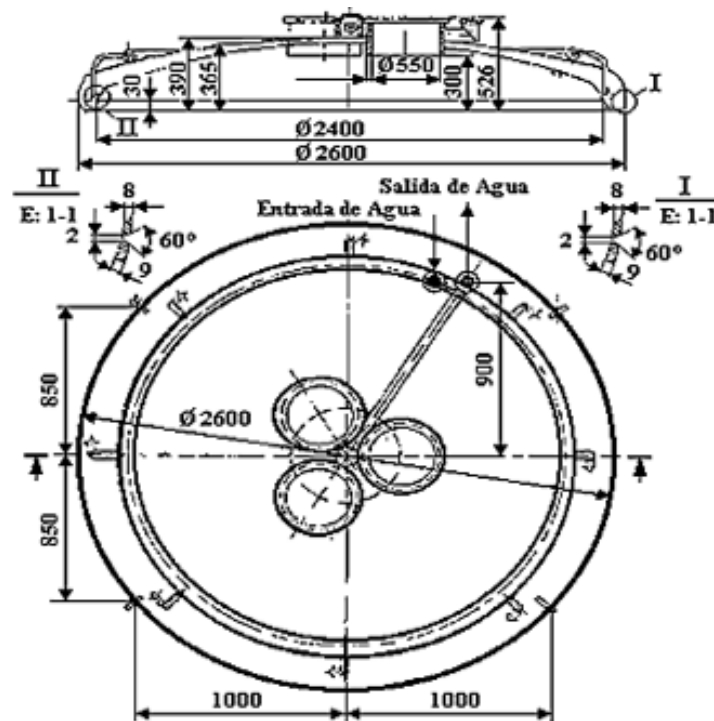


Figura 5. Construcción de bóveda en un horno de arco eléctrico enfriada por agua.

Ilustración: Héctor Terán

1.4 Materiales de carga, fundentes, ferroaleaciones, elementos desoxidantes, modificadores y microaleados

Materiales de carga

Para la fusión de hierro y acero en hornos de arco eléctrico como componentes de la carga se encuentran: chatarra de hierro y acero, retorno de la propia producción, arrabio.

La chatarra de hierro y acero puede ser en pedazos o en paquetes de listones finos de acero, briquetas de virutas de hierro y acero, o en virutas sueltas. En los últimos tiempos parte de la chatarra de acero y hierro se sustituye (según las posibilidades) por hierro, obtenido por reducción directa los cuales contienen 85 - 95 % Fe; 0,2 - 2,0 % C (el resto en forma de óxidos de Fe, Si, Al y otros), o hierro esponjoso, el cual contiene 0,1 - 0,8 % C, 0,01 - 0,07 % S y P 8 - 12 % SiO₂ y el resto de hierro. Sin embargo, en este caso aumenta la cantidad de escoria en el horno.

Obtención directa del hierro. La obtención directa del hierro del mineral se logra a partir de aglomerado, granalla de fundición y en calidad de reductor combustible sólido o gas, que contenga hidrógeno y óxido de carbono(CO).

La ventaja de este método es la elevada pureza del metal, puesto que se excluye su contaminación con el azufre de la ceniza del coque y otras impurezas que pasan a la fundición líquida al formarse éste en el alto horno.

De este hierro de elevado grado de pureza pueden ser obtenidos aceros de altas propiedades mecánicas, anticorrosivas, electrotécnicas y otras.

El producto principal de la reducción directa es el hierro en forma metálica; siendo elevado el grado de metalización el producto de la reducción directa se denomina hierro esponjoso, al ser menor se denomina, materia prima metalizada.

Los materiales de carga no deben estar oxidados, la viruta debe estar libre de grasa y otras suciedades, los retornos de la propia producción deben limpiarse del resto de la mezcla de moldeo y de macho. En la chatarra no se permiten impurezas de metales no ferrosos (particularmente Sn, Pb, Zn, Sb, As y otros, ya que disminuyen grandemente las propiedades plásticas).

El arrabio en la composición de la carga desempeña el papel de carburante. Con este objetivo se pueden utilizar también restos de electrodos, coque, etc.

Fundentes (formadores de escoria)

En la producción de acero como materiales formadores de escoria se usan la cal viva, caliza, bauxita, espato flúor, arena de cuarzo, pedazo de ladrillo de chamota, retorno de mezcla de moldeo y otros.

Al fundir acero en hornos básicos los principales materiales formadores de escoria son la cal viva y la caliza y para los hornos ácidos se utiliza la arena de cuarzo (SiO_2). La bauxita y el espato flúor se utilizan para hacer más fluida la escoria en los hornos básicos, (Conejo y Torres, 1999).

En su forma pura la caliza es el carbonato de calcio (CaCO_3), el que al calentarse en el horno se descompone por la reacción $\text{CaCO}_3 \rightarrow \text{CaO} + \text{CO}_2$. La cal (CaO) pasa a la escoria y el gas carbónico después de oxidar el silicio, manganeso y carbono diluidos en el metal se convierte en monóxido de carbono y sale del baño.



La caliza se debe introducir en pedazos de 25 a 200 mm de espesor, el contenido de CaCO_3 en la misma será mayor de 97% y el de dióxido de silicio no mayor de 0,8%; así como el azufre (S) no debe sobrepasar el 0,15%.

La caliza frecuentemente se introduce al horno junto con la carga, ya que su descomposición ocurre por la absorción de calor. La caliza no se debe introducir después del derretido de la carga ni durante la fusión, pues la misma puede enfriar el baño; en este período se utiliza la cal, ésta absorbe humedad por la reacción de $\text{CaO} + \text{H}_2\text{O} = \text{Ca(OH)}_2$ y se convierte en cal muerta (hidratada) Ca(OH)_2 , entonces para evitar una contaminación complementaria del metal con los gases que pasan desde la Ca(OH)_2 ; al fundir el acero se utiliza cal viva fresca, para su traslado y almacenaje se utilizan contenedores que se depositan en locales cerrados (dentro de tolvas) por un tiempo no mayor de 2 días.

La cal debe contener no menos de un 85 - 90 % de óxido de calcio (CaO); no más de 0,2 % de azufre y las pérdidas por calcinación no deben ser mayores

del 6 %. En algunas ocasiones la cal se utiliza no sólo durante la fusión sino también en sustitución de la caliza que se introduce a la carga, lo que permite disminuir la pérdida de calor por la descomposición de la caliza, (Beslik, 1988). La bauxita frecuentemente contiene 25 - 58 % de alumina (Al_2O_3), 6 - 10 % de dióxido de silicio (SiO_2), 0,8 - 3 % de dióxido de titanio (TiO_2), hasta 50 % de óxido de hierro (Fe_2O_3), hasta 1 % de fósforo y hasta 1 % de azufre.

El espato flúor es un diluyente más efectivo que la bauxita, pero al mismo tiempo es más deficitario y costoso. El espato flúor contiene de 75 - 95 % de fluoruro de calcio (CaF_2), no más de 10 - 12 % de SiO_2 , azufre y fósforo en no más del 0,3 % de cada uno.

Los pedazos de chamota se utilizan para crear una escoria fluida principalmente durante el período de reducción. Se usan los pedazos de ladrillos de chamota utilizados que estén libres de escoria y de otras impurezas. Esta chamota contiene frecuentemente cerca de 30-35 % de óxido de aluminio (Al_2O_3) y cerca del 60 % de dióxido de silicio.

La arena de cuarzo con un contenido de 90 - 97 % de dióxido de silicio se utiliza preferiblemente en los hornos ácidos y algunas veces para hacer más fluida la escoria durante el período de reducción en los hornos eléctricos básicos. En otros casos se usa la cuarcita en pedazos de hasta 50 mm con un contenido de sílice no menor del 96 % en los hornos ácidos.

En los hornos ácidos de arco eléctrico con el fin de economizar arena de cuarzo fresca o cuarcita, frecuentemente se sustituye por mezcla de retorno.

Para fundir aceros inoxidable y al cromo, como materiales formadores de escoria se utilizan escorias aluminio - cálcicas (CaOAl_2O_3) provenientes de residuos de la producción de cromo y ferrotitanio por el método aluminio - térmico.

Elementos oxidantes

En la fusión del acero se utilizan frecuentemente como oxidantes el mineral hierro, la cascarilla de fundición y el oxígeno técnico puro. En algunos casos se sustituye el mineral de hierro por el mineral de manganeso y el oxígeno por aire comprimido, (Beslik, 1988).

El mineral de hierro debe tener un alto contenido de óxido de hierro (es aconsejable que sea no menor del 85 %) y un bajo contenido de SiO_2 y fósforo,

un aumento del contenido de SiO_2 en el mineral provoca la disminución de la basicidad de la escoria y requiere aumentar el consumo de cal, al propio tiempo que también se incrementa la masa total de la escoria. Las dimensiones del mineral que se utilizará deben ser tales que pasen fácilmente a través de la capa de escoria y reaccione directamente con el metal.

La cascarilla del laminado de acero al carbono es un material rico en contenido de óxido de hierro y puro en su contenido libre de impurezas. La desventaja que presenta es su ligereza, debido a lo cual se mantiene en la superficie de la escoria.

El oxígeno técnico puro debe secarse previamente, tener no menos del 99,5 % de oxígeno y una presión de $(1 - 1,5) \cdot 10^3$ Pa. Este llega al taller a través de una tubería (desde la planta) o se entrega a través de balones de alta presión.

El empleo del oxígeno puro para oxidar las impurezas del arrabio y la carga metálica logra temperaturas más elevadas y produce en menos tiempo y menor costo un acero de calidad.

Elementos aleantes, modificadores y desoxidantes

Para alear o microalea (baja aleación), desoxidar y modificar el hierro y el acero se utilizan todas las ferroaleaciones posibles, ligaduras y metales puros; para lograr el porcentaje de manganeso en la aleación se usan ferroaleaciones de bajo (hasta 0,5 % C), de medio (1 - 2 % C) y de alto carbono (6 - 7 % C) con 70 - 95 % Mn.

Para lograr el porcentaje de Si se usa ferrosilicio con media concentración de Si (20 %, 45 % ó 75 %), cuando es necesario introducir al mismo tiempo Si y Mn se usa el sílico-manganeso con un contenido de 60 - 65 % Mn y de 10 a 26 % o más de Si.

Para aumentar la concentración de elementos aleantes en el acero y el hierro se usan ferrocromo con 60 - 68 % Cr (de bajo carbono $< 0,5$ % C, de medio carbono 1 - 4 % C y alto carbono 6,5 - 8 % C); el sílico-cromo con una composición de 25 - 55 % Cr y 45 - 10 % Si (a mayor cantidad de Cr menor cantidad de Si); el ferromolibdeno con 52 - 60 % Mo, ferrovanadio con 38 - 48 % V, ferroboro con 6 - 20 % B, 2 - 15 % Si (el resto de Fe e impurezas), cobre técnico (99,5 - 99,99 % Cu), níquel técnico con la suma $(\text{Ni} + \text{Cu} = 97,$

6 - 99,99 %), cobalto técnico con 98 - 99 % Co, aluminio primario (99,7 - 99,85 % Al) y otros.

Para la desoxidación del acero se usa ferromanganeso, ferrosilicio, sílico - manganeso, aluminio secundario (86 - 90 % de Al y el resto impurezas), ferrosílico - calcio (10 - 13%

Ca, 6 - 25 % Fe, 1 - 2 % Al, el resto Si e impurezas), el sílico-bario (4 - 26 % Ba), sílico zirconio (~ 50 % Zr), ferrotitanio (con una concentración de 30 - 35 Ti) y todas las ligaduras posibles de composición compleja con diferentes cantidades de materiales alcalinos (Ba, Ca, Mg, Sr) y/o tierras raras (La, Ca y otras).

Todos estos materiales que se introducen al acero dentro del horno o en la cazuela deben ser secados o precalentados. En la composición de la carga no deben existir balones cerrados, cajas y otros, pues la presencia en estos de agua puede provocar un accidente (cuando el agua se transforma en vapor su volumen aumenta 1800 veces).

La cantidad de todos los elementos de la carga debe ser calculada obligatoriamente con la inclusión de las pérdidas por oxidación de los elementos durante la fusión o su introducción en la cazuela. La magnitud de las pérdidas o ganancias de los elementos depende del tipo de proceso (ácido o básico) y de cómo se realiza el proceso de fusión, con oxidación de las impurezas o sin la oxidación de las mismas. Un papel importante lo desempeña el lugar donde se introducen los elementos (por ejemplo, la introducción de FeMn en la cazuela disminuye la pérdida de Mn 2 - 3 veces en comparación con la introducción de FeMn en el horno).

Con la utilización de estos datos para una variante tecnológica en un horno concreto, el cálculo de la carga se puede realizar por cualquiera de los métodos conocidos (selectivo, de la solución de ecuaciones lineales, de cálculo con el uso de computación). En cálculo de los elementos para corregir la composición química se debe realizar por medio de la siguiente fórmula :

$$G_{ei} = 100 G_{Ac \text{ ó } Fe} (C_n - C_e) / C_{liq}(100 - y)$$

Donde :

G_{ei} - Cantidad del elemento a introducir (ligadura, ferroaleación) en el acero o el hierro, kg.

GAc ó Fe - Cantidad de acero o de hierro, en el cual se introduce el elemento, kg.

Ce - Concentración del elemento que aporta la carga en el acero o el hierro, %.

Cn - Es la concentración de este elemento necesario para obtener una marca de acero o hierro determinada, %.

Cliq - Concentración del elemento de aleación en la ligadura (FeMn, FeSi), %.

Y- Pérdidas por oxidación del elemento de aleación %

1.5 Producción de ferroaleaciones

Las ferroaleaciones son aleaciones de hierro con manganeso, silicio, cromo, vanadio, molibdeno, tungsteno y otros elementos. Las ferroaleaciones se utilizan para la aleación del acero y el hierro. Es racional alear los aceros con ferroaleaciones y no con metales puros, ya que disminuye el quemado del componente de aleación, se facilita su introducción en el acero a consecuencia de una temperatura de fusión más baja. El costo del componente ligante en las ferroaleaciones a causa de un esquema tecnológico de obtención más simple y barato, es notablemente inferior que el de los metales industriales puros.

Las ferroaleaciones se obtienen de minas, concentrados que en su mayoría son óxidos de manganeso, silicio, cromo, vanadio, molibdeno, tungsteno, titanio y otros metales, mediante la reducción. Como reductores se emplean carbono, silicio y aluminio. El método más difundido de obtención es el de la reducción con carbón. Este método se emplea en aquellos casos cuando no hay exigencias especiales para el contenido de carbono en las aleaciones. En calidad de reductores se utilizan troceado de coque, de carbón y petróleo. Este se emplea para obtener ferromanganeso, ferrocromo, y ferrosilicio al carbono. La reducción con silicio y aluminio lleva el nombre de procedimiento metalotérmico. Con este procedimiento se obtiene el ferrovanadio, ferromolibdeno, ferrotungsteno, ferrotitanio, etc. Las ferroaleaciones obtenidas con el procedimiento metalotérmico tienen

bajo contenido de carbono (menor de 0.03 %). En general las ferroaleaciones se obtienen en hornos especiales de arco eléctrico.

Producción del ferrosilicio

El ferrosilicio se emplea para la desoxidación del acero, la aleación de aceros al silicio para construcciones, aceros resistentes a la oxidación a altas temperaturas, para preparar mezclas de termita y la producción de ferroaleaciones. Por el volumen de producción el ferrosilicio ocupa el primer lugar entre las ferroaleaciones. La industria produce ferrosilicio de diversas marcas, las que contienen de 18 a 90 % de silicio. Las más difundidas son las marcas FeSi45 y FeSi65 con un contenido de 45 y 65 % de silicio, respectivamente.

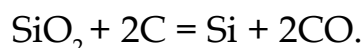
Materiales de carga

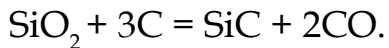
El silicio se obtiene de las cuarcitas, las cuales contienen no menos del 95 % de SiO_2 . En ellas como impureza nociva se considera la alúmina. Su presencia requiere el aumento de la cantidad de escoria y la elevación del gasto de la energía eléctrica. Antes de la fusión la cuarcita es triturada en trozos de 28 a 80 mm y se separa de esta la arcilla.

En calidad de reductor se utiliza coque en trozos de 10 a 25 mm. Para obtener la concentración determinada del silicio y crear las condiciones para su reducción, en la carga se introducen virutas de aceros al carbono. La viruta no debe contener ligas. La viruta de hierro fundido no es apta a consecuencia del elevado contenido de fósforo.

Tecnología del proceso de fusión

El ferrosilicio se funde en hornos abiertos y cerrados con revestimiento de carbono. La fusión es continua. Los electrodos entran a bastante profundidad en la carga. Al cargar en el horno los materiales mezclados, alrededor de los conos se trata de mantener los conos de la carga, los que dificultan el escape de gases y, a consecuencia de ello, disminuyen las pérdidas de calor y silicio. En presencia del reductor a altas temperaturas ocurre la reducción del silicio con carbono sólido:



Habiendo exceso de reductor también se forma el carburo de silicio:

El carburo de silicio es de alta temperatura de fusión (T_{fus} mayor que $2700\text{ }^\circ\text{C}$). Este se acumula en la parte inferior del horno y baja su rendimiento. El carburo de silicio se destruye en presencia del hierro. El hierro mejora las condiciones de reducción del aluminio (la reducción se realiza a temperaturas mas bajas). A pesar de la utilización de coque menudo para la reducción y el revestimiento de carbono del horno, en las aleaciones elaboradas de silicio con hierro el contenido de carbono no excede el 0.1 %. Ello se explica por el hecho de que el silicio reduce la solubilidad del carbono en el hierro.

Al trabajar con cuarcitas ricas casi no se forma escoria, su cantidad no supera el 6 %. La escoria consta de alúmina, óxidos de calcio, magnesio y sílice. Los gases que se desprenden al reducirse tienden de desplazarse hacia arriba por la superficie del electrodo, puesto que el proceso de reducción transcurre cerca del extremo del electrodo. Una capa suficiente de carga en este lugar impide el desprendimiento de los gases junto a los electrodos. Cuanto más ancho es el cono de la carga, tanto mas lejos de los electrodos se desprenden los gases, lo que es corroborado por las llamas: es el CO desprendido que se quema hasta CO_2 .

Cuanto más ancha es la zona activa, tanto mejor asentara la carga y será mayor el rendimiento del horno.

Durante un trabajo normal del horno bajo cada electrodo arde el arco. Aquí se desprende la principal masa de calor. Cuanto mayor es la profundidad de penetración de los electrodos y es mas concentrado el desprendimiento de calor, tanto mejor se aprovecha este y, en este caso, será baja la temperatura de la carga en el tragante. Se sinteriza menos la carga y se asienta mejor. A través de la carga mullida pasan mejor los gases. Se supone que bajo cada electrodo se crea un crisol, cuyas paredes son la carga semisinterizada caldeada a altas temperaturas, de fondo sirve la masa fundida, como bóveda, el electrodo. Desde el fondo y las paredes del crisol al orificio de descarga van canales en la magma endurecida, hay cavidades de forma irregular, unidas con el espacio bajo los electrodos por canales relativamente estrechos (figura 6). Las paredes del crisol se van fundiendo paulatinamente, el sílice se reduce,

el silicio se disuelve en el hierro líquido, la aleación sale por los canales y nuevas porciones de carga descienden a la zona de reacción.

La aleación acumulada se descarga de 12 a 15 veces por día. En estado normal la piquera se abre con una barra. Inicialmente la aleación sale en un chorro fino, y luego ensancha el orificio y cae a la cuchara, revestida con ladrillo de chamota. De la cuchara la aleación se vierte en bandejas sin revestimiento en lingotes de 100 a 120 mm de espesor. Después de terminarse la descarga la piquera se cierra con un cono de masa de electrodo. Es muy difundida la colada en maquinas de tipo transportador. La cuchara se instala en un banco, se inclina con ayuda de un accionamiento hidráulico y, a través de un canal intermedio, se vacía el metal en la máquina de colar horizontal. Se hacen lingotes de hasta 15 kg. de masa.

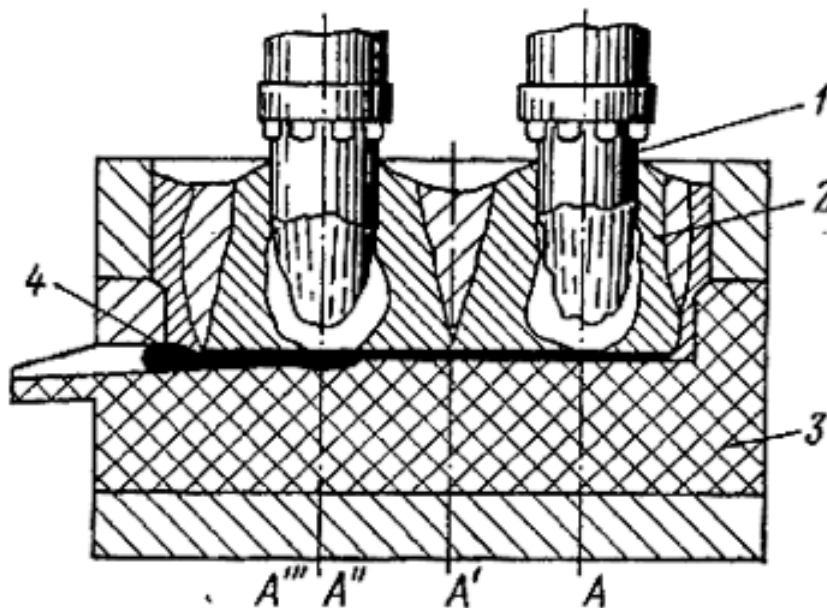


Figura 6- Corte del horno para la fusión de ferrosilicio:

1. Electrodo; 2. Carga; 3. Revestimiento de carbono; 4. Metal líquido.

Ilustración: Héctor Terán

La fundición de ferrosilicio es un proceso con un gran consumo de energía. El gasto de energía eléctrica por una tonelada de aleación llega a 7000...8000 kW/h. La potencia de los hornos es de hasta 33 MVA., (Morral, 1985).

Producción de ferromanganeso al carbono

El manganeso se emplea para la desoxidación o aleación de muchos aceros, siendo elevado el contenido de manganeso en el acero, este adquiere una alta resistencia al desgaste y a la abrasión. Este acero se utiliza para la fabricación de piezas para maquinas abrehoyos, dragas, equipos de trituración y molienda, cambios de vías, etc.

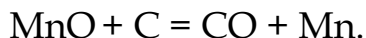
El ferromanganeso contiene desde 75 a 85 % de manganeso, el ferromanganeso al carbono tiene aproximadamente 7 % de carbono.

Materiales de carga

Las menas de los yacimientos contienen principalmente pirolusita MnO_2 con un contenido de 42 a 72 % de manganeso (ejemplo 63 % de manganeso) como reductor sirve el coque menudo.

También se añaden virutas de acero. La fusión de ferromanganeso se lleva a cabo en hornos eléctricos de tipos abierto y cerrado de 7500 ... 16500 kVA de potencia con una tensión de 120 a 130 V e intensidad de la corriente de 35 a 50 kA.

La reducción del manganeso ocurre escalonadamente: $MnO_2 \rightarrow Mn_2O_3 \rightarrow Mn_3O_4 \rightarrow MnO \rightarrow Mn_3C$. En las condiciones de reducción del horno eléctrico los óxidos de manganeso con facilidad se reducen hasta MnO , que luego interacciona con el carbono sólido por la reacción.



También puede tener lugar la formación del carburo de manganeso Mn_3C . La presencia de virutas de hierro diluye la concentración del manganeso en la aleación y facilita la reducción de los óxidos de manganeso. La fusión de ferromanganeso se efectúa por el método sin fundente. En la carga no se adicionan escorificantes, (Samón, 2012).

Como resultado se obtiene una aleación rica en carbono y una escoria rica en manganeso y pobre en fósforo, la que contiene hasta 50 % de MnO . Esta escoria se llama escoria de refusión. Esta se utiliza en lugar del mineral de manganeso para la elaboración de sílico - manganeso pobre en fósforo,

un producto intermedio para la producción de ferromanganeso pobre en carbono y con un contenido de carbono de 0.3 % aproximadamente.

Tecnología de fusión

El ferromanganeso al carbono se funde por el procedimiento continuo, introduciendo la carga en el horno a medida de su fusión. La porción de carga consta de 300 kg. de mineral de manganeso, de 60 a 70 kg. coque menudo y de 15 a 20 kg. de virutas de hierro. Son testigos de una marcha normal del proceso los conos de la carga de 300 a 400 mm de altura junto a los electrodos, una profunda disposición de los electrodos en la carga, el deslizamiento de la carga de los declives del horno. Los materiales de la carga penetran en la zona de altas temperaturas siendo preparados y calientes (en gran parte ya se eliminan la humedad y los volátiles, los óxidos superiores de manganeso pasan a los inferiores). Los gases durante la fusión deben desprenderse uniformemente por toda la superficie del tragante. Cuando los materiales de la carga son menudos, los gases tienden a salir en forma de sopladuras junto al electrodo. Por ello aquí es muy importante mantener el cono de la carga alrededor de los electrodos y perforando el tragante desmenuzar las partes sinterizadas de la carga.

La aleación y la escoria se descargan simultáneamente cinco o seis veces por turno de trabajo a través de todas las piqueras por turno. La escoria se crea de la ganga de la mena, la ceniza de coque y los óxidos de manganeso. Cuando se descarga el producto, la escoria se separa del metal con ayuda de un sifón. Las lingoteras se sitúan bajo el canalón en forma escalonada. En la primera lingotera se instala un tabique cuyo borde inferior se halla a 60... 70 mm mas bajo del pico de colada de la lingotera. La escoria, acumulándose junto al tabique, cae a la cuchara y el metal pasa bajo el tabique a la segunda lingotera y, al llenarse esta, a la tercera y cuarta. La escoria de refusión y la aleación se vacían en lingoteras o en maquinas de colar en cajas de carga. Para fundir una tonelada de ferromanganeso con un contenido de 75 % de manganeso se utilizan 2.6 t de mineral, 490 kg. de coque menudo, 100 kg. de virutas; el gasto de energía eléctrica es de 2600 a 2700 kV/h; la obtención de manganeso es del 60 %.

Producción de ferrocromo al carbono

Según el cromo eleva la dureza y la resistencia del acero. Los aceros altos en cromo son estables a la oxidación y corrosión, se eleva la resistencia del acero al desgaste y la abrasión. Con más amplitud el cromo se emplea en combinación con el níquel. Son los aceros inoxidable y ácido - resistentes que contienen 18 % de cromo y de 8 a 10 % de níquel, (Borona, 1994).

Los aceros y aleaciones termorresistentes con un alto contenido de cromo tienen aceptación para la fabricación de piezas para turbinas de gas y motores de retropropulsión, (Batista y Navas, 2013).

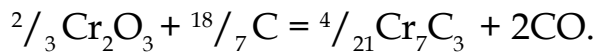
El surtido de las aleaciones a partir de cromo es muy variado. Existen 17 marcas de ferrocromo y 5 marcas de cromo metálico. Las aleaciones se diferencian principalmente por el contenido de carbono, el que varía de 0.01 a 8.0 %. Cuanto menor es el contenido de carbono, tanto mayor es el costo de la aleación, más complicado es el procedimiento de su obtención. El ferrocromo sin carbono o pobre en carbono se emplea para la fabricación de aceros inoxidables y diversas aleaciones.

En dependencia del contenido de C el ferrocromo se funde por varios procedimientos. El ferrocromo al carbono y para la fabricación de acero se funde de mineral cromoso mediante la fusión reductora con el empleo de coque menudo. El ferrocromo pobre en carbono, con un contenido medio de carbono y rico en carbono, se obtiene con un procedimiento complicado utilizando por turno tres instalaciones de fusión y la fabricación de productos intermedios.

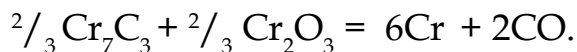
Para la producción de ferrocromo al carbono se emplean las menas de cromo, que contienen hasta 62 % de Cr_2O_3 . El otro material es el coque menudo.

Las virutas de hierro no se utilizan, puesto que en la composición del mineral entra el hierro. La fusión se realiza en hornos para ferroaleaciones abiertos y cerrados hasta de 16 500 kVA de potencia con revestimiento de magnesita.

La reducción de los óxidos de cromo transcurre principalmente de acuerdo con la reacción:



Paralelamente tiene lugar la reducción de los óxidos de hierro a partir de la mena. El hierro disuelve el carburo de cromo complejo $(\text{Cr, Fe})_7\text{C}_3$, y como resultado, baja la temperatura de fusión de la aleación y se crean condiciones favorables para la marcha del proceso, mientras la disminución de la concentración de cromo en la aleación desplaza el equilibrio de la reacción hacia la reducción del cromo y eleva su aprovechamiento. Al reducirse los óxidos con carbono su contenido en la aleación puede ascender al 8 %. Para disminuir la concentración de carbono en el horno se crean condiciones oxidantes con ayuda del mineral de cromo:



Para ello se elige una mena con ganga de alta temperatura de fusión, para crear sobre la aleación fundida una capa de mena rica en óxido de cromo. Puesto que la capa de mena es muy viscosa, esta no sale del horno al descargar la aleación, pero siendo aproximadamente en una y media veces más pesada que la escoria, desciende a las capas inferiores de la escoria. Al utilizar menas cromosas de fácil reducción, siendo excesivo el reductor y empleando la cuarcita, la reducción de la sílice obtiene un considerable desarrollo. El contenido de silicio en la aleación alcanza de 5 a 8 %.

Para regular el contenido de silicio sirve la capa de mena, a través de la cual el silicio se oxida hasta el 2 o 3 %.

Tecnología de fusión

La fusión de ferrocromo al carbono se lleva a cabo continuamente. La carga ya mezclada se suministra al horno de las tolvas a través de mangas y canales móviles y se distribuye uniformemente por el tragante sin crear conos junto a los electrodos. A medida que se asientan los materiales se realiza la carga adicional de los mismos. En toda la superficie del tragante se desprenden las llamas. La aleación y la escoria se descargan a la cuchara a través de una piquera simultáneamente, tres o cuatro veces por turno de trabajo. De la cuchara la escoria se vierte por el pico a la escombrera, y la

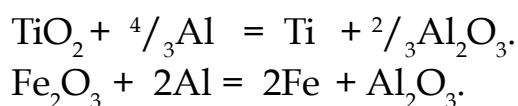
aleación se vacía, a través del orificio en la parte del fondo de la cuchara, en lingoteras armables de fundición planas para la obtención de lingotes planos de un espesor no mayor que 200 mm, para facilitar la fragmentación posterior de los lingotes. Para elaborar una tonelada de ferrocromo al carbono se gastan 1850 kg de mineral, 450 kg. de coque menudo, 50 kg. de cuarcita, el consumo de energía eléctrica asciende a 3400 kV/h.

Procedimiento metalotérmico para la producción de ferrotitanio

El ferrotitanio se emplea para la desoxidación y aleación del acero, la fijación del carbono en los aceros inoxidable y al cromo - níquel. Como material de carga sirve el concentrado de ilmenita, el que contiene de 40 a 42 % de TiO_2 y de 50 a 55 % de $(FeO + Fe_2O_3)$; en calidad de reductor se emplea el aluminio en forma de polvo con granos menores que 2 mm, mineral de hierro, cal menuda. La fusión se efectúa en una cuba de fundición desmoldeable.

En el interior se dispone un cilindro de hierro para techar. La holgura entre el cilindro y la cuba se llena de polvo de magnesita. El carro se introduce en la cámara de encendido, dotada de ventilación. La carga de la tolva se suministra a la cuba por un canalón. Se enciende la carga con la mezcla de cebo, consistente en virutas de magnesio y salitre. La mezcla se sitúa en una muesca en el centro de la capa de carga vertida y se enciende con ayuda de una chispa eléctrica. Del calor de la mezcla de cebo que se quema comienza el proceso exotérmico de reducción inicialmente de la carga adyacente, y de esta se enciende la carga en toda la cuba. De la tolva a la cuba se adiciona uniformemente la carga restante. La fusión de 4 toneladas de carga dura de 12 a 15 min.

Durante la fusión tiene lugar la reacción :



El calor que se desprende durante la reducción del titanio y el hierro, como también el calentamiento de la carga hasta 200 °C asegura la temperatura necesaria para la creación de la escoria fundida. Los régulos del

metal reducido tienen la posibilidad de pasar a través de la capa de escoria y acumularse en un bloque en el fondo de la cuba, (Abramov, 1983).

La escoria de alta temperatura de fusión contiene aproximadamente 70 % de Al_2O_3 . Al finalizar la fusión sobre la superficie de la escoria se da la mezcla de termita para la precipitación cuyos componentes son: mineral de hierro, aluminio en polvo, ferrosilicio y cal. El calor adicional como resultado de la interacción de los óxidos de mineral y los reductores diluye la escoria. Los régulos de ferrotitanio que quedan trabados en la escoria obtienen una posibilidad adicional de precipitarse al fondo, reuniéndose con el bloque de metal. Después de la solidificación se quita el bloque de escoria, y el bloque de metal se enfría en un tanque de agua y se fragmenta en trozos. Para obtener una tonelada de ferrotitanio con el 20 % de Ti se gastan 1070 kg. de concentrado, 100 kg. de mineral de hierro, 470 kg. de aluminio en polvo, 100 kg. de cal y 20 kg. de ferrosilicio al 75 %. La extracción de titanio constituye del 72 al 75 %.

1.6 La escoria en los procesos de fusión del acero

Fuentes formadoras de la escoria

Si la atmósfera en la instalación es oxidante la fundición del acero va acompañada de los procesos de oxidación del hierro y de sus impurezas. Durante la fusión se produce la destrucción paulatina del revestimiento de las instalaciones. Con el objetivo de realizar diversas operaciones tecnológicas en las instalaciones para fundir el acero se introducen diferentes adiciones (fundentes). Los compuestos formados con ellos son más ligeros que el acero, suben a la superficie y forman por encima del baño metálico una capa de escoria MPa, (Yugi y Tokumitsu, 1990).

Las fuentes principales de escoria son las siguientes:

- 1- Los productos de la oxidación de las impurezas del hierro y de la chatarra: de silicio, manganeso, fósforo, cromo, etc., es decir, SiO_2 , MnO , P_2O_5 , Cr_2O_3 y otros.

- 2- Los productos de la destrucción del revestimiento de la instalación. Si éste está hecho de magnesita, entonces, destruyéndose paulatinamente, de hornada en hornada, la escoria se enriquece con MgO ; si el revestimiento es de magnesita - cromita, entonces, además de MgO , la escoria se enriquece con tal compuesto como Cr_2O_3 ; si el revestimiento está hecho con ladrillos de dina la escoria se enriquece con SiO_2 , etc.
- 3- Las suciedades introducidas con la carga (arena, escoria de mezclador, etc.). La arena y la arcilla constan en lo fundamental de SiO_2 y Al_2O_3 , la escoria de mezclador con frecuencia contiene gran cantidad de azufre (en forma de MnS).
- 4- La herrumbre que cubre la chatarra, sobre todo, ligera, (virutas, hierro negro, etc.), es decir, FeO , Fe_2O_3 , $Fe(OH)_2$.
- 5- Los materiales suplementarios y los oxidantes (caliza, cal, bauxita, fluorita, mineral de hierro y manganífero, etc.), es decir, $CaCO_3$, CaO , Al_2O_3 , CaF_2 , Fe_2O_3 , Fe_3O_4 , MnO_2 , etc.

Papel de la escoria

Durante la fundición y colada el metal líquido se encuentra en contacto continuo con la escoria e interacciona con ella. La composición de la escoria y su temperatura, la fluidez y otros parámetros ejercen una influencia decisiva en el proceso de la fundición y en la calidad del metal. La tarea del fundidor de acero consiste en eliminar del metal las impurezas nocivas (por lo común, son el azufre y el fósforo), (Rodríguez, 2012).

Este problema se resuelve haciendo pasar estas impurezas indeseables a la escoria y creando condiciones que impidan su paso inverso de la escoria al metal. Cambiando la composición de la escoria, sus propiedades y las temperaturas, también se puede aumentar o disminuir el contenido de Mn, Cr, Si y otras impurezas en el metal. Por eso, con objeto de fabricar el acero de calidad, el fundidor, ante todo, tiene que obtener la escoria de composición necesaria y de consistencia requerida.

A la escoria se presentan las exigencias siguientes:

- 1- La escoria debe asegurar el grado necesario de purificación del metal (de las impurezas nocivas contenidas en él).

2- En los períodos de oxidación la escoria debe asegurar la penetración intensiva del oxígeno de la atmósfera de la instalación a través de la escoria al metal.

3- En otras etapas, así como en la cuchara después de colar el metal, la escoria tiene que impedir el paso del oxígeno de la atmósfera al metal.

4- La escoria ha de obstaculizar los procesos del paso de los gases (nitrógeno e hidrógeno) de la atmósfera al metal.

5- La escoria que se evacua de la instalación no debe contener gran cantidad de hierro, porque en estos casos se reduce el grado de utilización del hierro contenido en la carga.

6- Durante la colada la escoria debe obstaculizar el enfriamiento (es decir, la transferencia de calor) del metal que se encuentra en la cuchara.

Como se ve las exigencias a la escoria pueden ser variables. Introduciendo una u otra cantidad calculada de adiciones (materiales escorificantes) se logra obtener la escoria de composición requerida. En caso de necesidad se realiza la operación de evacuación de la escoria, cuando de la instalación se elimina (se evacua) determinada cantidad de escoria (a veces, incluso el 100 %), después, introduciendo la cantidad necesaria de adiciones, se “afina” la nueva escoria hasta conseguir la composición indispensable. La operación de evacuación y de renovación de la escoria se puede efectuar y en algunos casos, hasta tres veces.

El carácter de la escoria y su composición se determina por el tipo de proceso. En su base, la escoria es un conjunto de óxidos y sulfuros (SiO_2 , P_2O_5 , Al_2O_3 , FeO , MnO , FeS , MgS , CaS , MnS y otros). Los óxidos que determinan la naturaleza de la escoria son SiO_2 y CaO , (Gonzalez, 2011).

Se puede decir que si en la escoria existe más del 40 % de SiO_2 , entonces estamos ante una escoria ácida (el SiO_2 al reaccionar con el agua produce H_2SiO_3 de donde surge el nombre de ácida). Si en la escoria existe más del 40 % CaO , entonces tenemos una escoria básica (CaO al interactuar con el agua de la base produce $\text{Ca}(\text{OH})_2$ lo que determina el nombre de la escoria básica)

Los óxidos que constituyen la escoria, de acuerdo con sus prioridades químicas, pueden ser divididos en tres grupos: ácidos(SiO_2 , P_2O_5 , TiO_2 , V_2O_5 y otros); básicos(CaO , MgO , FeO , MnO y otros) y anfóteros(Al_2O_3 , Fe_2O_3 , Cr_2O_3 y otros)

Uno de los indicadores fundamentales de la escoria es su basicidad, la cual más frecuentemente se determina por la relación CaO/SiO_2 (más exactamente $(\text{CaO} + \text{MgO}) / (\text{SiO}_2 + \text{Al}_2\text{O}_3)$), donde CaO , SiO_2 , MgO , Al_2O_3 en %). Para las escorias básicas este indicador se encuentra generalmente en los límites 1, 2 - 2, 8, para las ácidas la relación es menor de 0, 8, para las neutras la relación se encuentra 0, 8 - 1, 2 y si es de 2 - 3, 5 ó más es altamente básica.

La composición química de las escorias puede ser:

Para escorias ácidas: 45 a 60 % SiO_2 ; y de 35 a 45 % $\text{FeO} + \text{MnO}$ y otros.

Para escorias básicas: 35 a 60 % $\text{CaO} + \text{MgO}$; 10 a 25 % FeO ; 15 a 30 % SiO_2 ; 5 a 20 % MnO y otros.

Cuando se funden aceros aliados en la composición de la escoria pueden existir los óxidos de los elementos aleantes (CrO , Cr_2O_3 , VO , V_2O_5 , TiO_2 , etc.).

Las escorias también se dividen en oxidantes y reductoras. Las escorias oxidantes se caracterizan por la presencia de una gran cantidad de FeO , el cual pasa de ésta hacia el acero y garantiza una reacción de oxidación intensiva del Si, Mn, P, C y otros elementos presentes en el acero.

Las escorias reductoras se caracterizan por la baja concentración de FeO y por lo tanto el oxígeno se difunde desde el metal hacia la escoria (en forma de FeO), lo que disminuye la oxidabilidad del acero.

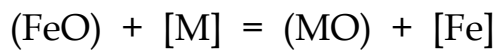
Para obtener la escoria se usan componentes formadores de escoria en correspondencia con el proceso debido a que las escorias ácidas destruyen los revestimientos básicos y viceversa; entonces cuando estamos en presencia de revestimientos básicos sólo se puede trabajar con una escoria básica y con el revestimiento ácido - escorias ácidas. La cantidad de escoria en los hornos de arco se encuentra en los límites del 3 - 5 % de la masa del acero o el hierro del horno.

Tiene gran importancia el conocimiento de la basicidad de la escoria (en los procesos básicos) y se debe controlar este parámetro, pues esta característica determina la capacidad de la escoria de extraer impurezas tales como el P y S, (Conejo y Torres, 1999). Otra característica importante de la escoria es su

grado de oxidación, por lo que se entiende como la capacidad de la escoria de transmitir el oxígeno al metal.

El oxígeno en muchos casos es necesario para oxidar las impurezas del baño metálico (por ejemplo el C), en otras ocasiones no es necesario el paso del oxígeno de la escoria al metal, es por eso que el grado de oxidación de la escoria se controla con gran exactitud.

El oxidante principal de la escoria es el óxido de hierro, por eso en la etapa de fusión (período de oxidación) donde deben oxidarse las impurezas, se agrega al baño metálico oxígeno puro, o mineral de hierro (este puede sustituirse por mineral de manganeso).



Cuando se necesita una escoria poco oxidante se tratan de eliminar de la misma estos óxidos (FeO) que son los encargados de pasar el oxígeno hacia el metal, en este caso el oxígeno se difunde en sentido contrario desde el metal hacia la escoria. La capacidad oxidante de una escoria es caracterizada por la actividad del óxido ferroso a (FeO).

Bajo escorias ácidas saturadas de sílice el grado de oxidación del metal es proporcional al contenido de los óxidos en la escoria:

$$L_o = [\text{O}] / [\text{FeO}]$$

es decir, si aumenta la cantidad de (FeO) aumentará la cantidad de O₂ en el metal.

Para las escorias básicas la actividad del óxido ferroso (FeO) se determina por la relación:

$$a(\text{FeO}) = \gamma_{\text{FeO}} (\text{FeO})$$

Donde: γ_{FeO} -Coeficiente de actividad y depende de muchas causas, pero fundamentalmente de la basicidad de la escoria. (figura 7).

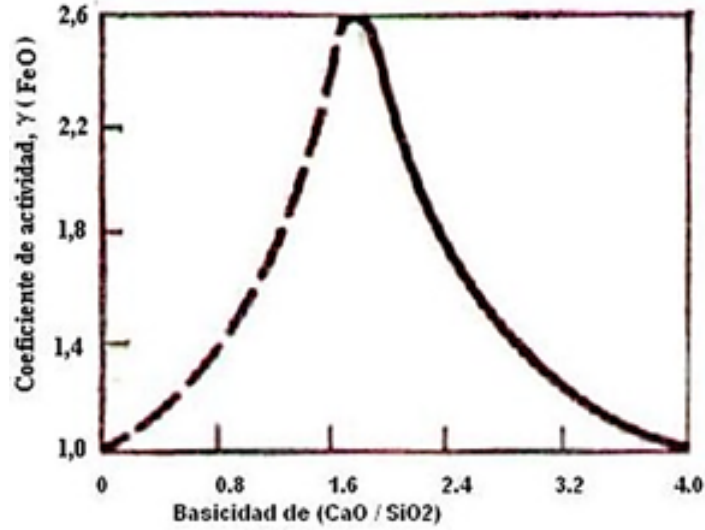


Figura 7. Variación del coeficiente de actividad del óxido de hierro en la escoria con su basicidad a 1600°C. Ilustración: Héctor Terán

El proceso de formación de la escoria transcurre en el tiempo. A medida que se forman los óxidos de las impurezas (SiO_2 , MnO , P_2O_5), se funden los pedazos del mineral de hierro y de cal cargados en la instalación, a los procesos de fusión los preceden los de la descomposición de los carbonatos e hidratos los cuales constituyen con frecuencia los materiales escorificantes, etc.

El consumo de estos materiales se calcula a partir de la composición de los materiales de la carga, los formadores de escoria y del tipo de escoria que se debe obtener.

La velocidad del paso de formación de escoria depende de la temperatura del baño, intensidad del mezclado, dimensiones de los pedazos de formadores de escoria, del orden de su carga, etc.

Propiedades de la escoria

Estas dependen de su composición y temperatura:

1. **Densidad**: Esta depende de la cantidad de óxidos “pesados” contenidos en la misma. (figura 8).

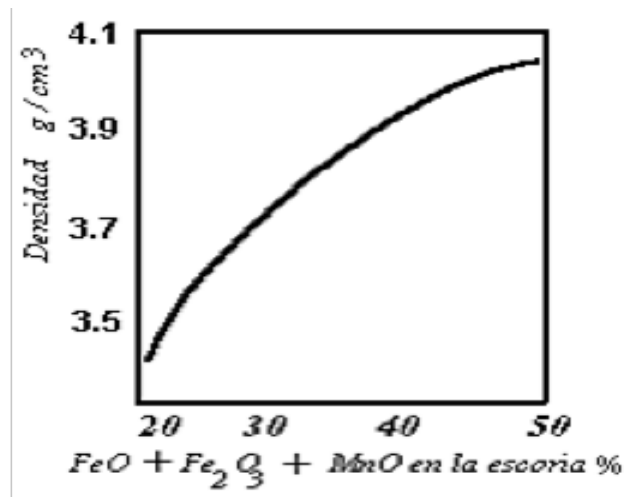


Figura 8. Dependencia entre la densidad de las escorias básicas y el contenido de los óxidos de hierro y manganeso. Ilustración: Héctor Terán

2. **Viscosidad:** Esta varía en función de la temperatura (figura 9), depende de la composición de la escoria, para la escoria ácida la viscosidad en dependencia de la temperatura varía de forma suave. Las escorias básicas tienen un corto intervalo en el cual pasa del estado líquido al sólido, la viscosidad de estas aumentan bruscamente con la disminución de la temperatura por debajo de 1 500 °C. La viscosidad de las escorias básicas dependen en alto grado del contenido de los componentes refractarios como el Cr_2O_3 y MgO

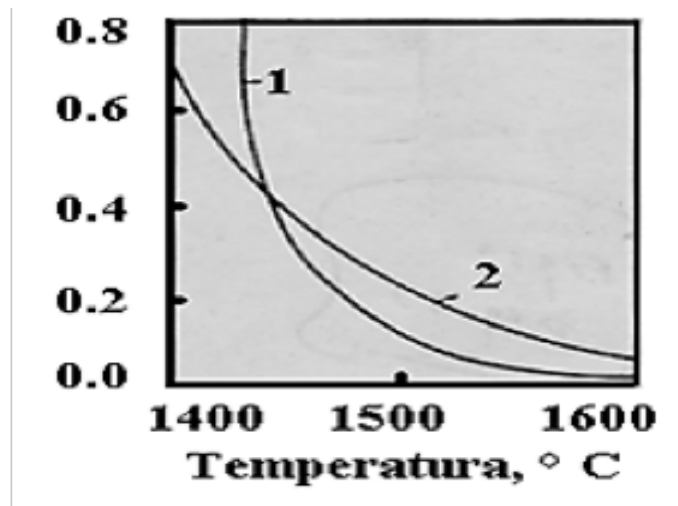


Figura 9. Dependencia entre la viscosidad de la escoria y la temperatura. Ilustración: Héctor Terán

1 - Escorias básicas.

2 - Escorias ácidas.

Mientras más heterogénea sea la escoria mayor será su viscosidad. Esta propiedad es importante, pues la velocidad de difusión del O_2 a través de la escoria depende de la viscosidad de la misma.

$$D \times h \approx Cte$$

Donde :

D : Velocidad de difusión del oxígeno a través de la escoria.

h : Viscosidad de la escoria.

La capacidad calorífica de las escorias depende de la composición y la temperatura y es de $[0,8 - 1,2 \text{ kJ} / (\text{kg} \times \text{K})]$; su conductividad eléctrica es mixta y se debe a la estructura iónica de las mismas, (Capodilupo, 1990).

La temperatura de fusión de la escoria es difícil de determinar, pues estas son multicomponentes. Como orientación se utilizan los diagramas de estado de los sistemas, lo que permite apreciar aproximadamente la temperatura de fusión de diferentes tipos de escorias.

Por ejemplo, el diagrama de estado $\text{CaO} - \text{Al}_2\text{O}_3$ (figura 10) muestra que al introducir bauxita (que contiene mucho Al_2O_3) la temperatura de fusión de la escoria disminuye considerablemente, reduce la viscosidad y aumentan la fluidez.

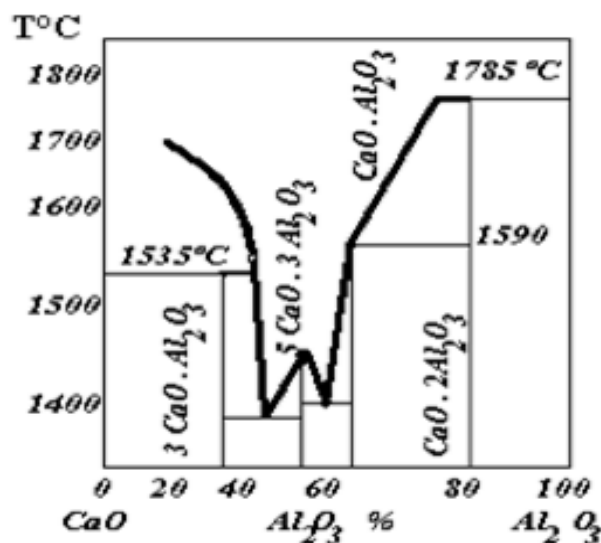


Figura 10. Diagrama de estado $\text{CaO}-\text{Al}_2\text{O}_3$.

Ilustración: Héctor Terán

Métodos para controlar la composición y las propiedades de la escoria

El método de mayor uso para controlar la escoria consiste en que con ayuda de la cuchara de muestreo especial se toman las muestras de escoria y se someten al sucesivo análisis químico o espectral. Como regla, se controla el contenido de FeO y MnO en la escoria. Además, en casos de necesidad, se determina el contenido de SiO_2 , CaO_2 , MgO , etc.

Una amplia difusión obtuvo el método de controlar la escoria según el aspecto exterior de la superficie y el carácter de fracturas de tortas de escoria, si en el horno se funde el acero de iguales marcas y la tecnología de fusión es estable, dicho control visual permite detectar con relativa facilidad la desviación, debido a alguna causa de la tecnología habitual. El grado de fluidez o la magnitud inversa a éste, viscosidad de la escoria y el metal, en particular, cuando la velocidad de todo el proceso determina la de difusión.

Cuanto menor es la viscosidad, tanto más intensivamente transcurre la difusión. No obstante, conociendo la composición de la escoria y su temperatura, no siempre se puede determinar correctamente su viscosidad ya que ésta en gran medida depende de la homogeneidad de la escoria. En muchos casos, durante la marcha de la fusión la escoria no es homogénea, puesto que contiene una cantidad notable de las partículas sólidas no disueltas de los óxidos de alta temperatura de fusión. Por eso, los conocimientos sobre la fluidez de la escoria son necesarios para obtener correctamente los procesos que transcurren en la escoria o en el sistema escoria - metal. Hay que tener en cuenta que la viscosidad de la escoria es corrientemente varias veces mayor que la del acero. Así, a temperaturas cerca de 1600°C la viscosidad del acero en dependencia de su composición oscila dentro de los límites de 0,002 a 0,06 Pa, mientras que la viscosidad de las escorias, incluso muy líquidas, constituye no menos de 0,02 Pa. La viscosidad de la escoria se determina con dispositivos especiales en las condiciones de laboratorio. Y en las condiciones de empresa durante la realización de las investigaciones se determina la fluidez de la escoria.

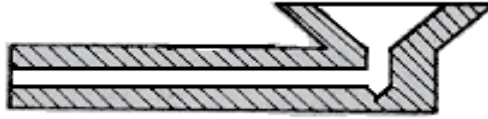


Figura 11. Viscosímetro para determinar la fluidez de la escoria.

Ilustración: Héctor Terán

En la figura 11 se muestra la estructura del aparato (el llamado viscosímetro de Herti) destinado para determinar la fluidez de la escoria en las condiciones del taller. Con ayuda de la cuchara de muestreo de la instalación para fundir el acero se saca una pequeña porción de la escoria y se vierte en la tolva receptora del viscosímetro desmontable fabricado de acero. Cuanto mayor sea la fluidez tanto mayor la penetración de la escoria a través del canal. (la fluidez de la escoria con frecuencia se mide en mm). La viscosidad de la escoria también se puede medir directamente en el horno con la ayuda de equipos especiales.

La viscosidad de las escorias básicas disminuye con la presencia de Al_2O_3 ; CaF_2 y Na_2O y aumenta con la presencia de CaO y Cr_2O_3 (ya que son poco fusibles). El desplazamiento de la escoria en el viscosímetro demuestra que al aumentar la basicidad, la fluidez de la escoria disminuye, (ver figura 12).

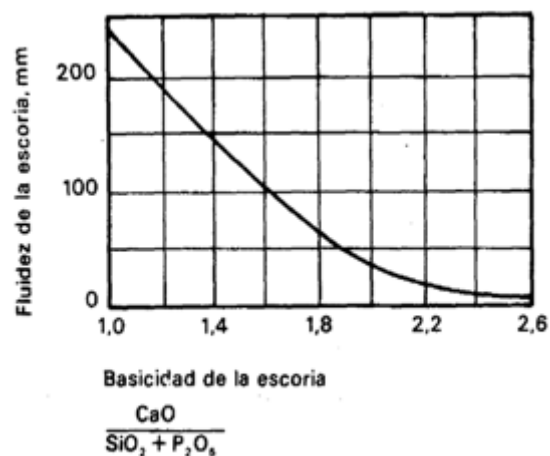


Figura 12. Dependencia de la fluidez al aumentar la basicidad de la escoria.

Ilustración: Héctor Terán

En la escoria básica el componente fundamental es el óxido de calcio, éste determina su viscosidad (el MgO y MnO influyen sobre la viscosidad de la escoria básica, en condiciones análogas al óxido de calcio).

Cuando comienza a aumentar el contenido de CaO, se produce la separación del calcio y el oxígeno ($\text{CaO} \rightleftharpoons \text{Ca}^{2+} + \text{O}^{2-}$), aumenta así el contenido de aniones de oxígeno, y este oxígeno se combina con el silicio ($\text{Si}_2\text{O}_7^{6-} + \text{O}^{2-} = 2\text{SiO}_4^{4-}$), la partícula SiO_4^{4-} es más pequeña que $\text{Si}_2\text{O}_7^{6-}$. Además, tiene menor carga eléctrica, esto reducirá la viscosidad,

Existen valores de CaO para los cuales comienza a reducirse el valor de la viscosidad, pero llega el momento en que todos los aniones de silicio se han modificado, y al seguir aumentando la cantidad de CaO, comienza a crecer la viscosidad debido a la formación de cristales de dicho óxido, o de compuestos estables que influyen sobre la fluidez, (McKaula, 1991).

Para obtener baja viscosidad, la suma de los contenidos de CaO, MgO y MnO, debe encontrarse en los límites de 60-63 %. Su aumento trae consigo una elevada viscosidad.

1.7 Características comunes de los procesos de fusión del acero

Las etapas básicas de estos procesos son:

- a) Reparación del horno
- b) Introducción de la carga
- c) Fusión
- d) Período de oxidación
- e) Período de reducción
- f) Extracción del acero (vertido en la cazuela).
- g) Reparación del horno

Reparación del horno.

Es una reparación parcial del revestimiento en la solera, paredes del horno y la piqueta, inmediatamente después de eliminado el acero y la escoria del horno. A veces estas operaciones se denominan "reparación en caliente".

Antes de realizar esta operación se debe sacar el metal y la escoria del horno, particularmente en las partes donde se ha destruido el revestimiento.

Con este objetivo se usan instrumentos especiales, luego la zona dañada se rellena con una mezcla de la misma composición que la usada para el piso (tabla 21). La mezcla se introduce en el horno, ya sea con una pala o con una máquina revestidora (figura 66). El tiempo y el esfuerzo de esta reparación determinan la fiabilidad del piso y paredes del horno.

Introducción de la carga.

Después de la reparación se realiza la carga del horno, ésta se introduce por medio de un recipiente especial (cubeta de carga), para ello la bóveda se abre dejando libre la zona de fusión. La composición de la carga se determina por medio de los cálculos (cuando se funde el acero al carbono la carga contiene de 55 - 65 % de chatarra de acero, 37 - 42 % retorno de la propia producción, 2 - 3 % a veces hasta 10 % de arrabio). El orden óptimo de la carga se puede considerar el siguiente:

En el fondo se introduce la mitad de la carga pequeña, sobre éstas y directamente bajo los electrodos se coloca la carga grande, cerca de la pendiente del horno y sobre la carga de grandes dimensiones se coloca la carga mediana y sobre esta se coloca la otra mitad de la carga pequeña, (Samón, 2012).

En la parte más alta de la carga se coloca el arrabio, y para facilitar el quemado bajo los electrodos se colocan pedazos grandes de coque. Antes de la introducción de la carga los componentes de la misma deben ser pesados. Además, en los hornos con revestimiento básico, en la carga se introduce cerca del 3 % de CaO y 2 % del mineral de hierro o de manganeso (en dependencia de la masa de la carga). De acuerdo con las condiciones del revestimiento en el fondo del horno o encima de la parte pequeña de la carga se introduce el CaO y el mineral de hierro o manganeso. Cuando se funde en hornos con revestimientos ácidos los formadores de escoria no se introducen en el horno conjuntamente con la carga metálica.

Al preparar la carga es preferible introducirla toda en una sola porción, si se hace esto, no se da la posibilidad de que exista irregularidad en la carga, causada por una segunda carga.

Si se evita introducir la carga en más de una porción se disminuye el gasto de energía aumentando la productividad.

Después de determinada la carga y colocada la bóveda en su lugar, se bajan los electrodos y se conecta la corriente y comienza el período de fusión.

Período de fusión (derretido)

Bajo la acción del arco, la carga que se encuentra bajo los electrodos se funde y éstos bajan lentamente, formando en la carga un pozo con un diámetro mayor del 40 - 70 % que el diámetro de los electrodos. Los pedazos de carga que permanecen sin fundirse en la pendiente del horno se empujan hacia el baño del metal líquido.

Para la formación de los pozos bajo los electrodos (comienzo de la fusión) se utilizan voltajes a baja potencia; para que la radiación del arco eléctrico no dañe la bóveda (ya que la temperatura del arco alcanza de 3 000 a 4 000 °C); una vez formado el pozo se comienza a trabajar a mayor potencia y mayor longitud del arco, lo que disminuye el tiempo de fusión. Al final de la fusión se disminuye la potencia y se acorta la longitud del arco.

Para disminuir el tiempo de fusión existen varios métodos como son: el uso de transformadores de alta potencia, calentar la carga antes de introducirse en el horno, calentamiento de la carga por medio de quemadores, a través de la boca de carga o de un orificio en la bóveda del horno, introducción de oxígeno en el metal después de fundida una parte de la carga (se usan tubos de acero entre 12 - 15 mm, revestidos con una masa refractaria o tubos de chamota, el O_2 se introduce bajo una presión de 300 - 1 200 kPa ó 3 - 12 atm). El oxígeno se suministra a través de tubos revestidos a la boca de carga, así como mediante una tobera, que se introduce en el horno desde arriba a través de un orificio en la bóveda, como resultado de las reacciones exotérmicas de oxidación de impurezas y del hierro, se desprende adicionalmente una gran cantidad de calor, el cual calienta la carga y acelera su completa fusión.

Actualmente la utilización del arco largo y de la técnica de la escoria espumosa, ha permitido operar a tensiones eléctricas más elevadas e intensidades más reducidas en el circuito secundario, así como el empleo de la metalurgia secundaria ha supuesto una nueva reducción del tiempo de colada.

Cuando se funde en hornos ácidos los formadores de escoria (arena de cuarzo, mezcla de moldeo de retorno, pedazos de chamota, etc.), se introducen en el horno cuando aparece la aleación líquida en los pozos formados y termina su introducción una vez fundido el metal.

En el período de fusión y calentamiento, ocurren procesos intensivos de oxidación con la presencia del oxígeno de la atmósfera, formándose una capa de óxido sobre el metal debido al oxígeno que se encuentra en el mineral de hierro, el de manganeso, o al oxígeno técnico que se introduce en el metal líquido.

Las reacciones de oxidación de los elementos con ayuda del oxígeno tienen la forma siguiente: si el elemento o la aleación existe en el metal se representa así [E], si es la escoria (E1), si es en la fase gaseosa {E2} y si es en el revestimiento <E3>.



Los productos obtenidos en las reacciones de oxidación junto con los elementos introducidos en el horno y los formadores de escoria fundidos, forman la escoria. Si esta escoria recubre el metal fundido completamente, entonces esta aísla al acero del contacto con la atmósfera del horno.

Entonces si no se sopla el horno con oxígeno puro, los procesos de oxidación de las impurezas ocurren según el siguiente esquema (figura 13)

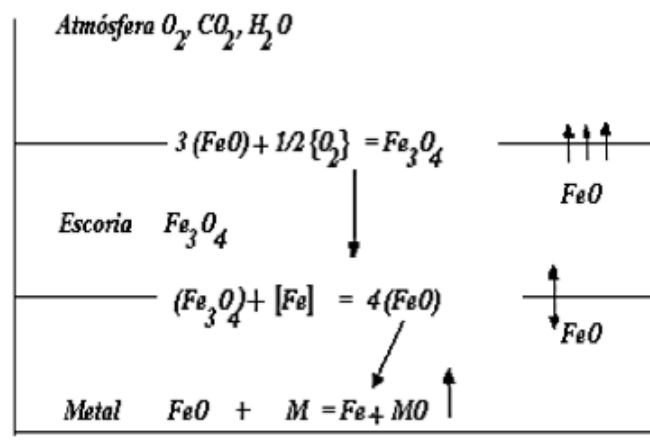
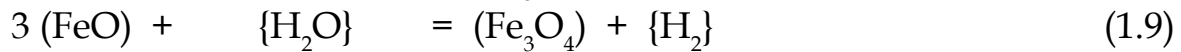
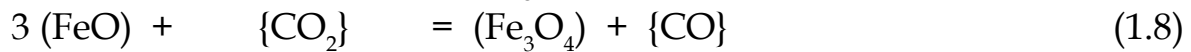
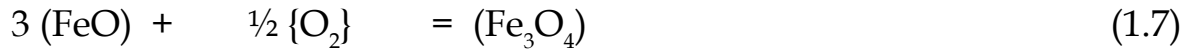


Figura 13. Proceso de oxidación de las impurezas. Ilustración: Héctor Terán

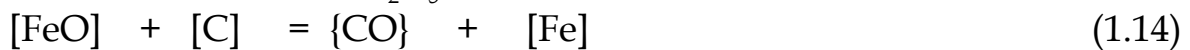
El óxido de hierro presente en la escoria, (en la frontera de contacto escoria - atmósfera del horno) interacciona con el O_2 ; CO_2 ; H_2O que se encuentra en la atmósfera del horno y se oxida hasta Fe_3O_4 .



La reacción básica del proceso es la (1.7) donde se forma Fe_3O_4 , el cual pasa a la escoria hasta la frontera de contacto escoria - metal y aquí interacciona con el Fe según las reacciones:



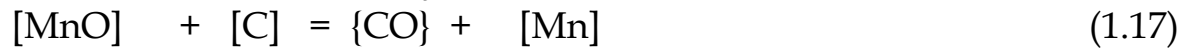
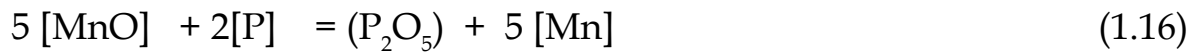
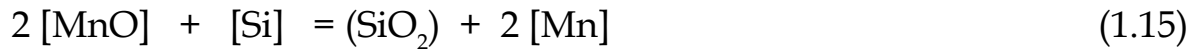
El FeO formado pasa una parte para la escoria y la otra pasa al metal, donde ocurren las siguientes reacciones de oxidación de las impurezas



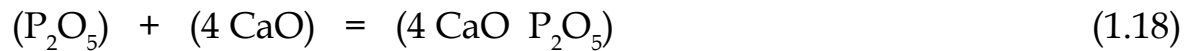
Si en este período se sopla oxígeno a la aleación, además de las reacciones desde la (1.11) a (1.14), también ocurren las reacciones (1.2) - (1.6) además el FeO que se forma en el acero por la reacción (1.2) interviene activamente en las reacciones (1.11) - (1.14). Si en la composición de la escoria hay presencia de mineral hierro o de manganeso, en este caso en la escoria se formará una gran cantidad de (FeO) ó (MnO), debido a esto la relación de equilibrio $L [O] = (FeO)$, donde:

Coefficiente de distribución) se rompe cuando $((FeO) > L [O])$ y el (FeO) ó (MnO) comienza a pasar desde la escoria hacia el acero con el desarrollo de las últimas reacciones (1.11) - (1.14).

Si en la escoria existe mineral manganeso, entonces al este pasar al metal la reacción del metal de las impurezas del acero tienen la siguiente forma:

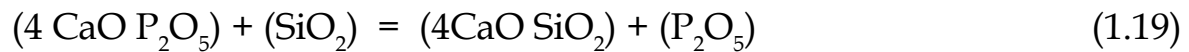


Si la fusión se realiza mediante un proceso básico (con alta concentración de CaO en la escoria), durante el período de fusión en la escoria ocurre la reacción :



El óxido formado ($4 \text{CaO P}_2\text{O}_5$) se nombra fosfato de calcio y es estable a bajas temperaturas, (porque enlaza fuertemente el fósforo); es decir, en hornos básicos ya en el período de derretido comienza la desfosforación del acero.

Cuando se trabaja con escorias ácidas de gran concentración de SiO_2 , el fosfato de calcio no existe, pues se desarrolla la reacción:



Con el subsiguiente paso del fósforo de nuevo al acero. Es por eso que la desfosforación no es posible bajo escorias ácidas.

El desarrollo de las reacciones de oxidación en el período de derretido (ver reacción (1.2) - (1.6); (1.11) - (1.17)) traen como consecuencia la oxidación (pérdida) del Si, Mn, Fe, C, P y otros elementos. Además en la zona del arco eléctrico se gasifica del 2 - 3 % del metal (principalmente del Fe). Los gases de hierro se oxidan en contacto con el O_2 de la atmósfera, un humo color marrón oscuro, comienza a formarse.

Cuando se funde en hornos con revestimiento ácido, a veces en el período de derretido se observa el desprendimiento de humo blanco. Esto significa que en la región de acción de los arcos eléctricos ocurre una reducción térmica del silicio (SiO_2) que conforma el revestimiento de la solera del horno y su gasificación, lo que no se debe permitir. En ese caso se debe apagar el horno y colocar bajo los electrodos pedazos grandes de cargas y formadores de escoria y luego continuar la fusión.

Si en el horno se forma un puente de metal sólido por encima del baño líquido es necesario destruirlo con el uso de oxígeno. En el caso contrario el acero líquido que se encuentra debajo del puente se puede recalentar grandemente (debido a que el puente aísla el metal de la atmósfera y no existe pérdida de calor), lo que puede provocar la fusión y rotura del revestimiento.

Período de oxidación

El período de oxidación comienza una vez realizado el derretido. La función de este período consiste en la disminución de la concentración de fósforo por debajo de los límites permitidos (desfosforación del acero), oxidación del carbono con la consiguiente ebullición del acero y disminución de la concentración de H_2 y N_2 en el acero.

El orden de dichas reacciones químicas para la formación del fosfato de calcio ($4 CaO P_2O_5$) es el siguiente:



La reacción sumatoria tiene la siguiente forma:

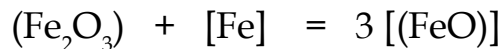


La suma del efecto térmico de esta reacción es positiva y por lo tanto, en correspondencia con el principio de Le - Chatelier, cuando disminuye la temperatura esta se dirige hacia la formación de fosfato de calcio y cuando aumenta la temperatura cambia esta dirección en sentido contrario y se dirige hacia el lado del metal, pasando el fósforo de nuevo al acero, (Beslik, 1988).

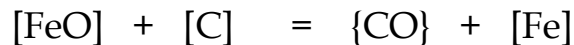
A partir de esto se llega a la conclusión de que la desfosforación es posible a bajas temperaturas (período de fusión y comienzo de la oxidación). Además, si analizamos la fórmula (5.20) deducimos que, además de bajas temperaturas, también es necesario gran concentración de FeO y CaO en la escoria, es decir, una escoria lo suficientemente básica y oxidante. En

dependencia con la ley de distribución $L = (P_2O_5) / [P_2O_5] = \text{Const.}$ Es decir, el aumento de (P_2O_5) en la escoria disminuye la posibilidad del paso del $[P_2O_5]$ del metal a la escoria. A partir de esto se deduce que para que ocurra la desfosforación es necesario disminuir la concentración de P_2O_5 en la escoria, esto se logra mediante la extracción periódica de la escoria del horno, logrando una nueva escoria con baja cantidad de P_2O_5 .

Teniendo en cuenta lo anteriormente planteado, cuando es necesario la desfosforación del acero (proceso básico), la escoria primaria que se obtiene después del derretido y que contiene gran cantidad de fósforo (P_2O_5 hasta 1,5 %), el cual pasa hacia ésta desde el acero; se elimina del horno en un 60 - 70 % y se introduce una nueva escoria con contenido de cal, pedazos de chamota (para su oxidación), bauxita y/o espato flúor. Los elementos para esta nueva escoria se introducen en pequeñas porciones (hasta 0,2 - 0,5% de la masa del acero). Luego continúan ocurriendo las reacciones de desfosforación anteriores y el metal se recalienta. El mineral de hierro o manganeso que se da a la escoria interacciona con el hierro en el nivel de contacto de la escoria con el metal.



El óxido de hierro formado FeO en correspondencia con la ley de distribución pasa una parte al acero y en este (cuando la concentración de FeO es superior al equilibrio) ocurren las reacciones (1.11) - (1.19) (cuando se introduce el mineral Mn ocurren las reacciones (1.15) - (1.17)). Si la temperatura del acero es mayor de 1550 °C entonces en gran escala ocurre la reacción de descarburación.



Esta es una reacción endotérmica, y por eso ocurre de forma más activa a altas temperaturas. El carácter endotérmico de la reacción determina la necesidad de introducir el mineral hierro (o Mn ocurriendo la reacción (1.17)) en porciones pequeñas para disminuir poco la temperatura.

La reacción de oxidación del carbono ocurre en la frontera metal - revestimiento, metal - escoria y metal - inclusiones no metálicas (en el

volumen del acero). Las burbujas de CO atraviesan el espesor de la masa de acero líquido produciendo el efecto de ebullición del mismo, este período se nombra período de “ebullición”.

Se debe entender que el acero en realidad no ebulle (su temperatura de ebullición es aproximadamente 3 000 °C) y este efecto se produce por las burbujas de CO. La velocidad de oxidación en este período es de 0, 2 - 0, 3 % C/h sin introducir mineral hierro o Mn en la escoria y de 0, 3 - 0, 6 % C/h cuando se introduce mineral hierro o Mn en la escoria.

Cuando la escoria es básica, el período de ebullición produce el espumeo de la escoria, la cual se puede eliminar del horno con la inclinación del mismo hacia la ventana de trabajo. A medida que se elimina la escoria del horno en este se introducen nuevos formadores de escoria y mineral hierro ó Mn, todo esto permite la eliminación más fácil del fósforo del acero. Además si la basicidad de la escoria es de 5, 5 - 5, 8 entonces en el período de oxidación se puede eliminar del 40 - 60 % del azufre (pues este se combina con Ca y se forma CaS) y gran cantidad de carbono (por medio de la ebullición) las burbujas de CO que se forman por la oxidación del carbono provocan la limpieza del acero de las inclusiones no metálicas del H₂ y N₂.

Las inclusiones no metálicas se introducen dentro de las burbujas debido a que la presión parcial dentro de las mismas es igual a cero, eliminándose junto con las burbujas hacia la escoria, (Shukobki, 1984) .

Para intensificar los procesos del período de oxidación en muchos casos se introduce oxígeno técnico a través de una tubería de acero revestida. En este caso la oxidación de las impurezas ocurrirá por medio de las reacciones (1.2 - 1.6) y así, debido a la formación ininterrumpida de FeO, por medio de las reacciones 1.11 - 1.14, la velocidad de oxidación del carbono con el uso de oxígeno es de 0, 04 - 0, 05 % C/min. (Cuando se usa mineral de hierro la velocidad de oxidación es menor o sea de 0, 004 - 0, 006 % C/min).

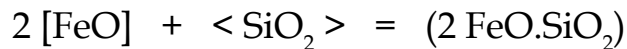
La etapa final del período de oxidación se denomina ebullición pura y ocurre sin la introducción de ningún tipo de aditivo (es decir, la ebullición ocurre debido al [FeO] existente en el acero). Este período dura aproximadamente 10 - 20 minutos. Durante la ebullición ocurre la homogeneización de la temperatura y composición química de la aleación.

En los hornos ácidos el proceso común de desfosforación no ocurre

durante el período de oxidación, y la ebullición ocurre con todos sus fenómenos característicos.

El tiempo real del período de oxidación se determina por el tiempo necesario para obtener la cantidad de carbono y fósforo exigida (en el básico) y sólo la cantidad de carbono (en el ácido). Generalmente su duración oscila entre 15 - 90 minutos., (Shukobki, 1984).

En los hornos con revestimiento ácido y de alta concentración de FeO en el metal hay tendencia a la destrucción del revestimiento de la solera, producto de la reacción.

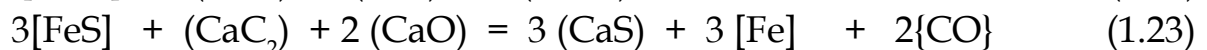
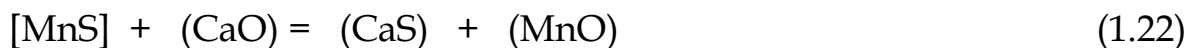


El período de oxidación por lo general se termina con la eliminación de la escoria oxidante del horno; es decir, una escoria con alto contenido de (FeO).

Período de reducción

El período de reducción comienza después de eliminada la escoria oxidante, su principal función consiste en la disminución de la concentración de azufre, oxígeno, lograr la composición química y la temperatura necesaria en el acero.

Las reacciones básicas que garantizan la eliminación del azufre en forma de un enlace estable térmicamente e insoluble en el acero son las siguientes:



Para que ocurran estas reacciones es necesario alta temperatura.

Al final de la ebullición en el acero queda una concentración de O_2 en equilibrio o superior a la de equilibrio. Esta concentración sobrante se determina generalmente en dependencia de la concentración del carbono en el acero y se puede determinar por la relación (a temperatura cerca de 1 600 °C).

$$[\% \text{ C}] \cdot [\% \text{ O}] = 0,00275 + 0,00764 [\% \text{ C}] \quad (1.25)$$

Además, la concentración de O_2 en el acero dependerá de un porcentaje de FeO en la escoria.

$$[\text{O}] \text{ R} = \text{Lo} \cdot (\text{FeO}) \quad (1.26)$$

Donde :

$[\text{O}] \text{ R}$ - concentración de oxígeno en el metal con una concentración dada de (FeO) en la escoria.

Lo - coeficiente de distribución entre el metal y la escoria.

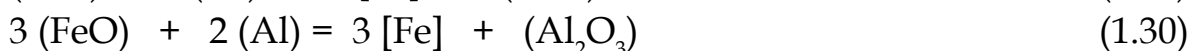
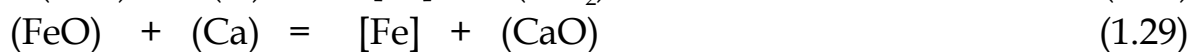
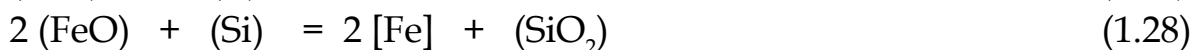
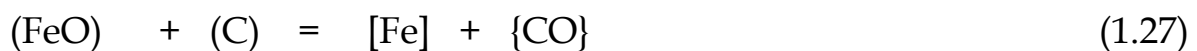
La concentración del oxígeno se puede determinar de forma factible por las condiciones 1.25 - 1.26 y éstas al principio del período de reducción se pueden considerar grandes, lo que no permite obtener piezas de calidad, sin sopladuras ni inclusiones no metálicas. Esto determina la necesidad de realizar la desoxidación, es decir, eliminar la mayor parte del oxígeno presente en el acero en solución (la cantidad $[\text{O}] \text{ R}$ que se determina por medio de la ecuación 1.25) y en forma de $[\text{FeO}]$ (la cantidad de oxígeno que supera a la $[\text{O}] \text{ R}$). En los casos más comunes en el período de reducción se usan las siguientes variantes básicas de desoxidación del acero: por precipitación, por difusión y por precipitación - difusión.

Durante la desoxidación por precipitación se introducen elementos que tienen mayor afinidad con el oxígeno que el hierro, los cuales forman con el oxígeno un enlace que se separa fácilmente del metal (los mejores enlaces son los gaseosos, entre los que tenemos: Mn, Si, Al, Ti, Zr y otros), los cuales forman óxidos tipo MnO , SiO_2 , Al_2O_3 , TiO_2 , ZrO_2 , gran parte de estos se eliminan con la escoria y la otra parte queda en el metal.

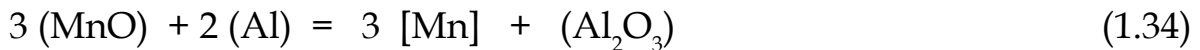
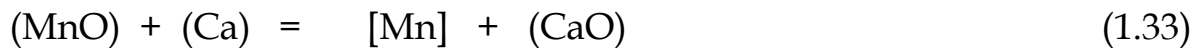
La base de la desoxidación por difusión consiste en el principio que nos presenta la ecuación 1.26. Si se dan las condiciones que $[\text{O}] \text{ R} > \text{Lo} \cdot (\text{FeO})$, entonces comienza el paso del oxígeno (en forma de FeO) desde el metal hacia la escoria. Esto ocurre cuando se logra una escoria con poca concentración de FeO (generalmente 1 %). Al ocurrir esto, los productos de la interacción con el oxígeno (los óxidos que se forman SiO_2 , MnO) se forman en la escoria y por lo tanto se logra un metal más limpio de inclusiones metálicas. Sin embargo, éste método exige mucha pérdida de tiempo, en comparación con la desoxidación por precipitación. Cuando ocurre la desoxidación por precipitación - difusión ambos procesos se entrecruzan.

El análisis de las condiciones de desulfuración (1.21 - 1.24) y de la desoxidación por difusión del acero demuestran que para que ocurran estos procesos es necesario una escoria con alta concentración de CaO y bajo FeO y MnO; es decir, se necesita una escoria básica (y un revestimiento básico). En la práctica se usan dos variantes de fusión en los hornos básicos: bajo escoria blanca y bajo escoria calbídrica. En ambos casos una vez ocurrido el período de oxidación y eliminada una parte de la escoria oxidante, en el acero se introduce FeMn, a veces en lugar de FeSi y FeMn se le introduce SiMn, o también 0,03 - 0,1 % Al, los cuales en forma de pequeños lingotes son introducidos en el horno. Estos elementos se introducen con el objetivo de realizar una desoxidación complementaria en el horno y disminuir la concentración de [FeO], acortar la subsiguiente oxidación del carbono por medio de la ebullición y fijar su concentración a un nivel determinado. Luego (a veces al mismo tiempo se realiza la desoxidación, la cual en el caso dado es por precipitado), se determina la concentración de carbono por medio de una previa y según la necesidad (bajo % de C) se realiza la recarburación del acero. Para hacer esto al metal se le introducen pedazos de electrodos o coque y se mezcla la aleación. Después comienza el período de reducción.

Al realizar la fusión bajo escoria blanca en el horno se introduce 3 - 5 % (de la masa total de acero en el horno) de mezcla formadora de escoria, la cual generalmente está compuesta de cal, espatoflúor y pedazos de chamota en proporción 5:1:1. La fusión de la mezcla se realiza en el escalón medio de voltaje y luego se trabaja en el escalón bajo (sino se le introduce al acero gran cantidad de elementos aleantes). Cuando la escoria se funde al principio se trabaja con polvo de coque y luego se introduce una mezcla formada por polvo de coque y FeSi 75 % en trozos según los cálculos se introducen 10 kg de esta mezcla por 1 t. de acero). A veces se introduce polvo sílico - calcio y aluminio. Los elementos introducidos a la escoria (C, Si, Ca, Al) producen la desoxidación de la misma según las reacciones:



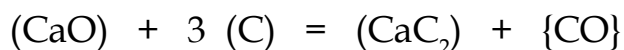
Si aún en la escoria hay presencia de MnO, entonces al mismo tiempo ocurren las reacciones de reducción del Mn con el paso del mismo al acero.



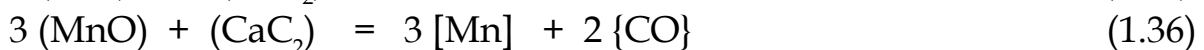
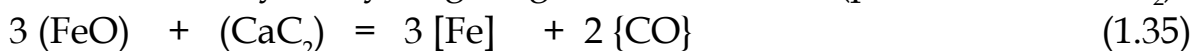
Como resultado de las reacciones 1.27 - 1.30 y 1.31 - 1.34 la escoria se desoxida y la concentración de FeO en el horno disminuye hasta 0,5 - 1,5 % (la concentración de MnO disminuye de forma análoga), la basicidad de la escoria es alta ($\text{CaO}/\text{SiO}_2 = 2,5 - 3,3$).

El metal se mantiene bajo esta escoria durante 30 - 60 min, garantizando un alto valor de desulfuración (ocurriendo las reacciones 1.21, 1.22) y la desoxidación por difusión. Después de extraída esta escoria y enfriada al aire, la misma se convierte en un polvo blanco, de aquí su nombre "escoria blanca", (Palacios, 1998).

Si la fusión en el horno básico se realiza bajo escoria calbídrica, las reacciones anteriores se mantienen de forma análoga, pero para la formación de la nueva escoria se introduce una mezcla compuesta por 80 % de CaO y 20 % de CaF_2 (espatoflúor). A la escoria formada se le introducen pedazos de coque en una cantidad de 0,6 - 0,8 % de la masa del acero en el horno, los que se distribuyen uniformemente por la superficie de ésta. Luego, se cierra herméticamente el horno y en la zona de acción de los arcos eléctricos (a altas temperaturas ocurren ante todo las reacciones de formación del carburo de calcio CaC_2).



En lo siguiente el proceso de desulfuración ocurre por medio de las reacciones 1.23, 1.24 y el proceso de desoxidación de la escoria ocurre según las reacciones 1.25 y 1.29 y luego según las reacciones (por medio de CaC_2).



Durante el período de reducción según la tecnología anterior, se normaliza la composición química del acero y se aumenta la temperatura

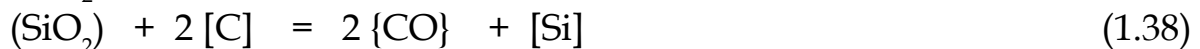
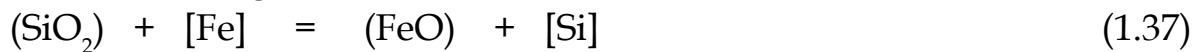
según las exigencias del metal.

La atmósfera reductora del horno (con el CO expulsado, según las reacciones de desoxidación) posibilita una mayor calidad del metal en este período.

Cuando el período de reducción ocurre bajo escoria ácida (la cual presenta baja basicidad), la desulfuración del acero no es posible. En este caso el período de reducción se realiza de dos formas: activo y sílico reductor.

El método activo se realiza con la adición al horno de una escoria líquida - fluida que contiene 45 - 55 % SiO_2 y 10 - 20 % CaO (para aumentar la fluidez de la escoria en el horno se introducen aditivos de CaCO_3 y CaO y en calidad de la composición básica se usa arena de cuarzo o pedazos de chamota). Luego se introduce al horno FeSi 45 y FeMn 75 (a veces no se introduce FeMn).

Por el método de escoria sílico - reductora se introduce arena de cuarzo, pedazos de chamota y poca cantidad de CaO ó CaCO_3 . Después de calentado el acero bajo esta escoria, ésta se hace menos fluida con la adición de arena de cuarzo, aumentando la concentración de SiO_2 hasta 60 - 65 % en la escoria, comenzando las siguientes reacciones a altas temperaturas: (Stepheni, 1992).



En estas reacciones no sólo participa el SiO_2 de la escoria, sino el SiO_2 del revestimiento. Durante la reacción 1.38 ocurre la oxidación del carbono en el acero, es decir, ocurre la pérdida de carbono.

El silicio reducido por esta reacción pasa al acero (su velocidad de reducción ocurre en los límites 0,4 - 0,8 % / h) desoxidando el mismo. A medida que aumenta la concentración de Si en el acero entre los límites 0,18 - 0,25 % se introduce al horno FeSi y FeMn para obtener la cantidad de estos elementos según la composición química prefijada (a veces no se introduce FeMn en el horno).

En todos los casos durante el período de reducción el acero no ebulle, los gases no se eliminan del mismo y el acero absorbe hidrógeno y nitrógeno de la atmósfera del horno. Debido a la disociación de las moléculas de N_2 y H_2 , en la zona de acción de los arcos eléctricos se intensifican estos procesos, pues en estado atómico estos gases se disuelven muy rápidamente. Debido

a que las escorias básicas son más permeables que las ácidas, la absorción de gases en la escoria básica ocurre más rápido que en la ácida. En la medida que aumenta el tiempo del período de reducción, la asimilación de gases por el acero aumenta. Debido a esto la duración del período de reducción debe ser el mínimo posible.

Extracción del acero (vertido en la cazuela)

Después del período de reducción se realiza el vertido del metal desde el horno a la cazuela, realizando la desoxidación final en la misma. Para verter el acero en la cazuela ésta debe ser previamente calentada desde 800 - 900 °C.

Cuando se funde en hornos con revestimiento básico el metal debe ser sacado junto con la escoria. Esto facilita que en la cazuela ocurra un mezclado intensivo y una desulfuración complementaria.

Si se funde en hornos ácidos antes de sacar la escoria cerca de la piquera de vertido (en la parte superior) se coloca una masa de arena de cuarzo, luego se inclina rápidamente el horno, el metal pasa por debajo de la masa de arena de cuarzo y la escoria queda atrapada dentro del horno, luego ésta se saca último. Después de sacado el metal el espesor de la capa recubridora de escoria debe ser de 100 - 150 mm, (McKaula, 1991).

Si el FeMn no se introduce al horno, entonces éste se coloca en el fondo de la cazuela calentándose junto con ella hasta 800 - 900 °C. La introducción del FeMn a la cazuela disminuye sus pérdidas desde 30 - 45 % hasta 8 - 15 %.

La desoxidación final del acero se realiza en la cazuela. El caso más frecuente es el uso de aluminio, el cual se introduce en cantidad de 0,1 - 0,2 % de la masa total del acero en la cazuela, (Morrall, 1985).

1.7 Métodos de desoxidación

En la práctica se usan los siguientes métodos de desoxidación del acero con el aluminio.

1 - El aluminio en forma de pedazos se introduce en la cazuela cuando ésta está llena de metal o a una altura cerca de $\frac{1}{4}$ de su altura total.(figura 14).

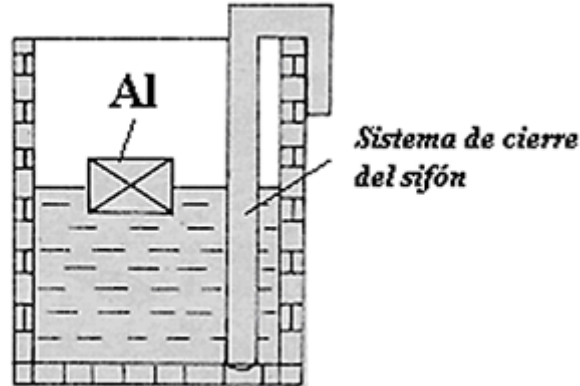


Figura 14. Desoxidación con tochos de aluminio(Al).
Ilustración: Héctor Terán

2 - Se coloca un pequeño lingote fijado al extremo de una barra de acero, (figura 15) éste se introduce en el flujo de metal al salir del horno hacia la cazuela, el contacto acero-aluminio provoca la disolución de este (Al), facilitando la desoxidación.

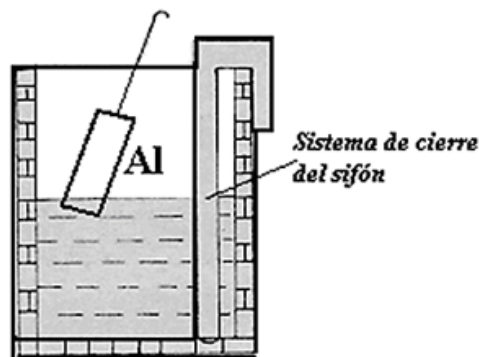


Figura 15. Desoxidación con lingote de Al fijado al extremo de una barra de acero.
Ilustración: Héctor Terán

3 - Sobre la piquera del horno se suelda al cuerpo del mismo un buje de acero por el cual pasa un eje del mismo material, al final del cual va fijada una barra de aluminio, la que cae directamente sobre la piquera de vertido, en el extremo superior del eje se coloca una carga; cuando el metal sale del horno se pone en contacto con el aluminio disolviéndolo, provocando la desoxidación. A medida que van disminuyendo las dimensiones de la barra

de aluminio la carga va empujando la barra de aluminio hacia abajo (figura 16), (McKaula, 1991).

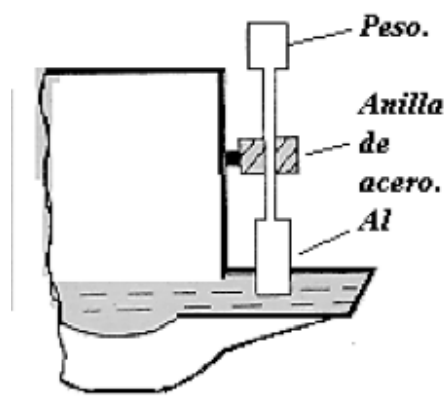


Figura 16 Desoxidación con lingote de aluminio colocado en la piqueta del horno.

Ilustración: Héctor Terán

4 - El aluminio en forma de un aro se introduce en el sistema de sifón, donde se funde y diluye mediante el contacto con el acero ascendente en la cazuela (figura 17).

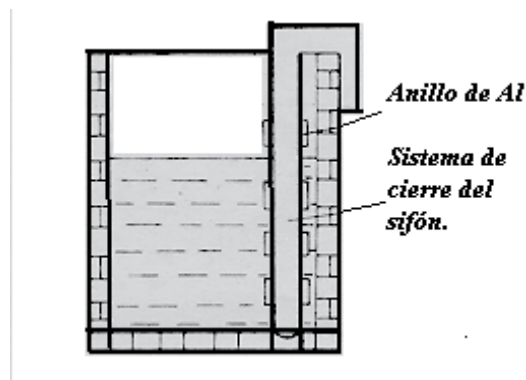


Figura 17. Desoxidación con anillos de Al fijados al sistema de sifón.

Ilustración: Héctor Terán

5 - El aluminio en forma de una o varias barras se fija en la cazuela (dentro de ella), el cual se va fundiendo y diluyendo mediante el contacto con el acero ascendente dentro de ésta. El método más óptimo es precisamente este último, pues posibilita un gasto mínimo de aluminio (figura 18)

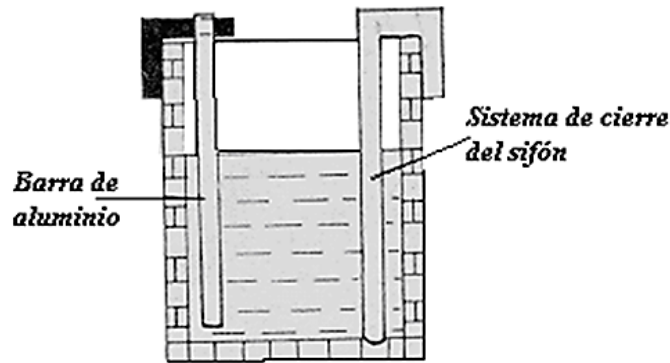


Figura 18. Desoxidación con una barra de Al fijada a la cazuela de vertido.
Ilustración: Héctor Terán

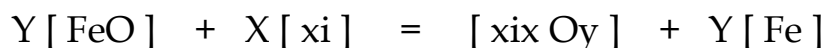
Frecuentemente una parte del aluminio se introduce en el acero del horno (con una proporción de $\frac{1}{4}$ de su cantidad total) mediante una barra metálica rodeada de material refractario (el aluminio es colocado al final de la barra) y la parte restante se entrega según uno de los métodos descritos anteriormente en la cazuela. El contenido de aluminio residual en el acero debe fluctuar dentro de los límites de 0,02 - 0,08 %. Cuando su contenido es menor del 0,02 %, frecuentemente las piezas fundidas presentan porosidad y el nivel de propiedades plásticas (ψ , δ) y de resiliencia es bajo (debido a que en este caso los sulfuros de Mn e Fe aparecen distribuidos en forma de placas entre los granos). Si el contenido de aluminio en el acero sobrepasa el 0,08 %, entonces el acero presentará gran cantidad de óxidos de aluminio (Al_2O_3), los que presentan una distribución intergranular disminuyendo el ψ , δ , K C V.

En los últimos tiempos para la desoxidación definitiva se utilizan con mayor frecuencia los aditivos complejos, los que con excepción del aluminio, contiene sustancias alcalino - térreas (Ba, Ca, Mg, Sr), tierras raras (MTR) (Y, La, Ce, etc.) y también Ti, Zr, V, Si, etc. En particular, utilizan frecuentemente aditivos en forma compleja Al ($\sim 0,1\%$) + SiCa ($\sim 0,1\%$); Al ($\sim 0,1\%$) + SiBa ($\sim 0,1\%$); Al ($\sim 0,1\%$) + SiMTR ($\sim 0,1\%$); Al ($\sim 0,1\%$) + FeTi ($\sim 0,1\% - 0,35\%$) + SiCa ($\sim 0,1\%$); Al ($\sim 0,1\%$) + SiCa ($\sim 0,1\%$) + SiMTR ($\sim 0,1\%$), etc.

En este caso los aditivos SiCa contienen 10 - 20 % Ca; los aditivos SiBa contienen 10 - 30 % Ba. Los aditivos SiMTR contienen 30 - 40 % MTR, los aditivos FeTi contienen aproximadamente 30 - 35 % Ti. La inclusión en el acero de metales alcalino - térreos y tierras raras provoca la globulación de las inclusiones no metálicas, la limpieza de sustancias nocivas en los límites de los granos, el aumento de las propiedades plásticas y la resiliencia del acero, la disminución de piezas fundidas defectuosas por rechupes, grietas en caliente y porosidad. Los aditivos Ti, Zr, V aumentan la resistencia y los aditivos junto con los metales alcalino - térreos y tierra raras aumentan la plasticidad y resistencia del acero. Durante la desoxidación utilizando aditivos combinados, se introduce el aluminio según uno de los métodos descritos anteriormente y los demás aditivos se entregan al flujo del horno durante la colada, o se introducen en la cazuela antes de comenzar la colada (por ejemplo FeTi), o durante la colada después de llenarla aproximadamente a $\frac{1}{4}$ de su altura (metales alcalino - térreos y tierras raras), o también una parte en el horno antes de la colada y otra a la cazuela (por ejemplo FeTi).

Con el fin de disminuir el consumo de aditivos complejos se han ideado diferentes métodos, dentro de los cuales la variante óptima es cuando se utilizan barras de aluminio con tramos uniformemente distribuidos entre los tramos de otros aditivos, o bien una barra de aluminio aleado que contenga los elementos que son necesarios introducir al acero durante su desoxidación. Las barras se fijan a la cazuela (dentro de ellas) antes de extraer el acero del horno.

Todos los desoxidantes introducidos deben garantizar ante todo que ocurra la reacción de interacción de los aditivos con los óxidos de hierro en el acero:

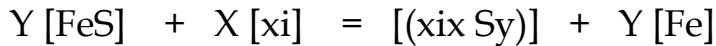


Donde x - Elementos de los aditivos.

Los óxidos se forman durante la desoxidación en su mayoría son eliminados del acero, pero una parte se queda en las piezas fundidas en forma de inclusiones no metálicas presentes tanto dentro de los granos como

entre ellos. De la cantidad total de inclusiones no metálicas en las piezas fundidas de acero, de un 10 hasta un 50 % corresponde a los óxidos.

Además, los aditivos introducidos para la desoxidación interactúan con el azufre y crean los sulfuros:



Los sulfuros formados también se eliminan parcialmente del acero, pero una parte considerable de estos se queda en las piezas fundidas, quedando desde un 90 hasta un 50 % dentro de las inclusiones no metálicas. Además con poca frecuencia aparecen las mono inclusiones de óxidos y sulfuros en piezas fundidas. Más frecuentemente pueden encontrarse en forma de inclusiones oxisulfuros complejos, (Yugi y Tokumitsu, 1990).

Los aditivos introducidos para la desoxidación algunas veces pueden reaccionar con el nitrógeno del acero y crear los nitruros (más frecuentemente con el nitrógeno y al carbono, creando los carbonitruros Ti, Ba, Zr, etc.). Uno de los objetivos de la desoxidación compleja definitiva del acero es lograr obtener inclusiones no metálicas con poca influencia sobre las propiedades del acero en las piezas fundidas.

Las inclusiones menos perjudiciales son las pequeñas (no más de 3 - 5 mm y la mejor es de 1 mm) uniformemente distribuidas en toda la pieza fundida, cuya forma es redonda y compacta; además, los elementos introducidos para la desoxidación definitiva juegan a la vez el papel de los aditivos modificadores y microrreguladores. Los elementos modificadores son aquellos que al introducirse en la fusión como su palabra lo indica modifican la forma, dimensión, cantidad y constitución interna de los principales componentes estructurales de la aleación.

Los elementos microrreguladores son aquellos cuya introducción en la aleación modifican la composición, forma, dimensión, disposición de las fases intermedias (metálicas y no metálicas) y el grado de aleación de una solución dura.

Al fabricar acero aleado se debe seguir el siguiente orden de introducción de los componentes: El níquel, molibdeno, cobre, tungsteno presentan menor afinidad a reaccionar con el oxígeno que el hierro, por eso se pueden

echar con la carga y rectificar su composición en cualquier momento durante la fusión, (Kudrin, 1984).

Los aditivos: ferrosilicio, ferromanganeso, ferrocromo, ferrovanadio es preferible introducirlos (previamente calentado) bien desoxidados al metal. Además de eso se permite echar una carga hasta de un 50 % de ferrocromo, y la cantidad restante de ferrosilicio. El ferrotitanio generalmente se entrega directamente en la cazuela antes de sacar el metal del horno, o en otros casos se entrega una parte en el horno y otra en la cazuela. En ambos casos el ferrotitanio se introduce en la cazuela antes del precalentamiento, calentándose con esta hasta 800 - 900 °C.

Al fundir el acero por el método de refusión simple y sin oxidación de las impurezas las pérdidas de carbono alcanzan del 5 - 10 % y cuando es con oxidación de las impurezas estas pérdidas se determinan por la duración del proceso (o con mayor exactitud, la duración del período de ebullición se determina por el tiempo en que tarda en disminuir la concentración de carbono en el acero hasta el límite deseado).

1.8 Tecnología de fusión del acero en los hornos de arco eléctrico con revestimiento básico y ácido (con y sin oxidación de las impurezas)

a) Fusión del acero en hornos básicos con oxidación de las impurezas

El cálculo de la carga se realiza de manera tal que en el acero, después de fundido completamente, la concentración de carbono sea superior al límite inferior de la marca del acero a fundir en $\sim 0,3\%$ para los aceros con alto contenido de carbono ($C > 0,45\%$), en $\sim 0,4\%$ para los aceros de medio carbono ($0,20 < C < 0,45\%$) y en $0,5 - 0,6\%$ para los aceros con bajo contenido de carbono ($C < 0,2\%$).

A la carga se le agrega el 3 % de cal y el 2 % de mineral hierro, el que inmediatamente después de la fusión completa provoca la escoria con un alto contenido de CaO y FeO.

Debido a que la temperatura del horno después de la fusión no es alta, esa escoria enlaza gran cantidad del fósforo que ha pasado desde el acero (se calcula que la escoria contiene cerca de 1,5 % de P_2O_5). Esta escoria se elimina del horno y luego se introduce Ca y FeO (para formar la nueva escoria). Bajo esta escoria junto con la desfosforación comienza la ebullición del acero (la oxidación del carbono) y las burbujas de CO espumean la escoria, (Oña, 1999).

Para realizar el proceso siguiente de desfosforación, esta escoria es conveniente eliminarla ininterrumpidamente a través de la ventana de trabajo, para lo cual es necesario inclinar el horno hacia el lado de la ventana de trabajo. Como la escoria es espumosa durante la ebullición al inclinar el horno la misma (rica en P_2O_5) se va eliminando del mismo. La escoria formada durante el período de oxidación contiene frecuentemente de 40 - 50 % de CaO ; 10 - 25 % de SiO_2 ; 12 - 15 % FeO ; 4 - 10 % MgO ; 2 - 4 % Al_2O_3 ; 0,2 % P_2O_5 , 5 - 10 % MnO . Para intensificar el período de oxidación se puede soplar oxígeno al acero líquido, (McKaula, 1991).

Durante el proceso de ebullición a medida que se elimina la escoria del horno, a este se le adiciona Ca , y para licuar la escoria bauxita o espatoflúor, (Morral, 1985).

La adición del mineral de hierro se realiza en pequeñas proporciones para evitar la caída de temperatura en el horno, pues la reacción endotérmica ($FeO + C \rightarrow Fe + CO$). Al realizar la última adición se efectúa la ebullición pura con la duración aproximada de 10 min, (Remondino, 1990).

Durante el período de oxidación a medida que aumenta la temperatura del acero y fundamentalmente durante el período de ebullición pura comienza a desarrollarse el proceso de desulfuración del acero (puede eliminarse del acero hasta el 40 - 60 % S).

Durante el período de fusión y el de oxidación en el acero el silicio prácticamente se oxida por completo, también se oxida una cantidad considerable de Cr , Mn , Fe y disminuye la concentración de C , P , S , (Rodríguez, 2012).

Cuando se alcanza el contenido dado de carbono, en el horno se elimina el 60 - 70 % de la escoria del período de oxidación. Luego se introduce al horno $FeMn$ (con el fin de obtener $\sim 0,4$ % de Mn en el acero); aditivos con contenido de silicio ($FeSi$, $SiMn$, $SiCr$) para obtener en el acero un 0,1 - 0,2

% de Si. Algunas veces para parar la oxidación se utiliza Al el cual se añade por medio de una barra de aluminio (Al).

En caso necesario se realiza la carburación del acero mediante la introducción de pedazos de electrodos, de coque, o por la introducción de los electrodos en el acero (este último método no es económico ya que aumenta el gasto de energía y de electrodos). Luego se entrega al horno una mezcla de formadores de escoria, cal, chamota y espato flúor en una proporción de 5: 1 : 1 y el período de reducción se hace bajo escoria blanca (la escoria en este caso se desoxida con aditivos de coque y FeSi 75 % en una proporción de 1: 1 en una cantidad de 10 kg/t. En lugar de la mezcla de coque con FeSi puede utilizarse una mezcla de SiCa y Al ó coque y Al ó FeSi y Al, etc) o bajo escoria calbídrica (a la escoria en este caso no se le introduce chamota, sino sólo un 0,6 - 0,8 % de coque según la masa, su desoxidación se realiza mediante el CaC_2 que se forma en el área de acción de los arcos eléctricos) conjuntamente con la desulfuración en este período ocurre la desoxidación por difusión del acero.

Como conclusión se obtiene el acero con la composición química deseada y esta conjuntamente con la escoria se vierte a la cazuela, donde se realiza la desoxidación definitiva. El acero se vierte en la cazuela conjuntamente con la escoria, debido que al mezclarse ambas dentro de la misma ocurre una desulfuración intensiva, lo que disminuye la concentración de S en $\sim 50\%$ en comparación con el acero antes de sacarlo del horno, (Morrogh, 1990).

b) Fusión del acero en los hornos de arco eléctrico básicos, sin oxidación de las impurezas (método de refusión)

Según este método en los hornos básicos se funde como regla los aceros aleados, para lo que se utiliza en calidad de carga, residuos de varias marcas de aceros aleados y acero al carbono.

La fusión en este caso se realiza sin adicionar mineral de hierro (FeO) y sin realizar la ebullición, pero esta carga se selecciona con la condición de que el acero tenga el contenido indicado de carbono (con un aproximado de pérdida de 5 - 10 %) y que el fósforo obtenido no sobrepase la cantidad admisible.

Para la formación de la escoria en la carga se introduce 1 - 1,5 % de cal. Como sustituto de esta a veces se utiliza de 2 - 3 % de CaCO_3 con el objetivo de obtener (cuando esta se descomponga) burbujas de gas carbónico. Al salir estas burbujas se garantiza eliminar del metal el N_2 y H_2 , lo que es muy importante, pues con la ausencia del período de oxidación el acero contiene gran cantidad de gases. Para disminuir la concentración de estos cuando se refunde se debe poner gran atención a la calidad de los materiales de carga, no se permite el uso de materiales húmedos, oxidados o con gases; los formadores de escoria y los elementos aleantes se precalientan. Si es necesario la introducción de ferrocromo o ferromolibdeno, entonces la cantidad necesaria de estos materiales para obtener el acero en marca se introduce en la carga. Como el ferromolibdeno posee alto punto de fusión y baja solubilidad se coloca bajo los arcos eléctricos y el ferrocromo, que se carbura con facilidad cerca de las paredes.

Durante la fusión en el horno se introduce hasta 2 % de cal o CaCO_3 precalentado.

Para licuar la escoria, a la carga se le introduce durante la fusión espato flúor o bauxita.

Después del derretido comienza el período de reducción sin eliminar la escoria (si esta presenta una consistencia normal). Si la escoria se obtiene muy espesa, después de introducirles los desoxidantes en polvo, se saca parte de ella del horno o en su totalidad, la nueva escoria se forma con aditivos de cal y espato flúor (el período de reducción se realiza igual que para la fusión por oxidación completa). La duración de la reducción se simplifica, pues los elementos aleantes (la mayor parte) se introducen junto con los materiales de carga y una poca cantidad se introduce durante el período de reducción para corregir la composición del acero.

En los hornos básicos la fusión se realiza en algunos casos con la oxidación parcial de las impurezas, es decir, se produce un pequeño período de ebullición.

c) Fusión de acero en hornos de arco eléctrico ácidos

Al fundir acero en hornos ácidos, según las tecnologías comunes no se puede eliminar el azufre y el fósforo, por eso hay que utilizar una carga más

cara, poco fosfórica y poco sulfurosa.

En los hornos ácidos se funden principalmente aceros al carbono y aceros de baja aleación que se utilizan para fabricar piezas fundidas pequeñas y de paredes delgadas.

El período de carga y fusión se realiza al igual que para la fusión en los hornos básicos, pero a la carga no se le adiciona cal ni mineral hierro. La escoria se forma después de la aparición de los pozos bajo los arcos eléctricos.

Sobre la pequeña parte de metal líquido formada comienza a echarse la escoria de la fusión anterior, la arena cuarzosa o la mezcla de moldeo formada y la caliza (la proporción entre la arena cuarzosa y la caliza se encuentra dentro de los límites desde 4:1 hasta 3:1).

Si durante el período de fusión surge un humo blanco, (combustión del silicio en el área de influencia del arco eléctrico), se desconecta el horno, levantan los electrodos y en los pozos que se forman bajo estos se introduce parte de la carga.

Durante el proceso de fusión ocurren las reacciones comunes de oxidación del hierro y de las impurezas del acero; los óxidos formados conjuntamente con los formadores de escoria introducidos dan lugar a la escoria, cuya masa representa de un 3-5 % de la masa del acero.

Después de la fusión completa se realiza un análisis expreso de la fusión. Si la fusión se realiza con oxidación de las impurezas, entonces la concentración de carbono en el acero debe sobrepasar el límite superior respecto a la marca del acero a fundir en un 0,15 - 0,20% en el caso contrario, o sea sin oxidación de las impurezas, entonces la concentración de carbono debe ser igual aproximadamente a su contenido medio en el acero deseado. La tecnología del proceso con oxidación de las impurezas está considerada como la óptima. En este caso, a la escoria bien caliente se le adiciona en porciones al mineral de hierro (cada 5 ... 10 min.). En este momento se desarrolla la reacción: $[FeO] + [C] = \{CO\} + [Fe]$ y el acero ebulle. La ebullición debe ser uniforme en toda la superficie. La duración del proceso es de 15 hasta 40 minutos. La correlación SiO_2 (FeO + MnO) de la escoria en este instante debe ser aproximadamente 1 y la escoria debe ser muy fluida.

En este caso si la escoria se obtiene muy espesa, se le adiciona caliza. En caso que resulte muy líquida, se le adiciona arena cuarzosa.

La escoria durante este período está muy oxidada y en la parte superior presenta un color negro.

Como conclusión del período de oxidación se efectúa la ebullición pura, al final de la cual la concentración de carbono en el acero debe estar en el nivel medio de la marca de acero a fundir. Así al final del período debe ser fluida, compacta, extenderse en hebras y su fractura debe tener color verde (contenido de FeO dentro de los límites de 7 - 12 %).

Después de la ebullición pura la escoria se espesa con arena cuarzosa y se pasa al período de reducción, el que se desarrolla con ayuda de aditivos (mediante la entrega de FeSi y FeMn) o por el método silicorreductor (o sea sin la desoxidación del acero con FeSi; sólo con FeMn, o con la introducción de FeMn y poca cantidad de FeSi). Al final del período de reducción se toma una probeta y se comprueba la desoxidación y la temperatura. Al verter en las probetas de prueba el metal bien desoxidado con Si y Mn no debe chispear y al solidificar el acero debe rechupar.

Algunas veces el FeMn no se entrega al horno, sino a la cazuela, precalentándose junto con ésta hasta 800 - 900 °C. De este modo la pérdida de Mn se reduce en 2 - 3 veces y se disminuye el gasto de FeMn.

La desoxidación final se realiza en la cazuela con el uso de aluminio por uno de los diferentes métodos descritos anteriormente.

En los últimos tiempos al fundir en hornos con revestimiento ácido se utiliza una tecnología que permite realizar la desulfuración parcial del acero. Con este objetivo durante el período de reducción de la fusión se introduce al horno escoria con un contenido de un 20 - 25 % de CaO. La escoria se introduce durante un breve intervalo de tiempo, lo que excluye el desgaste intensivo del revestimiento ácido, permitiendo disminuir en un 20 - 40 % la concentración de azufre en el acero.

La fusión del acero en los hornos ácidos respecto a la fusión en hornos básicos tiene las siguientes ventajas:

- El calentamiento del acero hasta la temperatura necesaria es más fácil de realizar
- El gasto de energía eléctrica disminuye en un 20 - 30 %
- La duración de la fusión disminuye en un 20 - 40 %

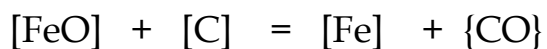
- Mayor resistencia del revestimiento
- Menor saturación del acero por gases, principalmente hidrógeno (la presencia del hidrógeno en las fundiciones disminuye fuertemente sus propiedades plásticas)
- Menor gasto de electrodos (aproximadamente en un 15 - 20 %)
- Posibilidad de economizar FeSi (sí se utiliza el proceso silicorreductor).

1.9 Fusión del hierro fundido en Hornos de arco eléctrico

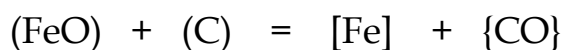
Tanto para la fusión del hierro fundido como para la fusión del acero se utilizan hornos trifásicos de arco eléctrico con revestimiento básico o ácido.

Las escorias también pueden ser básicas o ácidas con todos los procesos físico - químicos característicos de ellas, que han sido descritos en los capítulos anteriores sobre el acero.

Una particularidad característica del proceso de fusión del hierro en hornos de arco eléctrico es que no permite la ebullición del baño durante el período de desoxidación, es decir, no permite que ocurra la reacción:



Para lograr esto, la concentración de FeO en la escoria no debe sobrepasar el 12 %. Se garantiza la desoxidación regular de la escoria mediante la introducción de carburantes a la misma, ocurriendo la siguiente reacción, (Conejo y Torres, 1999).



En este caso, el paso del (FeO) a [FeO] se frena fuertemente excluyendo la ebullición y por consiguiente no se produce la pérdida de carbono durante el proceso de calentamiento de la fusión.

Durante la fusión en hornos de arco eléctrico se obtiene con mayor frecuencia el llamado hierro fundido sintético, (cuando para la fusión no se utilizan arrabios básicos en lingotes) y en calidad de componentes de la carga utilizan sólo chatarra de hierro y de acero, (así como virutas de Fe y Ac), retorno de la producción, ferroaleaciones y carburantes para la recarburación (pedazos de electrodos, grafito en polvo, coque y otros).

Además de eso para la fusión del hierro común (gris, maleable, alta resistencia) se realiza la fusión mediante lingotes de arrabio, lo que aumenta considerablemente el costo de la aleación obtenida.

El cálculo de la carga en estos casos se realiza a partir de la composición química de los componentes existentes y las pérdidas de los elementos, las que se encuentran en los límites siguientes:: horno ácido (5 -10) % C; ~ 0 % Si; de (15 - 20) % Mn, horno básico (3 - 5 %) C; (5 - 10 %) Si; (10 - 15 %) Mn. Cuando en la composición de la carga se utilizan virutas se aumentan las pérdidas de los elementos y los datos introducidos deben rectificarse según los resultados prácticos.

Al terminar la fusión se realiza la reparación corriente del revestimiento con la composición siguiente: horno ácido - una mezcla constituida por el 90 - 92 % de arena de caurzo, 5 - 6 % de vidrio líquido, 3 - 4 % de agua; horno básico - una masa de magnesita o dolomita. La carga se realiza mediante una cubeta de carga. Para ello el 75 % del carburante se añade a la solera del horno (si el proceso es básico, entonces la solera se le entrega una capa de cal y arriba el carburante) o a la cubeta de carga. La fusión se realiza como es costumbre y a medida que avanza se le van agregando los formadores de escoria (cal y arena).

Se debe añadir la cantidad necesaria como para lograr que al final de la fusión el metal esté cubierto por una capa de escoria fluida y móvil con un espesor de aproximado de 50 mm.

Si durante la fusión en el proceso ácido, al final de la misma aparece una escoria negra y porosa (escoria oxidada) ésta se elimina parcialmente y se introducen nuevos elementos formadores de escoria. Para formar la escoria básica, al horno se le entrega cal (0,15 kg. por 1 t. de hierro fundido), logrando eliminar 0,001 % de S, es decir, si es necesario disminuir la concentración de azufre en un 0,05 % entonces es necesario introducir $50 \cdot 0,15 = 7,5$ kg de

cal por cada tonelada de hierro fundido que se encuentra en el horno.

Después de la fusión completa se comprueba la composición química, se eleva la temperatura hasta 1 400 - 1 450 °C y se elimina la escoria. Sobre la superficie del hierro fundido sin escoria se entrega el carburante restante (25 % de su masa general) y se forma una nueva escoria (con una composición en dependencia del tipo de proceso). Según los resultados del primer análisis se rectifica la composición química del hierro fundido, la cantidad de aditivos se calcula por los datos de la tabla 4

Tabla 4 Datos para calcular la masa de aditivos necesaria para rectificar la composición química del hierro fundido en hornos eléctricos.

Modificaciones requeridas en la composición química.	Denominación de los componentes introducidos.	Masa de los componentes en kg. por 1 t. de hierro fundido.	
		Proceso ácido	Proceso básico
Aumento en 0, 1 %			
C	Pedazos de electrodos, virutas de grafito granulado.	1, 35	1, 25
	Coque	1, 45	1, 35
Si	Ferrosilicio FeSi 45	2, 40	2, 75
	Ferrosilicio FeSi 75	1, 35	1, 65
Mn	Ferromanganeso (78 % Mn)	1, 30	1, 25
Disminución en 0, 1 %			
C	Residuos de acero	30	30
	Ferrosilicio FeSi 75	0, 7	0, 8
Si	Residuos de acero	60	60
	Carburante	2, 1	1, 9

Elaborado por: Héctor Terán

El hierro fundido se extrae del horno a una temperatura de 1 400 - 1 480°C en una cazuela previamente calentada hasta 600 - 800 °C. Si es necesario en la cazuela se hacen modificaciones mediante aditivos de metales alcalino - térreos y/o de tierras raras.

Al fundir hierros aleados se utilizan los mismos criterios que al fundir aceros aleados.

Las ventajas de la fusión del hierro fundido en los hornos de arco es la posibilidad de una fusión forzada (rápida), la utilización de prácticamente cualquier material de carga y amplias posibilidades de procedimiento metalúrgico de fusión completa mediante escorias con alta actividad, gracias a sus altas temperaturas.

Desventajas del proceso: un alto nivel de ruidos de las descargas del arco durante el período de fusión, abundante escape de humo y bajo coeficiente de rendimiento durante el recalentamiento.

1.10 Funcionamiento de los hornos de arco modernos

El funcionamiento de los hornos de arco se ha modificado sensiblemente en los últimos 35 años, aunque el principio básico se mantiene idéntico. Siguen distinguiéndose claramente dos fases en su funcionamiento: la fusión inicial de la carga y el posterior afino. La primera se realiza a plena potencia y se complementa con energía auxiliar procedente de los quemadores oxi-gás, instalados en las paredes laterales, y de las lanzas de oxígeno que oxidan la chatarra y los electrodos, mientras los quemadores calientan la carga y queman los combustibles que pudiera contener la carga, siendo todas estas operaciones reacciones exotérmicas.

La fase de afino se realiza a continuación, aunque en los últimos años se procura ganar tiempo comenzando el afino en la última parte de la fusión, y se traslada la mayor parte del afino y los ajustes de composición y temperatura al horno de afino-cuchara., (Borona, 1994).

En algunas instalaciones de horno de arco se dispone de un precalentador de chatarra que utiliza la energía calorífica de los humos procedentes del horno, lo que supone una nueva reducción del tiempo de fusión.

Se tiende en los últimos años a instalar en el fondo de la cuba tapones porosos de inyección de gases que facilitan el afino, mejoran la uniformidad de temperatura y composición del acero fundido y pueden suponer un aporte adicional de energía, (Rodríguez, 2012) .

En 1970 el horno llevaba material refractario en suela, paredes y bóveda, toda la energía era prácticamente eléctrica, suministrada por los arcos entre electrodos y baño de acero fundido, la colada se realizaba por la piquera exterior, se inyectaba oxígeno para el afino y en el caso de aceros especiales se disponían, en ocasiones, una bobina de agitación electromagnética debajo del fondo de la cuba.

Un horno de arco de 1990 dispone de un transformador de mayor potencia específica kV/t de acero, las tensiones secundarias son más elevadas (arcos más largos), lo que supone intensidades doblemente menores por operar con un factor de potencia mayor y, por tanto, con unas pérdidas eléctricas en el circuito secundario notablemente inferiores. Esto ha sido posible por la técnica de la escoria espumosa, obtenida por inyección de oxígeno y carbón, y la utilización de paneles refrigerados por agua en paredes y bóveda. Además, se realiza actualmente un aporte adicional de energía con quemadores oxígeno, un empleo masivo de oxígeno a través de lanzas con mando a distancia y, en algunos casos, una inyección de gas (Argón, Nitrógeno, Oxígeno y gas natural) por el fondo del horno que, no solo facilitan las operaciones de afino, sino que pueden suponer una considerable aportación de energía.

En 1970 un horno de arco de alta potencia era capaz de conseguir coladas cada 2,5 horas o cada 3 horas, si producía únicamente aceros aleados. En 1990 un horno de arco de tecnología de punta es capaz de producir aceros finos, de especificaciones probablemente más estrictas que un acero aleado de 1970, en un tiempo total de colada de 1 hora, realizándose la mayor parte del afino y ajuste de temperatura y composición en un horno de arco cuchara que opera en línea con el horno de fusión. También la capacidad media de los hornos ha aumentado de 60 a 70 t en 1970 y de 120 a 140 t y más en 1990.

Horno de arco con corriente directa (C.D)

En los últimos años se han instalado en todo el mundo un cierto número de hornos de arco de corriente directa de nueva fabricación y se han reformado también varios hornos de arco de corriente alterna (CA) para que operen en corriente directa por las ventajas que reporta su funcionamiento en corriente directa.

Principales diferencias:

- En C.A se disponen tres electrodos que entran por la bóveda del horno, cerrándose el circuito en la carga o en el baño de metal fundido. En C.D se dispone un único electrodo (que hace de cátodo) por la bóveda, el ánodo va en el fondo del horno, unido eléctricamente al baño, y se requieren cables eléctricos desde el ánodo hasta el rectificador.
- Al circular la corriente continua siempre en el mismo sentido, se produce una cierta agitación del baño, que resulta beneficioso para uniformizar composición y temperatura y absorber la carga cuando se introduce continuamente.
- El electrodo único en C.D está más separado de las paredes que los tres electrodos en C.A, por lo que el índice de erosión del refractario es más reducido. En el índice de erosión intervienen, además de la distancia a las paredes, otros factores como la longitud del arco y la tensión aplicada, que son diferentes en C.A y en C.D.
- Es necesario asegurar un buen contacto entre el ánodo y la carga lo que exige determinados cuidados en la realización y el mantenimiento del refractario de la solera.

En los últimos años el horno de arco de C.D se ha implantado claramente en las acerías de nueva instalación ya que presenta indudables ventajas respecto a los hornos de arco de C.A que han dominado la escena desde principio del siglo XX.

El primer horno de arco industrial de C.D se puso en marcha en el año 1974 en una acería sueca. Tenía una capacidad de 7 t y una potencia de 3500

kVA. En 1975 se puso en marcha en Francia un horno de 75 t de capacidad de colada (capacidad total de 80 a 90 t) con una potencia de 72 MVA. Siguieron otras unidades de capacidad y potencia creciente, se usan no solo para fusión de acero sino también para ferroaleaciones, pero la invasión en el campo de la fusión de acero se ha producido realmente en 1992, (Díaz, 2010).

Las dos diferencias fundamentales, en el horno propiamente dicho, son:

1-) Se precisa únicamente un electrodo, que hace de cátodo, en lugar de los tres electrodos en C.A. Esto simplifica mucho el sistema de cables secundarios, columnas, brazos portaelectrodos y la bóveda del horno.

2-) La suela del horno, que hace de ánodo, debe ser conductora. Esto complica la construcción de la parte inferior del horno y exige además unos conductores eléctricos importantes de conexión al transformador o rectificador.

Comparación entre los hornos de corriente directa (CD) y los de corriente alterna (CA)

La producción mundial de acero eléctrico se incrementa constantemente debido a la versatilidad del HAE, cuyo avance tecnológico se inició con la operación de UHP continuándose con el uso extensivo del oxígeno, operación con alto contenido de carbón, arco largo/escoria espumosa, Pos combustión y así sucesivamente. Para lograr esto se desarrollaron conjuntamente los sistemas enfriados por agua, lanzas y quemadores oxigas, manipuladores, insulfadores de carbón, transformadores de alta reactancia y alto voltaje, etc.

Los hornos de CA tienen la limitante del parpadeo eléctrico (Flicker) cuando se utilizan altas potencias y voltajes. Una alternativa de solución a este problema ha sido el uso de corriente directa en la operación de los HAE.

Diferencias entre CD y CA

1. Se requieren altos rangos de corriente (kA) para obtener niveles altos de potencia (MW)

2. La operación con un solo electrodo permite:

- La eliminación del calor radiante de las tres fases
- Eliminación de las pérdidas y calentamiento electromagnético de las tres fases
- Menor consumo de energía eléctrica y de refractarios
- Reducción del consumo de electrodos (aproximadamente el 50%)
- Menor incidencia de caídas de carga
- Reducción de vibración y del nivel de ruido en el funcionamiento normal
- Disminución de esfuerzos térmicos y mecánicos

3. El arco largo y el flujo de corriente unidireccional permite:

- Que la punta del electrodo este mas alejada del acero líquido
- Que el electrodo actúe siempre como cátodo
- Que el electrodo trabaje mas frío

4. No existe el efecto pelicular en el electrodo, permitiendo que la corriente fluya uniformemente a través de la totalidad de su sección transversal.

Capítulo

2

**OTROS MÉTODOS DE
PRODUCCIÓN DE ACERO**

2.1 Fusión de acero en hornos convertidores con insuflado por un lado

En la producción por fundición se utilizan estos hornos con una capacidad de 1 a 5 toneladas. En calidad de material de carga para la fusión estos hornos utilizan hierro líquido fundido en hornos de cubilote, convirtiéndose en un proceso dúplex (se utilizan dos hornos). El esquema de la figura 19 muestra un horno convertidor con insuflado por el lado, (Lule, 1994).

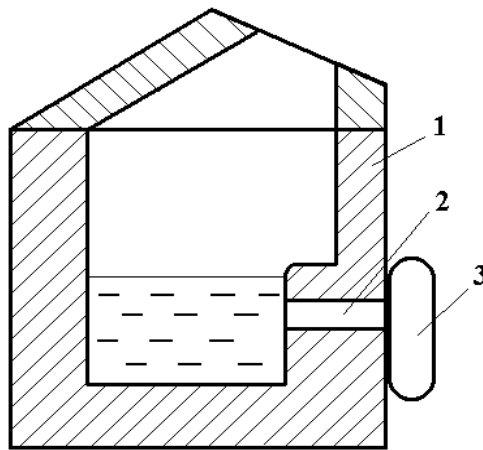


Figura 19. Horno convertidor con insuflado por el lado.

1. Convertidor; 2. Toberas para la inyección del aire; 3. Caja distribuidora de aire.

Ilustración: Héctor Terán

El revestimiento de estos convertidores generalmente es ácido (materiales de cuarzo). Para obtener el acero, al principio en el cubilote se funde el hierro con una composición de 2.8 - 3.5 % C; 0.9 - 2.2 % Si; 0.7 - 1.0 % Mn; hasta 0.06 % S y 0.07 % P.

La carga utilizada en el cubilote contiene de 40 a 60 % de chatarra de acero y de 60 a 40 % de arrabio para fundición con bajo contenido de fósforo. En este caso mientras menor sea la concentración de C y Si mayor debe ser la temperatura del hierro obtenido en el cubilote (generalmente oscila en los límites de 1350 - 1450 °C; esto es para que pueda ocurrir la oxidación del carbono en el convertidor y obtener el acero). Este hierro se vierte en el

convertidor y a través de agujeros laterales en el revestimiento se insufla el aire, en muchos casos enriquecido con oxígeno hasta 28 % y una presión de 0.02 a 0.04 MPa.

Al ponerse en contacto con el hierro en estado líquido, el oxígeno del aire, oxida al Fe, Si, Mn, C y otros elementos; el calor expulsado por estas reacciones exotérmicas aumenta la temperatura del metal; por consiguiente, en poco tiempo, cerca de 15 minutos se obtiene el acero.

La particularidad del proceso consiste en que no se utiliza combustible. En principio se puede utilizar también un revestimiento básico que permitiría eliminar S y P y al mismo tiempo llevar a cabo el insuflado de oxígeno, pero a través de un tubo refractario colocado verticalmente bajo una presión de 0,8 - 1,2 MPa, en este caso junto con el hierro se puede introducir chatarra de acero; sin embargo, en los últimos tiempos los convertidores en la producción de piezas por fundición no se utilizan.

En la metalurgia los hornos convertidores con oxígeno alcanzan una capacidad de hasta 400 toneladas. En el transcurso de un mes en el convertidor se realizan de 1000 a 1100 fusiones. De este modo, un taller con tres convertidores de 200 toneladas de los cuales funcionen dos, puede dar en un año 5 millones de toneladas de acero.

La producción por horas del convertidor es de 100 a 480 t/h (en dependencia de la capacidad del horno), mientras que para los hornos Martin - Siemens este valor no supera 60 t/h. La fabricación del acero con oxígeno (o método LD) se caracteriza por ser menores los gastos de elaboración, un elevado rendimiento de los equipos y una mayor productividad del trabajo en comparación con el procedimiento Martin - Siemens. La productividad del trabajo en los convertidores es superior en el 27 % y el precio de costo del acero es inferior en el 2 % al de un taller Martin - Siemens. El acero obtenido en estos hornos no supera en calidad a los hornos Martin - Siemens, (Díaz, 2010).

2.2 Fusión de acero en hornos Martin – Siemens

El esquema de la figura 20 pertenece a un horno Martín.

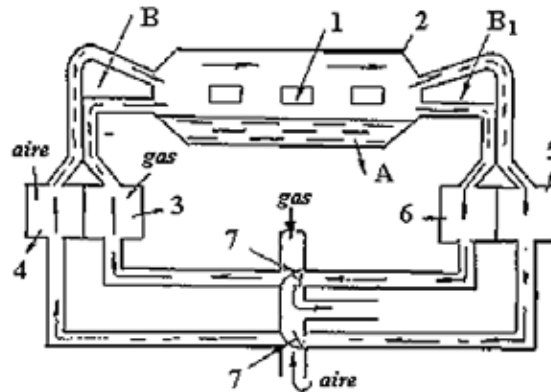


Figura 20. Horno Martín - Siemens.

1. Puerta de carga; 2. Bóveda; 3, 4, 5, 6. Regeneradores; 7. Válvulas, A. Zona activa
Ilustración: Héctor Terán

Este se compone del espacio activo A, donde se funde la carga introducida a través de las puertas de carga 1, la parte activa, además, tiene en la parte superior una bóveda con refractarios 2, en los extremos superiores del horno se encuentran los cabezales B_0 y B_1 para el quemado del gas combustible o mazut; estos cabezales se unen por medio de canales con los regeneradores 3, 4, 5, y 6; éstos últimos representan en sí cámaras que tienen enrejado de ladrillos refractarios puestos en forma de células, cuyo fin es utilizar el calor sobrante de los procesos de fusión. Con las válvulas 7 en la posición indicada en la figura 83, el gas y el aire llegan por canales aislados a las cabezas B; pasando el gas por el regenerador 3 y el aire por el regenerador 4. Al salir de las cabezas, la mezcla encendida se inflama y da una llama larga baja y que calienta el espacio activo del horno hasta 1200 °C. Los productos de combustión calentados al rojo salen a través de la cabeza B, hacia las cámaras regeneradoras 5 y 6, donde entregan su calor al enrejado y se dirigen al canal horizontal de la chimenea. Después de calentar las cámaras regeneradoras, las válvulas 7 giran 90°, el gas y el aire cambian de dirección y pasando por

el enrejado calentado al rojo de las cámaras regeneradoras 5 y 6, se calientan hasta los 1100 - 1200 °C.

Al entrar con esta temperatura en el espacio activo del horno, el gas y el aire calentado se mezclan y queman elevándose la temperatura del horno hasta 1800 °C. Los productos de combustión salen del horno a través de la cabeza B hacia las cámaras regeneradoras 3 y 4 y, calentando su enrejado llegan al canal horizontal de la chimenea. Después de 20 - 30 minutos las válvulas se sitúan en la posición anterior y el ciclo se repite, (Hughes, 1989).

Actualmente, se va pasando a la regulación automática del régimen térmico del horno. Con este fin, en los lugares necesarios se instalan aparatos que registran la temperatura. El mecanismo de conmutación de las válvulas para suministrar el aire y el gas va acoplado a dispositivos automáticos, que con ayuda de los aparatos registradores aseguran el cumplimiento del régimen térmico dado. La descarga del acero elaborado se realiza a través de la piqueta en la pared trasera del horno (no se muestra en el esquema). Cuando el horno trabaja con combustible líquido tiene solamente dos regeneradores para calentar el aire (o sea, uno para cada lado). En este caso si el regenerador izquierdo trabaja para el calentamiento del gas y el aire entonces el regenerador derecho recibe los gases calientes y absorbe el calor de los mismos y con ayuda de la válvula giratoria, la dirección del flujo de gases cambia hacia uno u otro lado.

Según el carácter de las materias primas iniciales se distinguen varios tipos de fusión Martín. Entre ellos los más ampliamente empleados son: el procedimiento con el mineral y el procedimiento con la chatarra. El proceso con el mineral se utiliza en los talleres de hornos Martín de las fábricas metalúrgicas. En este método al hierro fundido se le adiciona mineral y desechos del proceso metalúrgico (chatarra). El procedimiento con la chatarra se usa en los talleres de las fábricas productoras de maquinaria, que tienen gran cantidad de desechos de metal. La mezcla en este caso se compone de 60 - 80 % de chatarra (desechos de la producción, chatarra de los metales ferrosos), y 40 - 20 % del hierro fundido en bloques.

El revestimiento de estos hornos puede ser básico (magnesita, dolomita y materiales refractarios) tanto como ácidos (materiales refractarios a partir de cuarzo).

El proceso de fusión contiene las siguientes operaciones:

- Operación del horno después de la última fusión
- Carga del horno y su fusión
- Oxidación de las impurezas e
- Introducción de los elementos desoxidantes y la sangría.

Para la fusión en el horno Martin con refractario básico la carga contiene hasta el 30 % de hierro para la refusión, de 10 - 15 % de panes de acero y el resto chatarra de acero y retorno de la misma producción.

Para el cálculo de la carga en este proceso es necesario que la concentración de Si en esta sea la menor posible (ya que el Si es un elemento ácido, al ser el revestimiento de carácter básico, el exceso de ácido en la carga provocará un desgaste del revestimiento). La concentración de Mn es aproximadamente 1 %, C de 0,3 - 0,6 % por encima de la establecida a causa de las pérdidas por oxidación, el P no mayor de 0,3 % y el S de 0,05 a 0,06 %.

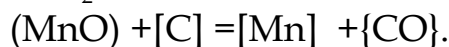
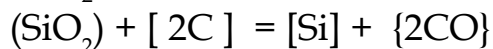
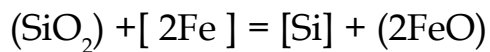
La oxidación de los componentes de la carga comienza precisamente en el momento de calentamiento de la carga. A medida que el proceso de fusión ocurre se provoca una escoria de un 4 - 9 % de CaO (cal), cerca de 1,5 % de bauxita y 2 % de mineral de hierro. La escoria después de la fusión tiene una basicidad de 1,5 - 2,5 y una alta concentración de FeO, conservando el metal, bajo este tipo de escoria, al inicio del período, bajo la temperatura de fusión no muy alta, ocurre la desfosforación del acero; la concentración de P disminuye cerca de 0,025 %, después esta escoria se elimina del horno, luego se introduce mayor cantidad de cal y bauxita con una basicidad de 2,2 - 3,5 y se eleva la temperatura del fundido. Bajo estas condiciones ocurre una intensiva desulfuración del acero; después el acero lo llevan a la composición química establecida, lo desoxidan en el horno y ocurre la sangría en la cazuela, luego en esta se realiza la última desoxidación (generalmente se introduce el Al en cantidad de 0,8 - 1,0 kg/t de acero junto con lo cual en casos especiales se añaden ligaduras (unión de varios metales) en cantidad de 1,0 - 1,5 kg/t de acero, también se introducen Ca, Ba, Cerio y otros).

Durante la fusión en hornos con revestimiento ácido el S y el P no se pueden eliminar, por eso la concentración de los mismos en la carga debe

ser mínima, por lo que se hace necesario seleccionar la carga con el mínimo de estos componentes, (Batista y Navas, 2013).

La escoria en estos procesos generalmente no se elimina de la superficie del baño metálico y en los casos en que se elimina para la formación de una nueva escoria se utiliza de 3 - 4 % de escoria de la fusión anterior y de 0,3 - 0,5 % de partículas de chamota (de ladrillo), la basicidad la regulan con el excedente de cal en la escoria y la movilidad de las partículas de arena de cuarzo; se utilizan dos tipos diferentes de fundición ácida en hornos Martin: la activa y la silicorreductora. Con el proceso activo el Si y el Mn lo elevan hasta el nivel requerido por el método de introducción en el horno de FeSi y FeMn.

Durante el proceso silicorreductor se aumenta por el método de un notable aumento de temperatura del acero en el horno (en este caso el Si y el Mn que se encuentran en la frontera metal escoria, a través de las siguientes reacciones pasan al metal y se puede lograr la composición requerida sin la introducción de ferroaleaciones).



La desoxidación final del acero ocurre como el de los procesos básicos. En la producción por fundición se utilizan hornos Martín con capacidad de 35 - 60 t (no más). En la Metalurgia existen hornos Martín con capacidad de 600, 650 y hasta 900 t de capacidad. Estos hornos son utilizados en las fábricas metalúrgicas para grandes producciones de acero. Hasta ahora en Rusia el 60 % del acero se funde en hornos Martín - Siemens básicos.

2.3 Fusión del acero en hornos de inducción al vacío

El desarrollo de la aviación moderna, la radioelectrónica, la energética atómica, la construcción de maquinaria de precisión requiere la producción de aceros de alta calidad, aleaciones resistentes al calor, metales puros,

los cuales no sería posible fabricar con métodos corrientes. Los metales y aleaciones nuevas para estas ramas de la industria deben contener una cantidad mínima de oxígeno, hidrógeno, nitrógeno, azufre, fósforo, impurezas de metales no ferrosos, inclusiones no metálicas. Estos metales, solo pueden ser fabricados en hornos especiales que operan con presiones reducidas (al vacío).

Se pueden obtener de una vez grandes cantidades de acero de alta calidad (mayor que 100 toneladas), empleando el tratamiento al vacío del acero fundido, elaborado en grupos de fundición de acero comunes (hornos Martin - Siemens o de arco eléctrico, en convertidores a oxígeno). El tratamiento al vacío permite no solo obtener un metal mejor afinado, sino también cambia la tecnología del proceso corriente. Existen dos variantes de vacuo -metalurgia: en hornos y fuera de los hornos. En este caso específico se analizará el primer caso, o sea, en hornos de inducción.

Fusión en hornos de inducción al vacío

El horno de inducción al vacío es un horno de alta frecuencia, dispuesto en un cuerpo hermético, del cual con ayuda de bombas de vacío se evacuan los gases. La capacidad de estos hornos varía desde varios kilogramos hasta 30-60 toneladas. Mediante este método con una presión reducida de la atmósfera sobre el metal, los gases disueltos en él se desprenden de este.

Ventajas respecto de otras instalaciones de fusión al vacío:

- Es posible mantener el metal durante mucho tiempo a presión reducida. Como consecuencia de ello, en los vacuohornos de inducción el acero es expuesto a una profunda desgasificación, desoxidación y afino de inclusiones no metálicas e impurezas de metales no ferrosos.
- Es posible fundir cualquier aleación compleja por su composición química, con diversos materiales de carga.
- Estos hornos son aptos tanto para la fusión de grandes lingotes de varias toneladas de masa, como para la fusión de pequeñas piezas perfiladas, incluyendo el método de colada centrífuga, colada a la cera pérdida, etc.

Desventaja:

- Posibilidad de contaminación del metal fundido a consecuencia del contacto con el revestimiento refractario del crisol, lo que puede reducir la eficacia de afino del metal.

En la figura 21 se muestra el esquema de un vacuo - horno de inducción.

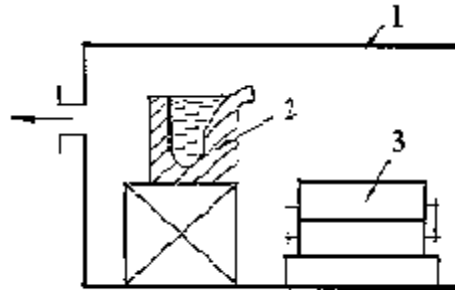


Figura 21. Horno de inducción al vacío.

1. Cámara de vacío; 2. Horno de inducción; 3. Molde de fundición.

Ilustración: Héctor Terán

La carga del metal se realiza sin abrir el horno, la adición de pequeñas porciones se efectúa con ayuda de dosificadores a través de la paleta de carga. La colada del metal en la lingotera o el molde para fundición se efectúa inclinando el horno. El horno está equipado con dispositivos para el soplado del metal con nitrógeno, termopares de inmersión y un dispositivo para el muestreo. Hay aberturas para controlar el proceso de la fusión, (Gonzalez, 2011).

Otros métodos al vacío:

- De arco eléctrico : son utilizados para la producción de grandes lingotes de acero (de hasta 60 toneladas)
- Además se utilizan hornos de rayos catódicos para fundir acero y aleaciones de alta pureza, obtener metales piroresistentes de elevado grado de pureza (molibdeno y tungsteno)
- Como aparece en la primera parte también hay obtención de acero al vacío fuera de los hornos, o sea en la cuchara (con el acero líquido). La capacidad de las cucharas puede ser de 5 a 10 toneladas y más

- Tratamiento del chorro de acero al vacío (5 a 10 toneladas)
- Tratamiento al vacío en porciones por el método DA (hasta 400 toneladas) y
- Tratamiento al vacío por circulación (100 toneladas).

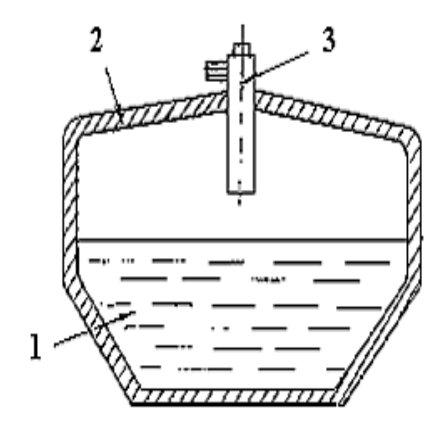
2.4 Fusión del acero con plasma

En los últimos años surgió una nueva rama de electrometalurgia especial: la fusión de metal con ayuda del plasma eléctrico, es decir, del gas ionizado.

Plasma: El corazón de todo proceso de plasma es el generador del plasma. Esencialmente el proceso consiste en pasar un gas entre los dos electrodos de un calentador al arco. El abanico del arco actúa en el flujo de gas, calentándolo a altas temperaturas que oscilan entre 3 000 y 18 000 °C causando su ionización, es decir, se convierte en plasma.

La energía calórica transportada por el gas ionizado es usada en la reducción de la mena en proceso y en la fusión de metales. La característica clave de todo plasma, cuando se usa a altas temperaturas, es su habilidad de concentrar grandes cantidades de energía calórica en un pequeño volumen. Tal energía puede transferirse fácilmente y utilizarse en algún proceso subsiguiente. Prácticamente cualquier gas puede ser usado como plasma. El esquema de la figura 22 representa un horno de arco de plasma.

Figura 22. Horno con plasma.



1. Metal; 2. Pared lateral; 3. Plasmatrón.

Ilustración: Héctor Terán

La forma del horno se asemeja en mucho al horno de arco eléctrico, la diferencia que presentan es que el de arco de plasma es completamente cerrado.

La boca de carga y el pico de vaciado tienen compuertas de compactación. El plasmatrón entra en el horno por arriba a través de la bóveda. El plasmatrón se alimenta con corriente continua. Como cátodo sirve el electrodo superior enfriado por aire, y como ánodo, el baño metálico, (Aguirre, 2010).

El área de trabajo del horno se encuentra herméticamente cerrada, lo que permite realizar la fusión en una atmósfera controlada (ejemplo: con argón que es un gas con alta conductibilidad térmica); lo que da la posibilidad de eliminar del acero el oxígeno, nitrógeno y el hidrógeno, esto disminuye la suciedad del medio ambiente y aumenta la higiene del trabajo.

La carga se introduce por arriba, los procesos metalúrgicos aquí ocurren igual que cuando se funde el acero en los hornos de arco eléctrico en el proceso de refusión, lo que significa que el proceso ocurre sin la oxidación de las impurezas, con esto se elimina por completo la descarburación del acero, se eliminan grandemente las pérdidas por oxidación de los elementos, el acero se obtiene con una alta calidad, es más económico utilizar estos hornos para la fusión de los aceros altamente aleados con bajo contenido de carbono. Estos hornos pueden tener una capacidad de 6 - 15 - 30 t.

2.5 Refusión del acero en hornos de electro escoria

Uno de los métodos más eficaces para elevar la calidad del acero es el procedimiento de refusión eléctrica bajo lecho de escoria (este método fue ideado en Rusia) figura 23.

La esencia de este método consiste en que el electrodo gastable 1 (fundido de acero ordinario) se introduce en un baño de escoria líquida con alta conductividad eléctrica. La escoria se introduce en un cristalizador enfriado por agua (ya sea por el método de fusión de la mezcla de escoria ininterrumpidamente en el cristalizador o por el método de vertido de la escoria líquida, la cual se ha preparado en un horno especial para fundir escoria).

La escoria fundida es electroconductora, al pasar la corriente eléctrica (alterna o directa) se calienta hasta 1600-1800 °C, lo que causa la fusión del electrodo sumergido en la escoria. Las gotas de metal van cayendo desde el extremo del electrodo y pasan a través de una capa de escoria químicamente activa, pasando al cristalizador y elevando el nivel de la escoria, donde luego se enfría tomando la forma de la pieza a obtener. Una vez terminada la fusión, cuando todo el metal en el cristalizador se solidifica, la bandeja del cristalizador se baja junto con la pieza. El electrodo para la instalación puede ser de sección redonda o cuadrada que pueden ser fundido, forjado o laminado.

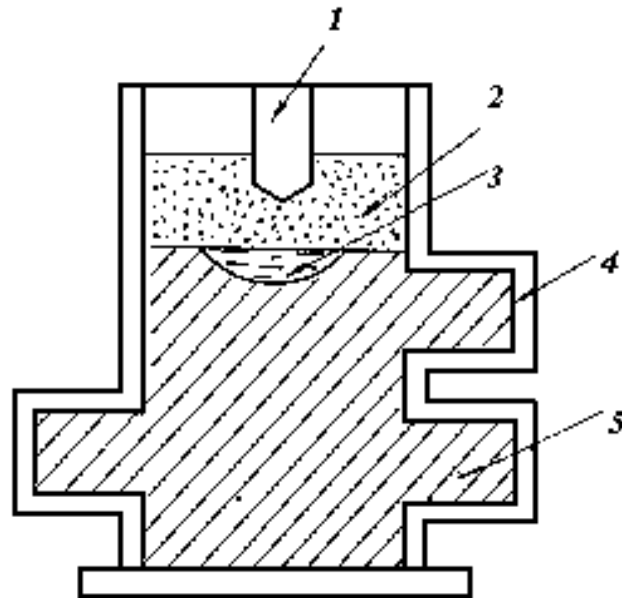
Ventajas del método:

- El acero se limpia de las inclusiones no metálicas, de las impurezas nocivas (P, S y gases)
- Ocurre ininterrumpidamente.
- Se obtienen piezas sin rechupe.
- Se obtienen piezas con una estructura densa y homogénea.
- Se obtienen piezas con altas propiedades y una superficie limpia.

El papel principal en la obtención de un metal de alta calidad con el procedimiento de refusión eléctrica bajo lecho de escoria lo desempeña la escoria. La escoria más empleada en Rusia es el tipo AH Φ - 6, consistente en 70 % de CaF_2 (fluoruro de calcio) y 30 % de Al_2O_3 . Esta escoria asegura un mínimo gasto de energía eléctrica, posee un alto poder desulfurante y absorbe satisfactoriamente las inclusiones de óxido.

Como resultado del procedimiento el contenido de inclusiones no metálicas disminuye de 2 a 2.5 veces. El resultado final del afino del metal es la elevación de su calidad. Con este procedimiento se puede obtener lingotes de hasta 60 toneladas de diversas secciones: redonda, cuadrada y rectangular para la producción de chapas.

Figura 23. Horno de electroescoria.



1. Electrodo gastable; 2. Baño de escoria,
3. Baño metálico; 4. Cristalizador; 5. Pieza fundida.

Ilustración: Héctor Terán

Capítulo

3

**UTILIZACIÓN DEL MINERAL DE Mn
EN LA PRODUCCIÓN DE ACERO**

3.1 Yacimientos de mineral de manganeso en Cuba

Consideraciones generales sobre el manganeso.

Según el grado de estudio actual en Cuba existen cerca de 300 puntos, manifestaciones y yacimientos de manganeso distribuidos por toda la isla (desde La Isla de la Juventud hasta las provincias orientales), mas del 90 % se distribuyen en las provincias de Santiago de Cuba y Granma con predominio en estas y de forma aisladas en la de Holguín.

En Cuba los minerales industriales de manganeso son óxidos. Los óxidos presentes se caracterizan por dos fases ricas en manganeso (Mn) ellas son la Todorokita y el psilomelano y una fase rica en manganeso (MnO_2) representada por la pirolusita. La pirolusita es entre todas el mineral más estable y predomina en la superficie o cercano a ella y es la principal en los depósitos secundarios, son menas químicas y se utilizan en esta industria. Las menas constituidas por todorokita y psilomelano predominan en los depósitos primarios exhalativo-sedimentario son metalúrgicos y se utilizan en la fundición de hierro y la industria del acero.

Alrededor del 90% de la producción de manganeso en el mundo se consume por la industria metalúrgica. Con relación al acero el manganeso desempeña distintos papeles y para la mayoría de ellos no tienen sustituto, es esencial como desoxidante y desulfurante en la producción de acero crudo, es un agente que permite ser usado para aumentar la flexibilidad y la dureza de diferentes aleaciones de acero, de aleaciones no ferrosas y del hierro fundido, (Fruehan, 1997).

El manganeso puede ser considerado como el de mayores y más variados usos. Por la capacidad de refinamiento de los granos y cuando su contenido es alto constituye aceros no magnéticos.

Un contenido de manganeso entre 1 y 1.8 añadido a los aceros es importante para formar aceros de forja, así como aceros especiales principalmente en laminas finas.

El ferromanganeso y silicomanganeso, aceros de alto grado de Mn y menas metalúrgicas con manganeso 38-55% son añadidos a las fuentes de

acero para remover los excesos de azufre y oxígenos en los aceros crudos.

El ferromanganeso también actúa como un agente de aleación para incrementar la fortaleza, ductibilidad y dureza de los aceros inoxidables.

En la metalurgia se consideran menas manganíferas las que contienen más de 35 % de manganeso, con contenido entre 10 y 35 % de manganeso se llaman menas manganíferas ferruginosas y con contenido entre 5 y 10 % de manganeso se clasifican como menas ferrosas.

Las menas manganíferas de bajo grado, consideradas en la metalurgia como menas ferrosas, se consumen en la producción de lingotes de hierro para controlar el contenido de manganeso en el metal caliente.

Cuando el mineral contiene en su composición química más del 10 % de SiO_2 , se utiliza para la fabricación de silico-manganeso y cuando tiene hasta 10 % de SiO_2 se utiliza para la fabricación de ferromanganeso.

En los últimos tiempos han existido muchos proyectos principalmente en Japón para la producción de superficies protectoras para los aceros de manganeso-aluminio. También se han propuesto algunas cantidades de aleaciones especiales para la aplicación en la industria electrónica, (Shukobki, 1984).

La industria química es el segundo consumidor de manganeso, cerca del 10 %. El dióxido de manganeso es utilizado para la despolarización de baterías secas en su forma natural (pirolusita) o con superficie activada, en la producción de ferritas, en cerámicas, para la obtención de las sales de manganeso que se usan en los laboratorios y en medicina, etc.

En Cuba desde 1968, fecha en que ocurrió el cierre temporal de todas las minas de manganeso en producción esta actividad se mantiene paralizada.

Según una información preparada por la unidad de servicio técnico de la unión geólogo-minera, concentrados de grado químico y metalúrgico pueden obtenerse en estos momentos de las minas Los Chivos y Barrancas mediante la creación de una planta de beneficio colectivo con capacidad que podría estar próxima a las 200 mil toneladas por año la planta se ubicaría en la zona de la Maya a 27 km aproximadamente de Santiago de Cuba. La tecnología sería hidrogravimetría, combinando los sistemas de medios densos, jigs, mesas e hidrociclones, ya comprobados mediante las investigaciones cubanas y búlgaras.

En esta planta se podrán obtener los concentrados de grado químico con 80 % de mineral de manganeso como mínimo y metalúrgico con 37 % de manganeso mínimo.

Del yacimiento Los Chivos bloque 1 y 3 se obtendrán concentrados de ambas categorías, con 80 % de mineral de manganeso el de grado químico y con mas de 40 % de manganeso el metalúrgico.

Del yacimiento Brrancas solamente se obtendrán concentrados de grado metalúrgico de 37 % de manganeso como mínimo.

Los concentrados de grado químico se pueden destinar para la producción de manganeso electrolítico grado batería y los concentrados metalúrgicos para la industria siderurgica, para la elaboración de ferromanganeso y silicomanganeso así como para las fundiciones.

La producción de manganeso activado en Cuba puede llevarse a efecto mediante la construcción de un complejo químico metalúrgico.

La principal demanda del manganeso químico en Cuba es para la fabricación de baterías secas, sin embargo en estos momentos dos producciones de baterías que realiza la fabrica Yara y el SIME en general, requieren de inversiones para la compra de esta materia prima en el extranjero, por no existir producciones de la misma en el mercado nacional. En pequeñas cantidades es también solicitado para su uso por dos industrias artesanales (como pigmento en plástico sustituyendo el negro de humo, en pinturas, en cerámica, etcétera), por la industria del vidrio y otros.

Las industrias siderurgicas cubanas (antillana de acero y acero caribe, laminador cuatro de Las Tunas, pequeñas fundiciones y otros) han solicitado al mercado nacional para satisfacer sus necesidades actuales, pequeñas cantidades de manganeso de grado metalúrgico.

El manganeso de grado metalúrgico no se esta comercializando o en muy pocas cantidades.

En estos momentos Cuba cuenta con reservas suficientes de menas de manganeso metalúrgico y en menor cantidad de químico en los yacimientos Los Chivos y Barrancas. El yacimiento Casualidad completó su estudio geológico y solo le falta concluir su estudio tecnológico. Otros depósitos presentan un avanzado estudio geológico y tecnológico restándole muy poco para su conclusión en tanto nuevas perspectivas esperan por su evaluación futura.

Cuba en estos momentos no cuenta con instalaciones industriales para el beneficio de las menas de manganeso, sin embargo se conocen del gran desarrollo que tuvo esta minería hasta su paralización temporal en 1968. Distintas compañías, asociaciones económicas y dueños independientes, al operar las minas, instalaban pequeñas plantas de beneficio cuya tecnología era lavado, clasificación medios denso o jigs (hidrogravimetría). Plantas de este tipo funcionaron en Bueycito, región minera de Manacas (Margarita de Cambute), Charco Redondo, Los Chivos, Ponupo, El Cristo, región minera Palmarito, Valle de Manganeso y otros, algunas de las cuales funcionaron con muy baja recuperación siendo una de las causas del cierre de la actividad minera.

Durante la segunda guerra mundial la Cuban Mining Company monta una planta de flotación de manganeso de baja ley (18%) en el Cristo, la cual fue desmontada completamente al concluir la guerra y enviada a E.E.U.U.

A finales de la década del 80 se monto una planta de concentración de manganeso químico en Margarita de Cambute por hidrogravimetría (jigs, medios densos) que proceso muy poco mineral, en parte porque no se encontró suficiente manganeso químico. Esta planta ha sido desmantelada casi totalmente.

Alternativas tecnológicas

Como resultado de lo anteriormente expuesto se llega a la conclusión de que existen dos posibilidades de obtener nuevas tecnologías utilizando el mineral de manganeso en dos etapas diferentes del proceso de fusión en los hornos de arco eléctrico con revestimientos básico: primera variante, en el periodo de reducción, donde se utilizarán elementos reductores (aluminio y carbono) mezclados con el mineral de manganeso; segunda variante, en el periodo de oxidación, donde se utiliza el mineral de manganeso como oxidante en lugar del mineral de hierro y del ferromanganeso para la obtención de aceros al carbono.

Para lograr este propósito, según los métodos convencionales de producción se usa el ferromanganeso, elemento que se introduce al horno con el objetivo de detener la oxidación del carbono y lograr la cantidad de manganeso necesaria en el acero. Como es conocido el ferromanganeso es un

producto altamente costoso, por lo que su sustitución significa un notable efecto económico.

La investigación se desarrolló para buscar un sustituto del FeMn, y elaborar una tecnología de fusión con la cual no se utilizará esta aleación o se empleará una cantidad mínima de ella. Como es conocido el horno de arco con revestimiento básico permite la utilización de los periodos de oxidación y reducción en la tecnología de producción de acero donde en el periodo de oxidación se utiliza el mineral de hierro para lograr la oxidación del metal, la salida de los gases del baño metálico y la obtención del carbono y del fósforo en la marca establecida.

En el periodo de reducción del acero se separa el azufre (en forma de CaS), se obtiene la composición química (manganeso y silicio, el porcentaje de silicio se obtiene con FeSi 45 o FeSi 75, el de manganeso con Fem., o bien con silicio - manganeso), se desgasifica y se establece la temperatura necesaria para el vertido en los moldes, extrayendo finalmente el metal del horno hacia la cazuela de vertido (previamente calentada a 700 - 900 °C) para la colada.

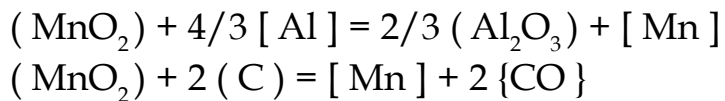
Las investigaciones preliminares mostraron que en Cuba existen una gran cantidad de yacimientos de Mn. La materia prima mineral (pirolusita (MnO_2)) utilizada procede del yacimiento de Margarita de Cambute ubicado en la provincia de Santiago de Cuba. La certificación del productor mostró la siguiente composición química: 68% MnO_2 ; 9% SiO_2 ; 3,6% FeO; 4,1% CaO; 0,69% MgO; 2,45% Al_2O_3 ; 0,04% P; 12,2% perdidas.

A partir de esta información se analizaron dos variantes de sustitución del FeMn por mineral de manganeso. En la primera, como elemento sustituto del ferromanganeso durante el proceso de reducción. Para reducir el manganeso del mineral hacia el baño metálico se empleó una tecnología donde se utilizó virutas de aluminio y troceado de electrodos como elementos reductores. En la segunda variante tecnológica se prescinde de estos elementos reductores y el mineral de manganeso es introducido durante el proceso de oxidación para realizar la oxidación en lugar del mineral de hierro y se reduzca, obteniéndose el % Mn en la aleación.

3.2 Variante tecnológica para la producción de aceros al carbono con el uso de mineral Mn conjuntamente con elementos reductores en el período de reducción para sustituir al FeMn.

Análisis teórico (Variante 1)

Los estudios teóricos sobre las condiciones de trabajo del horno de arco eléctrico con revestimiento básico demuestran que existen las condiciones termodinámicas necesarias para que en el intervalo de temperatura entre 1540 - 1560 °C ocurran las siguientes reacciones:



Esto significa que empleando mineral de manganeso se puede lograr enriquecer el metal en el proceso de reducción. Para ello se añade mineral de manganeso, luego coque o residuos de electrodos y virutas de aluminio (mezclados) sobre la escoria del metal, con el objetivo de que ocurran las reacciones presentadas, el manganeso se reduzca y pase al baño metálico

Para determinar la cantidad de manganeso en el mineral se procedió de la siguiente forma: si un kilogramo de mineral de Mn contiene 0,68 kg de MnO_2 y si la masa molecular del $\text{MnO}_2 = 55 + 2 \times 16 = 87$, entonces en 0,68 kg de MnO_2 la presencia de Mn puro será igual a $0,68 \times 55 / 87 = 0,43$. Entonces en un kilogramo de mineral de manganeso existirá 0,43 kg de Mn puro.

Debido a que la reducción del Mn ocurre escalonadamente: $\text{MnO}_2 \rightarrow \text{Mn}_2\text{O}_3 \rightarrow \text{Mn}_3\text{O}_4 \rightarrow \text{MnO}$ (en las condiciones de reducción del horno de arco eléctrico, los óxidos de manganeso con facilidad se reducen hasta MnO y luego reaccionan con los elementos reductores), parte del Mn en forma de óxido se queda en la escoria y la otra parte reducida pasa al metal.

Estos datos permitieron establecer la tecnología con la cual se logra la sustitución del FeMn por el mineral de manganeso.

Desarrollo del experimento

- Una vez realizada la oxidación se toma una muestra de acero y se determina el % Mn de forma experimental en el ESPECTROCAST (Spectro Analytical Instruments GMBH).
- Una vez conocido el porcentaje de Mn en el acero líquido se añade el mineral de Mn y luego la mezcla de troceado de electrodos y virutas de aluminio.
- Se toman muestras cada 5 minutos para verificar el comportamiento del Mn según análisis de composición química.
- Se saca el metal del horno para la colada de los moldes.

Resultado de las pruebas

Como se puede apreciar en la tabla 24 los elementos reductores (carbono y aluminio) cumplen su función y se logra sin dificultad el paso del Mn del mineral hacia el baño metálico. Durante los primeros 5 minutos después de introducida la mezcla se observan los mayores incrementos del contenido de Mn en el acero, (Rodríguez, 2012).

Tabla 5. Comportamiento del Mn después de añadida la mezcla.

No. de Colada	Tiempo en minutos	No. muestras	% de Mn	Comportamiento del Mn en %
1	0	1	0, 23	-
	5	2	0, 40	+ 0, 17
	10	3	0, 47	+ 0, 07
	15	4	0, 65	+ 0, 18
	20	5	0, 62	- 0, 03
2	0	1	0, 26	-
	5	2	0, 40	+ 0, 14
	10	3	0, 45	+ 0, 05
	15	4	0, 55	+ 0, 10
	20	5	0, 52	- 0, 03

3	0	1	0, 18	-
	5	2	0, 35	+ 0, 17
	10	3	0, 52	+ 0, 17
	15	4	0, 49	- 0, 03
	20	5	0, 47	- 0, 02
4	0	1	0, 15	-
	5	2	0, 44	+ 0, 29
	10	3	0, 62	+ 0, 18
	15	4	0, 53	- 0, 09
	20	5	0, 52	- 0, 01
5	0	1	0, 07	-
	5	2	0, 25	+ 0, 18
	10	3	0, 39	+ 0, 14
	15	4	0, 48	+ 0, 09
	20	5	0, 46	- 0, 02

Elaborado por: Héctor Terán

A partir de los 15 minutos después de añadida la mezcla a la escoria ocurre una pequeña disminución del % de Mn en el baño metálico, o sea que el manganeso comienza a salir del baño metálico en una reacción inversa en forma de óxidos y sulfuros de manganeso.

Atendiendo a lo antes planteado, si el metal por alguna causa debe permanecer más tiempo de lo establecido en el horno entonces debe añadirse sobre la escoria una capa de coque troceado (o restos de electrodos) con el objetivo de detener la disminución del % de Mn.

En la tabla 5 aparecen los resultados de la composición química de cada una de las coladas realizadas.

Con los resultados de la tabla 6 se aprecia cómo con la tecnología utilizada se logra obtener la composición química deseada y el manganeso que es el elemento investigado queda dentro de la marca establecida según la norma cubana.

Tabla 6. Composición química final del Ac 35 en sus 5 coladas.

No. Colada	Composición química %				
	C	Si	Mn	P	S
1	0,35	0,52	0,62	0,036	0,025
2	0,34	0,51	0,52	0,032	0,012
3	0,36	0,46	0,47	0,025	0,031
4	0,36	0,50	0,52	0,020	0,020
5	0,38	0,38	0,46	0,030	0,025

Elaborado por: Héctor Terán

Una vez obtenido el metal en marca y con la temperatura de vertido establecida para el tipo de piezas, se procedió al vertido de los moldes, entre los cuales se encontraban los moldes para las probetas de propiedades mecánicas.

Los resultados de las pruebas de propiedades mecánicas se reflejan en la tabla 6.

Tabla 7. Propiedades mecánicas obtenidas.

No. de probetas	Resistencia a la tracción, MPa	Elongación %	Extracción %	Dureza Brinell, HB
1	500	14	30	172
2	490	13	26	170
3	505	15	27	175
4	505	14	27	176
5	510	15	30	178

Elaborado por: Héctor Terán

Observación: El número de probeta se corresponde con el número de colada. Los resultados de la tabla 7 muestran que el acero obtenido posee las propiedades mecánicas dentro de los parámetros establecidos por la norma cubana.

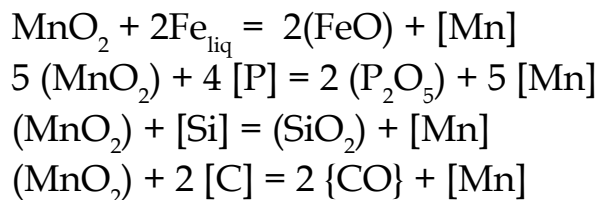
Sin embargo esta tecnología exige de un suministro sostenido de virutas de aluminio como elemento reductor y no todos los países ni todas las fundiciones tienen esta posibilidad (aunque está justificada económicamente la compra de chatarra de aluminio con este fin), por lo que a continuación se propone otra variante de tecnología en la que no se utilizan elementos reductores (troceado de electrodos o coque y virutas de aluminio).

3.3 Variante tecnológica para la producción de aceros al carbono con el uso del mineral Mn en el período de oxidación como sustituto del mineral de hierro y el FeMn.

Variante 2

El mineral de Manganeseo (el mismo de la variante 1) posee un alto porcentaje de oxígeno ($68\% \text{ MnO}_2$) por lo que se puede utilizar en lugar del mineral de hierro para la oxidación de las impurezas.

Si durante los periodos de fusión y oxidación en la composición de la escoria hay presencia de mineral de Mn, debido a la descomposición del MnO_2 en la escoria existirá MnO, debido a esto la relación de equilibrio. $L = (\text{MnO}) / [\text{MnO}]$ se rompe pues $(\text{MnO}) > L [\text{MnO}]$ el oxígeno comenzara a oxidar los elementos de la composición química de la carga y el manganeseo comenzará a pasar al metal por medio de las siguientes reacciones:



Como se puede observar si se cuenta con mineral de manganeseo, se puede lograr enriquecer el metal con este mineral en el periodo de oxidación para que ocurran estas reacciones, (Morral, 1985).

Determinación de la dirección del experimento:

Con el desarrollo de las últimas reacciones se crean las condiciones necesarias para que ocurra la oxidación de los elementos (Fe, P, Si, C) y la reducción del Mn, por tanto se sustituirá el mineral de Fe y el ferromanganeso por mineral de manganeso.

Para determinar la cantidad de mineral de Mn que se debe utilizar en la carga con el objetivo de disminuir el porcentaje de P y C hasta la marca deseada, nos apoyamos en cálculos matemáticos, teniendo en cuenta que la carga metálica es de 2500 kg, que el horno es de arco eléctrico con revestimiento básico y su capacidad es de 3 t, además de la composición química de la carga y que el mineral de Mn posee 68 % de MnO_2 en 1 kg de mineral y el metal que se obtiene es Ac 35, que tiene de 0,4 - 0,9 % Mn.

Desarrollo práctico del experimento.

- Conociendo el % de Mn en el metal se añade el 50 % del mineral de Mn para la oxidación de las impurezas y transcurrido 20 minutos se añade el 50 % restante.
- Cada 5 minutos se toman muestras para determinar el comportamiento del Mn hasta lograr el % de C y P establecidos.

En lo adelante el proceso transcurre de forma tradicional.

Resultados de las pruebas obtenidas:

Los resultados de las pruebas obtenidas aparecen en las tablas 8, 9 y 10.

Los datos de la tabla 8 muestran como el mayor porcentaje de manganeso se reduce (pasa al baño metálico) entre los primeros 5 a 10 minutos después de añadido el mineral.

Se aprecia como al igual que en la tecnología anterior (variante 1) entre los 15 y 20 minutos después de añadido el mineral comienza a disminuir el porcentaje de manganeso (el manganeso sale del baño metálico hacia la escoria), por lo que al añadirlo en dos partes (al 50% cada una) garantiza un mayor porcentaje de manganeso en la aleación.

Tabla 8. Comportamiento del Mn después de añadir el mineral para oxidar las impurezas.

No. De Colada	Tiempo en minutos	No. muestras	% de Mn	Comportamiento del Mn en %
1	0	1	0, 01	-
	5	2	0, 10	+ 0, 09
	10	3	0, 26	+ 0, 16
	15	4	0, 36	+ 0, 10
	20	5	0, 27	- 0, 09
	25	6	0, 19	- 0, 08
	30	7	0, 52	+ 0, 33
	35	8	0, 62	+ 0, 10
	40	9	0, 67	+ 0, 05
	45	10	0, 70	+ 0, 03
2	0	1	0, 18	-
	5	2	0, 20	+ 0, 02
	10	3	0, 48	+ 0, 28
	15	4	0, 50	+ 0, 02
	20	5	0, 38	- 0, 12
	25	6	0, 49	+ 0, 11
	30	7	0, 53	+ 0, 04
	35	8	0, 73	+ 0, 20
	40	9	0, 74	+ 0, 04
	3	0	1	0, 13
5		2	0, 18	+ 0, 05
10		3	0, 33	+ 0, 15
15		4	0, 44	+ 0, 11
20		5	0, 36	- 0, 08
25		6	0, 47	+ 0, 11
30		7	0, 54	+ 0, 07
35		8	0, 72	+ 0, 18
40		9	0, 74	+ 0, 02

Elaborado por: Héctor Terán

El resultado de la composición química final de cada una de las coladas analizadas aparece en la tabla 9

Tabla 9. Composición química final del Ac 35.

No. Colada	Composición química %				
	C	Si	Mn	P	S
1	0, 37	0, 52	0, 70	0, 026	0, 025
2	0, 35	0, 51	0, 74	0, 032	0, 020
3	0, 36	0, 30	0, 74	0, 020	0, 030

Elaborado por: Héctor Terán

Como se puede apreciar en la tabla 28 la composición química del acero 35 producido con la nueva tecnología se encuentra dentro de lo establecido por la norma cubana, fundamentalmente el porcentaje de manganeso; que aunque los porcentajes de manganeso de inicio (número de muestra 1) son inferiores a los de la variante 1, los resultados finales son superiores lo que demuestra que la decisión de añadir las cargas en dos partes (al 50%) es la correcta.

Luego de comprobar la composición química y la temperatura se realiza el vertido de los moldes y se toman las probetas para los ensayos mecánicos; los resultados de las pruebas aparecen en la tabla 10.

Tabla 10. Propiedades mecánicas obtenidas.

No. De probetas	Resistencia a la tracción, MPa	Elongación, %	Extracción, %	Dureza Brinell, HB
1	510	15	25	177
2	500	13	26	172
3	506	13	27	175

Elaborado por: Héctor Terán

Los resultados de esta tabla demuestran que la utilización del mineral de manganeso garantiza las propiedades mecánicas del acero, según lo establecido en la norma.

En ambas tecnologías se aprecia un aumento de la temperatura después de añadido el mineral de manganeso y transcurrido cierto tiempo (10 – 20 min.), si bien en un inicio (al introducir el mineral de manganeso), se experimenta un ligera disminución de la temperatura debido a la descomposición del MnO_2 (desde MnO_2 hasta MnO), al pasar cierta cantidad de MnO al baño metálico se produce la oxidación de los elementos de la carga en una reacción exotérmica que provoca el aumento de la temperatura; lo que unido a la eliminación del ferromanganeso (la operación de carga, derretido y obtención del porcentaje de manganeso) provoca una disminución del tiempo de fusión.

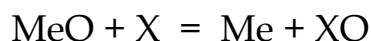
3.4 Influencia de la composición química y temperatura en la reducción del Mn del mineral al baño metálico.

Los aceros al carbono poseen en su composición química base elementos como:

Carbono, Manganeso, Silicio, Fósforo y Azufre, elementos que a su vez poseen una determinada afinidad química; La afinidad química determina la posibilidad de las sustancias de reaccionar entre ellas, formando enlaces resistentes a diferentes temperaturas.

Para la reducción del Mn se utiliza como elemento aportador de este el MnO_2 el cual debe ceder el oxígeno para lograr la reducción de Mn.

Como ley estos óxidos tienen alta resistencia, baja elasticidad de disociación y en las condiciones reales de temperaturas del proceso no se pueden disociar, por eso generalmente la desoxidación se realiza por medio de la introducción en la aleación de una sustancia elegida especialmente, nombrada reductora. Al introducir la misma en la aleación se desarrollarán las reacciones de oxidación-reducción del tipo



Donde:

X - elemento reductor.

Reductora puede ser solo aquella sustancia que tiene mayor afinidad química hacia el oxígeno que el metal reducido.

Como se demostró cuando se funde acero al carbono y durante la obtención del % Mn a partir del mineral, tiene gran importancia la reacción de reducción del Mn a partir del MnO con la ayuda del C y Al.

La reducción directa es posible a temperaturas superiores a los 1000°C, cuando la afinidad hacia el oxígeno del carbono, el Al, etc., son mayores que las del manganeso.

Analicemos entonces la influencia de los componentes del metal base en la reducción del Mn, ya que además de las reacciones de oxidación - reducción ocurren otras reacciones, como es el caso de la formación del MnS.

Variante 1:

Cuando se añade una mezcla de mineral de manganeso conjuntamente con carbono y virutas de aluminio como agentes reductores en el periodo de reducción a temperaturas entre 1540 - 1560 °C.

En esta variante tecnológica la composición química no influye mucho, ya que tanto el carbono como el fósforo están en la marca deseada y el silicio se oxidó casi por completo, por lo que no influye en la reducción del Mn, solo el azufre puede influir si se encuentra en altos por cientos (disminuyendo el % Mn), ya que forma MnS que salen a la escoria. Los bajos % FeO, las altas temperaturas junto con altos %CaO y bajo % de S influyen positivamente en la reducción del Mn.

En esta variante la reducción es forzada por los elementos reductores (C y Al), con mayor afinidad por el oxígeno que el Mn.

Variante 2:

Cuando el mineral es añadido después del derretido del metal para que ocurra la oxidación de las impurezas y la reducción del Mn del mineral hacia el baño metálico.

La composición química influye de la siguiente forma: El carbono y el silicio aumentan la reducción del Mn, mientras el azufre disminuye la reducción ya que se enlaza con el Mn formando MnS desde finales de la oxidación donde se alcanzan altas temperaturas. El % Si no se debe elevar en busca de mejorar la reducción del Mn ya que para ello se hace necesario la utilización de FeSi y este es muy costoso, además el Si en esta etapa

(oxidación) se reduce prácticamente a cero ya que este es un elemento ácido y el revestimiento del horno es básico, por lo que al reaccionar el silicio destruye parte del revestimiento y se pierde el por ciento de Si en más del 95 %.

Se recomienda para la reducción del Mn utilizar el carbono que es eficiente y a la vez barato.

Para eliminar el azufre además del Mn hace falta una escoria pobre en óxido de hierro, rica en óxido de calcio y altas temperaturas, lo que a su vez favorece la reducción del Mn, (Shukobki, 1984).

Como se ha podido observar todas las reacciones que ocurren en ambas variantes son exotérmicas, lo cual provoca el aumento de la temperatura, además en la variante 1, el mineral mezclado con Al y C se añade en el periodo de reducción (altas temperaturas), lo cual unido a la acción de los elementos reductores provoca la mayor reducción del manganeso del mineral al metal líquido.

3.5 Velocidad de la marcha de la reacción.

La cinética de la velocidad de la reacción química, como ciencia sobre las velocidades de las transformaciones químicas, se fundamenta en la ley de acción de las masas según la cual la velocidad de las sustancias A, B, C... es proporcional al producto de sus concentraciones. La velocidad de reacción se caracteriza habitualmente por la disminución de la concentración de una de las sustancias iniciales o de los productos finales de la reacción en unidad de tiempo, (Rusky y Raposo, 1997).

Por ejemplo, la velocidad con que la sustancia A entra en la reacción (la velocidad con que disminuye su concentración por la unidad de tiempo) se expresa por la ecuación $\frac{d[A]}{dt} = -k[A]^\alpha[B]^\beta[C]^\delta \dots$, donde k es la constante de velocidad de la reacción; [A], [B], [C]..., las concentraciones de las sustancias reaccionantes; el signo <<->> indica que la concentración de la sustancia A disminuye con el tiempo. La suma de la magnitud $\alpha, \beta, \delta \dots$ se llama orden de reacción.

La constante de la velocidad de una reacción es numéricamente igual a la velocidad de la reacción si la concentración de cada una de las sustancias iniciales es igual a la unidad. Prácticamente, los valores de la velocidad de las reacciones que transcurren en el proceso real de fundición del acero divergen considerablemente de la establecida según la ley de acción de masa, puesto que, en primer lugar, nos vemos obligado a tratar las disoluciones de uno u otro componente en la escoria o en el metal y tomar en consideración la acción del disolvente (es decir, no idealidad de la disolución); en segundo lugar, en la condición real las reacciones, como regla, transcurren en un medio heterogéneo y no homogéneo.

Por esta razón, con frecuencia para cada caso concreto la velocidad de la reacción se determina por vía experimental. Por lo general la velocidad de reacción se expresa con la diferencia de la concentración de la sustancia en tanto por ciento de la masa del metal (o de la escoria) en la unidad de tiempo (horas o minuto); por ejemplo, la velocidad de oxidación del carbono constituye 0.5 % C/h, etc.

En el caso específico de esta investigación, además de que las reacciones ocurren en un medio heterogéneo, la duración del tiempo de reacción está definida (15-20 minutos), la reducción se comporta de dos formas diferentes: de forma forzada (con elementos reductores), y de forma espontánea, solo actuando con la concentración de la masa metálica y atendiendo a la ley de equilibrio de las masas en reacción, es por eso que la determinación de la velocidad de reducción fue determinada vía experimental, atendiendo al paso del manganeso del mineral al baño líquido en intervalos de 5min.

Conclusiones de los resultados de la velocidad de reducción por ambas variantes:

La velocidad de reducción no se comporta de forma uniforme durante todo el tiempo que dura la reacción, como se demuestra en los resultados de las dos variantes investigadas.

1. En la variante 1 se observaron los siguientes resultados de velocidad de reducción:

A los 5min la velocidad de reducción fue de 0, 19; a los 10min de 0, 122; a los 15min de 0, 123. Si se asume que la velocidad de reducción

en los intervalos de tiempo antes mencionado es uniforme, entonces la velocidad de reducción por minuto para cada intervalo será: Durante los primeros 5min es de 0,038 %Mn / min, en el intervalo de 5 a 15min de 0,024 %Mn / min y así hasta que culmine la reacción.

En la variante 2 los resultados fueron:

A los 5min la velocidad de reducción fue de 0,053; a los 10min de 0,19; a los 15min de 0,076; a los 20min de -0,096; a los 22,5 min de -0,08; a los 25 mn de 0,11; a los 30min de 0,146 y a los 35min de 0,16% Mn.

Si se asume que la velocidad de reducción en los intervalos de tiempo antes mencionado (hasta los primeros 17,5min) es uniforme, entonces la velocidad de reducción por minuto para cada intervalo será: Durante los primeros 5min es de 0,011 %Mn / min, en el intervalo de 5 a 10min de 0,038 %Mn / min y de 10 - 17,5 de 0,015 %Mn / min.

3. Se aprecia como en la variante 1 la máxima velocidad de reducción se alcanza durante los primeros 5mn.

4. En la variante 2 la máxima velocidad de reducción se alcanza a los entre 5 - 10 min, y aunque los valores de reducción son los mismos que los de la variante 1, en esta se necesita un mayor tiempo para lograrlo.

5. Los valores de reducción son mejores en la variante 1 debido a:

- Se utilizan elementos reductores (Al, C) que aceleran la velocidad de reducción.

- Como la mezcla (mineral, C, Al) se añade en el período de reducción en el metal existe poca cantidad de oxígeno y por lo tanto hay menor posibilidad de que este se enlace con el Mn arrastrándolo hacia la escoria y provocando así la disminución del % de Mn.

Capítulo

4

**PRODUCCIÓN DE HIERRO Y ACERO
EN HORNOS DE INDUCCIÓN**

4.1. Características generales y específicas de la construcción del horno

Para la fusión de hierro y el acero se pueden utilizar hornos de inducción de frecuencia industrial (50-60 Hz), media (150-500 Hz) y alta (>500 Hz). Los hornos de media y alta frecuencia se utilizan para la fusión del hierro y el acero y poseen en la mayoría de los casos una capacidad de hasta una tonelada; Los de frecuencia industrial fundamentalmente se utilizan en la fusión del hierro y tienen una capacidad superior a una tonelada (a menor capacidad es mayor el consumo energético). Los hornos de media y alta frecuencia son de crisol (sin núcleo); los de frecuencia industrial pueden ser de crisol (sin núcleo) y de canal (con núcleo). Frecuentemente el horno de canal no se utiliza como agregado de fusión del metal, si no que se utiliza fundamentalmente como mikcer para acumular metal, elevar la temperatura y refinar el metal. Los hornos de frecuencia industrial de crisol pueden ser utilizados para la fusión y como mikcer.

El horno de inducción de crisol (figura 24) está compuesto por el cuerpo metálico, en el cual se aloja el crisol (2), el cual se apoya sobre la solera refractaria 3 y se cierra con la tapa (4). Durante la fusión la carga se echa en el crisol, el cual se encuentra en el inductor (1), unido a los conductores magnéticos y el sistema de enfriamiento. El paso de la corriente alterna por el inductor origina en la carga metálica corrientes parásitas, las cuales calientan y derriten la misma. El horno se acondiciona en la plataforma y para verter el metal se utiliza el mecanismo de giro (en hornos de poca capacidad se puede realizar el giro del mismo con un transporte por cable o un mecanismo de giro manual). El metal sale a través de la piquera de vertido 5.

El horno de inducción de canal (figura 25) se compone de dos partes: el baño, que sirve de colector de metal y los canales de fusión de tipo cerrado, en los cuales se calienta el metal. El horno tipo tambor representa el cilindro (2) con dos paredes (7), que sirven como elementos portantes del horno. El horno gira en los rodillos (1). El tambor se hace girar con ayuda de una transmisión a cadena (3) con el motor asincrónico de dos velocidades (4); el

accionamiento tiene frenos. En el revestimiento de las paredes se han previsto los sifones (8) para el llenado de metal. El sifón protege casi por completo el baño del horno contra la penetración de escorias en este, por eso aumenta la estabilidad del revestimiento del baño. La bóveda tiene los orificios (5), que se cierran compactamente con una tapa, predestinados para la carga de aditivos y la evacuación de la escoria.

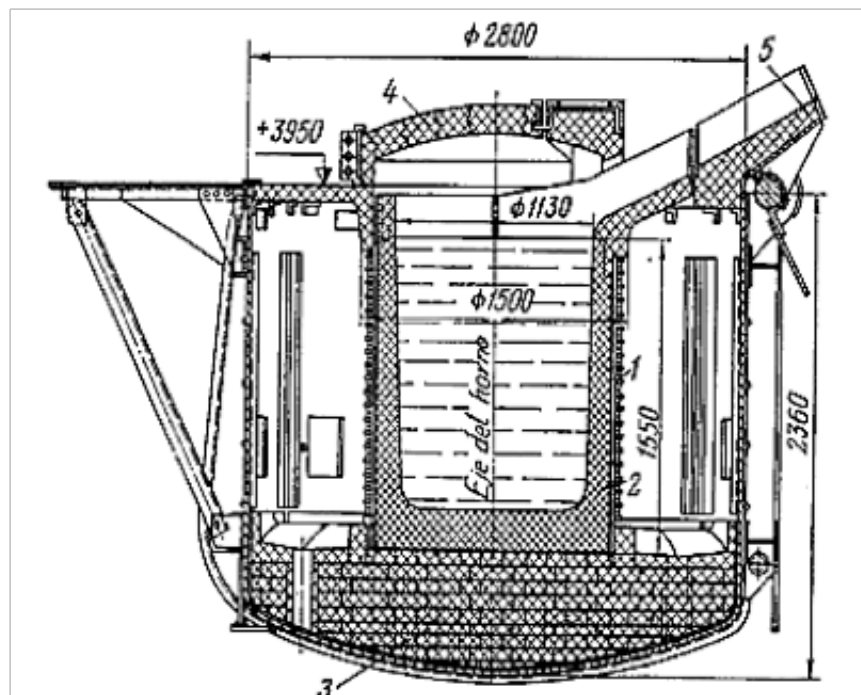


Figura 24. Horno de inducción de crisol.
Ilustración: Héctor Terán

A través de los canales (6) se descarga el metal del horno, se toman las muestras y se mide la temperatura, los orificios (10) unen los bloques de canales con el baño del horno.

El calentamiento del metal en el horno está basado en el principio del transformador monofásico. El inductor tiene el núcleo (9) con los devanados primarios (11), rodeados con los canales en U (12), que son los devanados secundarios, en los cuales se induce la corriente secundaria que calienta el metal.

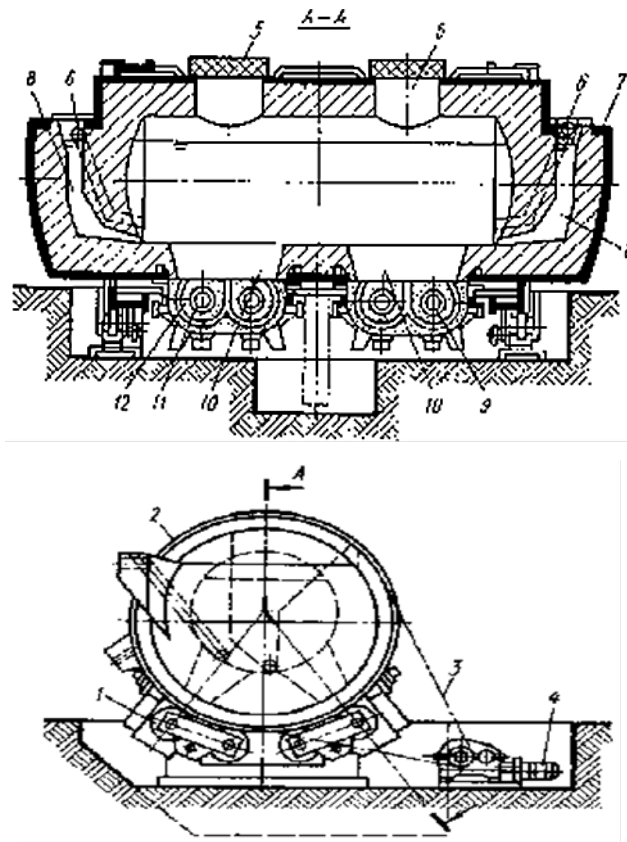


Figura 25. Horno de inducción de canal.
Ilustración: Héctor Terán

Teniendo en cuenta que la temperatura de calentamiento en los canales de la unidad de inducción está muy por encima de la del horno, aquí el desgaste del horno se hace máximo y da la posibilidad de cambio de canales de inducción sin haberse sacado todo el metal fundido del horno. El coeficiente de utilización de los hornos de inducción de canal en comparación con el mikcer de crisol es superior al 30-40% y por eso el consumo de corriente eléctrica para el calentamiento de una misma cantidad es menor.

En conjunto, la instalación de frecuencia industrial, de media y de alta frecuencia, además del crisol, lo conforman la máquina generadora con electromagnetizador de fuerza o tiristores generadores, el cuerpo de baterías de condensadores y el puesto de control. El cuerpo de baterías de condensadores, se usa para seleccionar el régimen adecuado del consumo energético durante todo el proceso, y en toda la etapa de fusión y obtención del metal, (Díaz, 2010).

Durante el llenado de metal en el horno de canal no se permite la caída de escoria al mismo. La fusión y obtención del metal en el horno de crisol se efectúa bajo la acción de la escoria, la cual puede ser ácida o básica, (el revestimiento del horno también puede ser básico ó ácido). Sin embargo, la escoria en estos hornos tiene una baja capacidad de acción, ya que ellas tienen una gran resistencia eléctrica y las corrientes parásitas en ellas casi no se inducen. En condiciones normales la escoria sólo se calienta por el contacto con el metal caliente y posee por este motivo una temperatura no muy alta. Esto disminuye la oxidación de preciados elementos aleantes, pero no facilita el intercambio para disminuir el fósforo y el azufre, incluso en el caso de la fusión con revestimiento básico; por esto los hornos de inducción son factibles para utilizarlos en la refusión. Es de destacar que las pérdidas generales en ellos son de (2-3 %), o sea, 2 ó 3 veces menor que en los hornos de arco eléctrico (5-7 %).

Además la fusión en estos hornos es intensiva y se mantiene continuamente en agitación (fundamentalmente en hornos de frecuencia industrial). Esto aumenta la superficie de contacto con la escoria que posibilita en gran medida limpiar el metal de inclusiones no metálicas (a consecuencia de la absorción de estas por parte de la escoria a través del contacto con el metal), y procesar eficazmente el metal con el objetivo de recarburarlo, modificarlo y alearlo. En presencia de una gran basicidad de la escoria (especialmente si la misma se recalienta con un quemador de gas), a consecuencia de esta se puede arribar a una desulfuración parcial del acero o hierro.

Durante la fusión en los hornos de crisol de media y alta frecuencia, generalmente todo el metal fundido se saca del horno y la próxima carga se comienza a fundir con el crisol vacío. Durante la fusión con hornos de crisol de frecuencia industrial se saca del horno una parte del metal fundido, quedando el resto dentro del mismo; luego una parte de la nueva carga se deposita en el horno sobre la porción de metal líquido existente en el crisol (fusión con carga líquida). Durante este proceso en caso aislado del horno se saca 50-75 % del metal fundido. El volumen de metal líquido que permanece en el horno es de 25-50 %, a veces se saca de 10-20 % del metal fundido y el resto se queda como carga líquida, ocupando un volumen de 80-90 % de la capacidad del crisol. Los hornos de inducción son fuertes,

fáciles de operar, posibilitan entregar el metal en porciones pequeñas y tienen unas condiciones higiénicas aceptables para el trabajo del personal.

Como una desventaja puede señalarse la baja resistencia del crisol, determinada en gran escala por el poco espesor de sus paredes (50-150 mm) y grandes cambios de temperatura durante el vertido del metal y la carga del horno para la próxima fusión.

4.2. Revestimiento de hornos de inducción

Los revestimientos requieren de propiedades tales como: refractariedad, estabilidad de su volumen durante el calentamiento, inercia química ante el metal y la escoria, resistencia y ser económicos. Los tipos de materiales refractarios utilizados en dependencia del carácter del proceso se establecen en la tabla 11.

Tabla 11. Tipos de materiales refractarios utilizados para los revestimientos en hornos de inducción.

Revestimiento	Denominación	Masa de los componentes fundamentales
Ácido	Cuarcita	96 -98 % SiO_2
	Arenas de cuarzo	>96 % SiO_2
	Dinas	>95 % SiO_2
	Chamota	~70 % SiO_2 ; 30% ($\text{Al}_2\text{O}_3 + \text{TiO}_2$)
Básico	Magnesita	88 -97 % MgO
	Dolomita	30 -40 % MgO ; 46-53 % CaO
	Magnesita - Cromita	~ 60 % MgO ; 8 -18 % Cr_2O_3
Neutral	Silimanit	45 -70 % Al_2O_3 ; 40 -70 % SiO_2
	Mullita	70 -93 % Al_2O_3
	Corindón	93 -99.5 % Al_2O_3
	Cromomagnesita	40 -46 % MgO ; 18 -22% Cr_2O_3 ; 6-7% SiO_2
	Zirconio	99 % ZrO_2

Elaborado por: Héctor Terán

En los hornos de inducción de capacidad hasta 12 toneladas, la masa ya curada está compuesta por materiales refractarios granulados o en forma de polvo y aglutinantes o agentes mineralógicos. Estas masas durante el secado se endurecen bajo la acción de las altas temperaturas y se sinterizan.

En calidad de material aglutinante o agente mineralógico, en la mayoría de los casos se utiliza: el ácido bórico (H_2BO_3), el boro anhidro (B_2O_3), el silicato de sodio sulfático ($Na_2SiO_3 \cdot nH_2O$), arcilla, fluoruro de calcio (CaF_2), alcohol sulfúrico, magnesita cáustica, cloruro de calcio ($CaCl_2$).

La cantidad de estos aditivos en la mayoría de los casos es similar y se encuentran en el orden de 1 - 5 % (a veces hasta 10%), (Palacios, 1998).

Para las masas refractarias monolíticas tiene importancia no sólo la composición química, sino, su composición granulométrica de modo tal que puedan garantizar el revestimiento con una alta densidad. De acuerdo con los datos existentes al respecto se relacionan las siguientes composiciones granulométricas extraídas de la práctica: 40 - 50 % de fracción gruesa (de 0,63 mm hasta 2,5 - 4 mm); 10 - 20 % de fracción de media (de 0,1 hasta 0,63 mm), 40 - 50 % fracción fina (hasta 0,1 mm). La composición granulométrica óptima de la cuarcita para revestir hornos de crisol (para fundir hierro) para diferentes países del mundo se muestra en la tabla 11.

En la literatura se pueden encontrar grandes cantidades de masas refractarias con diferentes composiciones, las que en cierto grado se van a diferenciar de las que aparecen en la tabla 12.

Aquí es importante que se cumpla con el requisito fundamental de una alta densidad.

La masa de revestimiento puede utilizarse tanto seca como húmeda. En la práctica fundamentalmente se utiliza la seca.

Tabla 12. Composición granulométrica de la cuarcita para el revestimiento de los hornos de crisol para fundir hierro, en %.

País	Gruesa de 1 hasta 2, 5 mm	Media de 0, 315 - 1 mm	Fina de 0, 1 - 0, 315 mm	Muy fina 0, 05 - 0, 1mm
Suecia	41	15	7	37
Inglaterra	43	16	18	22
Alemania	14	35	21	30
Rusia	27, 5 - 34, 5	12, 0- 20, 2	19, 2 - 24, 3	26, 9 - 36, 3

Elaborado por: Héctor Terán

En el mundo actual se utiliza y se prepara un gran número de masas refractarias para revestir hornos de inducción. Sin embargo, la resistencia de estas continúa siendo relativamente baja y el trabajo en este sentido se mantiene. En la mayoría de los casos se utilizan en la práctica composiciones de revestimientos ácidos y básicos para hornos de inducción de crisol, de media y alta frecuencia, que se utilizan en lo fundamental para fundir aceros (en caso de necesidad se puede utilizar para fundir hierro), algunos de ellos se relacionan en la tabla 32.

La durabilidad de estos crisoles alcanza 150 coladas cuando se funde acero y 250 coladas cuando se funde hierro con revestimiento ácido. (En la mayoría de los casos la durabilidad del crisol está entre 15 - 25 coladas cuando se funde acero y 25 - 50 coladas cuando se funde hierro); unas 100 coladas cuando se funde acero y 150 coladas cuando se funde hierro con revestimiento básico (en la mayoría de los casos 10 - 15 coladas cuando se funde acero y 12 - 20 coladas cuando se funde hierro).

Tabla 13. Composición de los revestimientos para hornos de inducción de crisol de alta y media frecuencia para fundir aceros e hierros

Tipo de procesos	Composición utilizada en la masa refractaria
Ácidos	1. Cuarzita o arena de cuarzo con un contenido mayor de 96% SiO ₂ (96 - 98% SiO ₂), ácido bórico 2 - 4%.
	2. Arena de cuarzo 50%, marshalita 15%, polvo de chamota 6%, cemento aluminoso 10%, vidrio líquido 5%, agua 14%.
Básicos	1. Polvo de magnesita 45%, desechos de ladrillos de cromo magnesita 45%, magnesita cáustica 8%, espato flúor 1%, arcilla 1%, después de mezclados todos estos materiales se le agrega hasta 4% de agua.
	2. Polvo de magnesita 30%, granulado de magnesita 40%, granulado de magnesita y polvo 30%. Después de mezcladas todas estas fracciones se la agrega el 5% de arcilla seca, ácido bórico 2% y agua del 7 - 10%.
	3. Polvo de magnesita 70%, polvo de cromo magnesita 30%, espato flúor 2% (por encima del 100%).
	4. Cromo-magnesita o magnesita en polvo 70%, electrocorindón 30%, cloruro de calcio 2, 5% (por encima del 100%), agua 5% (por encima del 100%). Los polvos se mezclan con el electrocorindón, el CaCl ₂ y se disuelve en agua. La mezcla se moja hasta obtener disolución pastosa.
	5. Molido de ladrillos de cromo magnesita 96%, espato flúor 2%, agua 2% (para hornos de capacidad mayor de 500 kg).

Elaborado por: Héctor Terán

Para la fusión del hierro en hornos de crisol de frecuencia industrial con capacidad de una tonelada y más, en la mayoría de los casos se utilizan revestimientos ácidos compuesto por cuarcita y ácido bórico (1, 5 - 2, 5%); se puede observar cómo el volumen de la magnesita (revestimiento básico) aumenta constantemente con el calentamiento, mientras que el cuarzo a diferencia de esta conserva la estabilidad volumétrica hasta la temperatura de 538° C, (a temperaturas mayores que estas el volumen de la cuarcita prácticamente no aumenta). Esto incrementa la resistencia del revestimiento de cuarzo. La cantidad de aglutinante (ácido bórico) muchas veces es

diferente para la parte superior, media y de abajo, casi siempre para la parte de abajo se agrega hasta el 1%, en el medio hasta 1,5% y en la parte de arriba de 2 - 2,5% de este. Pero también son conocidas otras recomendaciones, por ejemplo en Alemania se han obtenido buenos resultados con las siguientes concentraciones de ácido bórico: 1,8% para la parte superior, en el medio 2% y en la parte de abajo 1,6%. La composición química de la cuarcita que se utiliza en diferentes partes del mundo está dada por la tabla 13. La cuarcita que se utiliza para revestimientos tiene que estar limpia de óxidos básicos y alcalinos. Además en el debe existir una cantidad mínima de TiO_2 , ya que éste al unirse con el FeO forma $FeOTiO_2$, la que provoca una sinterización no uniforme del revestimiento. Por este motivo la cuarcita utilizada para estos hornos (en Suecia, Rusia, EE.UU, Canadá) no contiene óxido de titanio.

Tabla 14. Composición química de cuarcitas utilizadas para revestimientos ácidos en hornos de inducción de frecuencia industrial, para fundir hierro.

País	Composición Química %					
	SiO ₂ No Menos	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	TiO ₂	CaO	Impurezas
Suecia	97,35	0,4	0,12	-	0,18	el resto
Alemania	99,2	0,38	0,21	0,11	0,6	
Para la fracción < 0,1 mm	94,2	3,1	1,4	0,6	0,4	
Para la fracción > 0,1 mm	97,6	1,0	0,5	0,5	0,3	
Rusia	99	0,4	0,18	-	0,15	
EE.UU	99,2	0,5	0,1	-	-	0,2
Canadá	97-98	0,75-1,25*	0,25-0,50	-	-	0,35**

Elaborado por: Héctor Terán

* Suma ($Al_2O_3 + TiO_2$)

** Suma ($CaO + MgO + Na_2O + K_2O$)

Un especial interés constituye el revestimiento que se utiliza en Alemania, cuando la composición química del producto con desiguales dimensiones de los granos es diferente. Aquí llama mucho la atención las partículas que

poseen dimensiones menores de 0,1 mm que con gran cantidad de Al_2O_3 y Fe_2O_3 , el cual mejora la unión entre las partículas del revestimiento y en gran parte no cambia su durabilidad.

Cuando se funde el hierro en hornos de crisol de frecuencia industrial, aparte del revestimiento ácido, también se utiliza el revestimiento neutral, con gran frecuencia el disencilimanita.

En este caso la masa refractaria está compuesta de 35 - 50% de electrocorindón con una granulometría de 1-3 mm y dicencilimanita (40-50 %) con una granulometría de 0,063-0,2 mm o de (10-20%), con granulometrías menores de 0,063 mm. En calidad de aglutinante fundamentalmente se utiliza el ácido bórico (1,2 -1,8%) a veces el vidrio líquido (hasta 5%).

El revestimiento de los hornos de canal como regla se realiza con alta alúmina agregándole de 1,5 - 3% de ácido bórico u otros aglutinantes.

En todos los casos la tecnología de preparación de revestimientos refractarios se basa en las siguientes operaciones: preparación de la masa, apisonado, secado y sinterizado.

La preparación de la masa se compone de secado, clasificación de los granos, dosificación y mezclado. Los aglutinantes también se secan, se trituran y se dispersan.

Si la mezcla se seca, el mezclado de la masa y el aglutinante se realiza antes del apisonado. Si la mezcla es húmeda, después del mezclado es indispensable mantenerla mojada de uno a dos días.

En todos los casos el apisonado de la masa refractaria se realiza con un patrón, sus medidas exteriores deben jugar con las dimensiones interiores del crisol.

El patrón se hace de acero laminado enterizo o en secciones (en dependencia de la altura del crisol), si después del apisonado del crisol el patrón se queda y se funde en la primera colada, entonces al patrón se le hacen agujeros de 5 - 6 mm a 200 mm de distancia entre ellos (para la salida de la humedad durante el secado y el fundido).

El proceso de apisonado comienza desde el momento en que la superficie interior del inductor se cubre con una capa de asbesto (después sobre el piso se apisona una capa de 40 a 60 mm), se adiciona la masa de revestimiento y se apisona manual o con un pisón neumático, luego se coloca el patrón (o su

parte inferior si es que está en secciones) y se centra. En el espacio que queda entre el patrón y el inductor se vierte la masa refractaria en capas de 40 a 60 mm y se apisona hasta que aparezca el sonido metálico y se repite esta operación hasta llegar a la parte superior del inductor.

La parte superior del crisol se reviste con ladrillos de magnesita, cromo - magnesita o de una mezcla de arcilla (10 - 15%) y arena de cuarzo y vidrio líquido (6 - 8%).

Después de revestido el horno se procede al secado y sinterizado del crisol. La calidad del crisol en gran escala depende de la calidad del secado y sinterizado del mismo.

En algunas ocasiones antes de comenzar la fusión el patrón se saca, pero en la mayoría de los casos se queda dentro del horno derritiéndose en la primera colada.

En la práctica se utilizan dos sistemas de calentamiento: con cargas sólidas y con cargas líquidas. Durante el sinterizado con carga sólida en el horno se coloca el talón de arranque, el cual garantiza un asentamiento adecuado del crisol. Después se conecta el voltaje y la temperatura del metal en el horno se eleva hasta 800 - 900 °C en 4 - 8 horas. (A mayor capacidad del horno mayor es este período). Posteriormente se incrementa la potencia eléctrica en el horno hasta llegar a la temperatura de fusión, luego el crisol se rellena con carga limpia hasta llegar al nivel superior del crisol, el metal se recalienta 50 - 70 °C por encima de la temperatura de vertido y se mantiene durante 20 - 80 min. En este momento ocurre la sinterización de la capa del revestimiento que está en contacto con el metal. Todo el proceso de secado y sinterizado durante la primera colada dura de 6 - 12 horas.

Cuando se sinteriza con metal líquido se calienta el horno hasta 800 - 900° C, esto se realiza con quemadores o eléctricamente, colocando dentro del horno el talón de arranque o con un electrodo de grafito cercano a la pared del crisol.

Después el crisol se libera y en él se vierte el metal líquido de otro horno en funcionamiento (el metal debe estar recalentado en unos 150 - 200 ° C), después de vertido el metal se mantiene en el crisol sin conectar el transformador de 10 a 30 min. Seguidamente se conecta el horno, se eleva la temperatura del metal hasta la temperatura de trabajo y se mantiene a esta

temperatura de 20 - 80 min. El tiempo total de calentamiento y sinterizado es de 6 - 12 horas.

En la formación del revestimiento se forman tres zonas: la primera, la cual está en contacto directo con el metal, consiste en una capa monolítica sinterizada; la segunda zona, una capa semisinterizada y la tercera zona totalmente no sinterizada, la cual desempeña el papel de compensar todos los cambios volumétricos del revestimiento durante el calentamiento y enfriamiento, frecuentemente conllevan al surgimiento en él de considerables grietas. En el proceso de explotación del revestimiento este se desgasta y su espesor disminuye.

No se debe permitir que todo el espesor del revestimiento esté en estado de sinterización o semisinterizado, se requiere que siempre exista una capa en estado natural, debido a que se pueden formar grietas y puede pasar el metal hasta la bobina inductora con agua. Si esto sucede el agua hace contacto con el metal del crisol y se produce una explosión.

A veces en el proceso de explotación el revestimiento se repara, previo una limpieza del crisol de la escoria y el metal.

En hornos de capacidad superior a las 12 toneladas como regla se utiliza el revestimiento combinado, o sea, en una gran cantidad de fábricas la capa cercana al inductor se reviste con ladrillos y la capa que está cerca del metal se prepara con apisonado. En unas cuantas fábricas se hace al revés, o sea, la capa cercana al metal se reviste con ladrillos de alta alúmina (como regla de más de 90% de Al_2O_3), y la capa cercana al inductor se realiza ligada (en forma de polvo). Esta variante del revestimiento se ha llegado a aplicar con resultados tales que en una fábrica en EE.UU, este tipo de revestimiento ha durado dos o tres veces más que los demás tipos de revestimientos.

4.2.1 Producto cubano Makarcit para el revestimiento de los hornos de inducción

Makarcit es un producto refractario, seco, con alto contenido de sílice, obtenido a partir de arenas de cuarzo de magnífica calidad. Utiliza un

procedimiento de preparación especial. El material se suministra seco, con distintos contenidos de ácido bórico, en dependencia de la temperatura de trabajo de cada zona del revestimiento.

Está compuesto casi en su totalidad de cuarcita de alta pureza (99 % de óxido de silicio: SiO_2) y una estructura cristalina que le permite asimilar transformaciones durante el proceso de explotación, (Stepin, 1984).

Granulometría: Tiene un control muy riguroso en la distribución de los tamaños del grano, sin el cual sería imposible el alto grado de compactación en el revestimiento.

Propiedades especiales: Posee resistencia química al metal, escorias y los aditivos utilizados en el proceso de fusión. Alta resistencia al no cambiar los efectos del campo de inducción eléctrica. Tiene una densidad uniforme y baja permeabilidad, lo que no permite las infiltraciones del metal y la escoria dentro del revestimiento.

Aplicación: Es un producto refractario especial, diseñado para formar revestimiento monolítico. Se aplica fundamentalmente en revestimientos de hornos de inducción eléctricos sin núcleo para fundir hierro gris, hierro nodular, hierro blanco, así como algunos aceros al carbono y metales no ferrosos.

Modo de empleo: El fondo del horno se llena con MAKARCIT hasta alcanzar una altura de 100 a 140 mm. El material se comprime uniformemente mediante el uso de cinceles de punta plana o redonda, hasta que la mezcla empiece a zumbar. Posteriormente se añade una capa de 75 mm de espesor y se compacta. Luego se repite hasta llegar a la parte superior del crisol. También se pueden emplear otros métodos que incluyen el uso de aparatos de vibrado o agitación para colocar el material de revestimiento.

Secado y puesta en explotación: El horno ya revestido se puede poner en funcionamiento, aplicado el secado y sinterizado de crisol. Este proceso se puede lograr al utilizar los diferentes escalones de potencia del transformador conjuntamente con el control de la temperatura en el horno (ver gráfico figura 26 de secado y sinterizado). Este gráfico es aplicable para hornos de capacidad del crisol de 750 kg hasta 10 toneladas). El producto se suministrará en sacos de polietileno de 40 kg. También big - bags de 1 t.

Masa refractaria para revestimiento de los hornos de inducción

Especificaciones técnicas:

Granulometría: 0 - 4 mm

Composición química %

Óxido de sílice 98,5 - 99,0

Óxido de hierro 0,24

Óxido de aluminio < 0,1

Óxido de titanio 0,036

Óxido de calcio < 0,15

Óxido de magnesio 0,1

Óxido de sodio < 0,1

Óxido de potasio < 0,1

Perdida por ignición 0,14

Max. Temperatura de trabajo. 1650 - 1700 °C

Peso específico 2,65 - 2,67 g/cm³

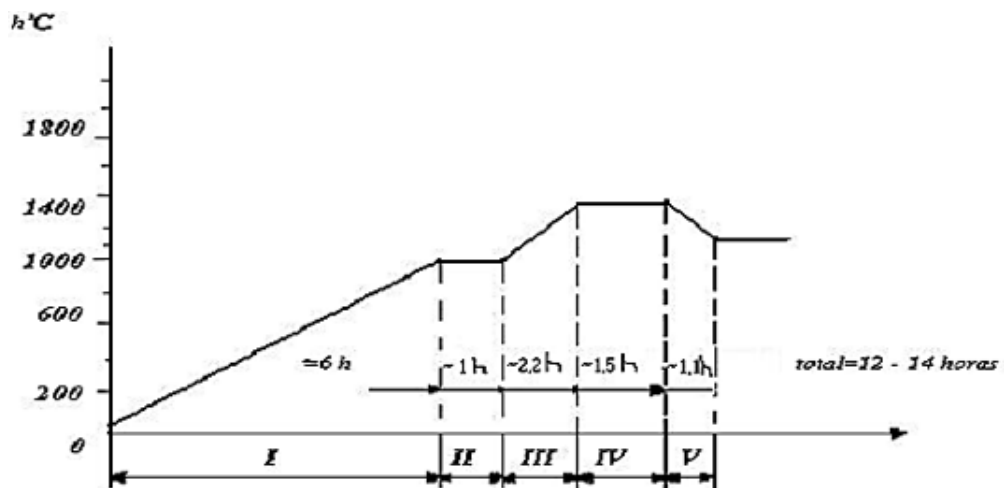


Figura 26. Gráfico de secado y sinterizado.

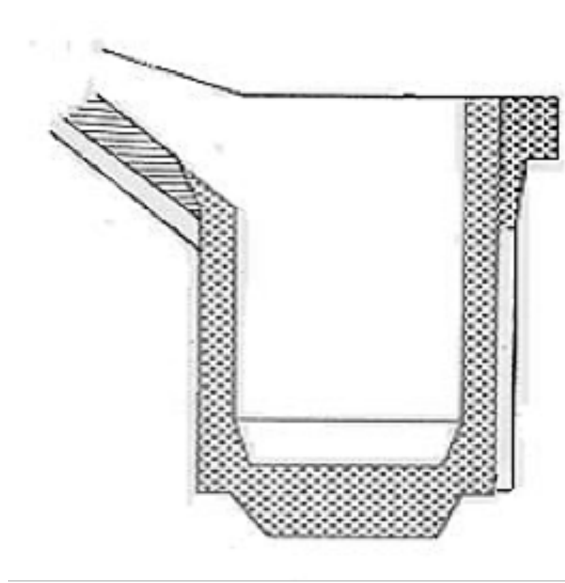


Figura 27. Gráfico de la forma del revestimiento del horno de inducción.
Ilustración: Héctor Terán

4.3 Fusión del hierro en hornos de inducción de frecuencia industrial (de crisol)

4.3.1 Características generales del proceso de fusión del hierro

En todo el mundo para la obtención de grandes cantidades de hierro fundido se utilizan fundamentalmente hornos de inducción de frecuencia industrial con proceso ácido y pocas veces el neutro, que en lo fundamental es de disensilimanita.

Los hornos casi siempre se instalan en bloques; cada bloque de 2 ó 3 hornos. En los bloques de dos hornos se utiliza uno para el derretido y el otro como mikcer con transformador para el mantenimiento del metal, lo cual garantiza la utilización de la potencia del transformador principal. Así cada horno puede ser conectado como principal para derretir y como mikcer para el mantenimiento, (Abramov, 1983).

De esta forma mientras un horno trabaja para derretir y recalentar el metal con el transformador principal, el otro trabaja en régimen de mantenimiento y a partir de él se saca el metal para el vertido. Mientras se realiza el vertido desde el segundo horno, el primero se encuentra derritiendo la carga, y luego pasa a régimen de mantenimiento. El horno del cual se sacó el metal se conecta al transformador principal, se carga con la carga metálica y trabaja para derretir y recalentar, manteniéndose este ciclo cuantas veces sea necesario.

En los bloques de tres hornos se utilizan dos para el derretido y uno como mikcer transformador. Además, cada uno de estos hornos puede ser conectado a cualquiera de los transformadores. En estos casos los hornos trabajan de forma ordenada en: carga, derretido, recalentamiento y obtención de la composición química adecuada; y se entrega finalmente el metal para el vertido.

La variante descrita sobre la organización del trabajo en los hornos da la posibilidad de tener metal fundido constantemente para el vertido en la cubeta transportadora de metal.

Casi siempre la fusión en estos hornos se realiza con metal líquido en el horno, y sobre este se añade la carga metálica sólida, a excepción de la primera colada (después del cambio del revestimiento), que la carga es sólida en su totalidad.

Carga metálica

En calidad de carga metálica para los hornos de inducción se utilizan por ejemplo: arrabio, chatarra de hierro y acero, virutas de hierro y acero (en este último caso se hacen briquetas en frío o en caliente), retorno de la propia producción, hierro metálico obtenido por reducción directa: $(\text{Fe}_2\text{O}_3 + \text{H}_2 \rightarrow \text{Fe} + \text{H}_2\text{O})$, ferroaleaciones y ligaduras.

Por cuanto la carga puede conservar una cantidad determinada de agua, cuando se introduzca la misma en el horno debe estar seca, de lo contrario puede ocurrir la explosión del horno. Por este motivo la carga metálica antes de descargarla en el horno es imprescindible calentarla hasta una temperatura de 50 - 60° C o más. La carga metálica se vierte con la ayuda de un balde ó cubo, el cual se abre por el fondo. Para el calentamiento de la

carga, frecuentemente se coloca el balde encima del horno, y se calienta por el calor que desprende el metal fundido existente en el horno.

Las virutas utilizadas en la carga deberán estar limpias de grasa o cualquier emulsión (de lo contrario se creará una atmósfera desagradable en el taller). Una parte de este problema se puede solucionar si toda la carga llega a calentarse hasta una temperatura de 500 - 800° C en una instalación de hornos especiales para este objetivo. Además, el precalentamiento de la carga incrementa en 15 - 30 % la productividad del horno, (Beslik, 1988).

Teniendo en cuenta que la carga metálica se vierte sobre el metal líquido, y que aquí no solo tiene lugar el calentamiento y derretido por medio de las corrientes parásitas, sino también, su disolución dentro del metal líquido, entonces para derretir 1 mol de acero al carbono (~ 55 g) es necesario un gasto de 1,35 kJ de calor; el calor de disolución de 1 mol de carbono (~ 12 g) absorbe aproximadamente 11,723 kJ, y el calor de disolución de FeSi - 75 o sea, con 75 % de Si, desprende aproximadamente 3,9 kJ de calor. De estos datos se llega a la conclusión de que desde el punto de vista energético es factible utilizar materiales de carga con bajo porcentaje de Si y garantizar el contenido de carbono en el hierro fundido durante el derretido; se obtiene el contenido de silicio hasta la marca deseada por medio de adiciones de FeSi en el metal fundido. (Al disolverse el silicio se desprende calor y se aumenta la temperatura sin gastos energéticos adicionales).

Carga del horno

El crisol se debe cargar con cuidado, sin golpes y lo más compactante posible. Las dimensiones de los trozos de carga deben asegurar una buena compactación del material, sin holguras entre ellos y las paredes del crisol. Con esto se logra la rápida fusión del metal y el mínimo gasto de energía eléctrica. La zona de temperatura máxima durante la fusión se halla en la parte inferior del crisol, por lo que las ferroaleaciones de alta temperatura de fusión se deben cargar en su fondo. Los trozos grandes y de alta temperatura de fusión se introducen verticalmente, paralelamente y más próximo a las paredes del crisol. En los hornos de pequeña capacidad el material se carga a mano, en los de gran capacidad con un cubo y la grúa.

Proceso de fusión

Al iniciarse la fusión, unos 5 a 10 minutos el horno funciona hasta terminar los saltos de corriente del generador en potencia reducida, luego la potencia se eleva hasta el máximo. La fusión se realiza con el crisol cerrado cuando la carga se funde parcialmente, los trazos fríos se asientan con una barreta, desconectando previamente el horno, luego en el horno se hecha la carga menuda restante, previamente calentada. Generalmente la chatarra de acero se adiciona al baño líquido, las ferroaleaciones en el baño bien caliente hasta 1430 - 1450 °C. Para la carburación de la fundición se introducen grandes pedazos de electrodo (1-2 %) sobre la solera y pequeños en la superficie del metal líquido, (después de evacuar la escoria). La escoria se retira estando la corriente desconectada. En ocasiones el metal queda bajo en carbono y para aumentarse por ciento se realiza la recarburación.

Una vez obtenida la composición química y la temperatura, el metal se saca del horno hacia la cuchara de vertido.

Recarburación

El carbono puede considerarse en la metalurgia del hierro como el principal elemento de aleación. Hay varios factores que han contribuido a considerar entre los fundidores, tanto a la recarburación como los recarburantes como un problema básico, (Yugi y Tokumitsu, 1990).

Entre esos factores están el desarrollo y uso extensivo de los hornos eléctricos. El asunto de la recarburación se hace más importante cuando aparecen los defectos en las piezas; así, refundir chatarra de acero, retorno y virutas junto con recarburantes puede introducir algunas impurezas. El aumento del nitrógeno no puede ser una consecuencia de la introducción de algunos carburantes, también los cambios en el tipo de recarburante o en el suministrador del mismo puede inducir a un exceso de azufre.

La recarburación se concibe de una o varias de estas formas:

- Añadiendo el recarburante a la carga.
- Añadiendo el recarburante al caldo, en el horno o en la cuchara.
- Inyectándolo en el horno o la cuchara.

El método que se elegirá dependerá de las circunstancias: el tipo de recarburante, la experiencia del personal, el proceso de fusión (cubilote, horno eléctrico, horno rotativo, etc.).

Agentes recarburantes.

- Troceado de coque o electrodos
- Grafito sintético o de electrodo
- Coque químico
- Coque de brea
- Coque de cracking del petróleo
- Menudo de coque y antracita calcinada.
- Coque grafítico
- Carburo de silicio
- Grafito natural.

Criterios de calidad y selección.

El grafito sintético es el agente recarburante más puro y costoso que existe. Se adquiere en trozos triturados procedentes del maquinado de electrodos. El coque químico se fabrica a base de fracciones petroquímicas previamente tratadas que son sometidas a una desulfuración especial y un tratamiento de desnitrogenación (tiene casi el mismo espectro que el grafito sintético).

El coque de brea se fabrica mediante coquización de brea dura seleccionada, obtenida del refinado de unos productos carboníferos específicos.

Los coques de cracking de petróleo tienen composiciones muy variables debido a la diversidad de los almacenes suministradores y de los procesos petroquímicos. Se lleva a cabo una calcinación a fin de reducir el contenido de agua y volátiles.

El menudo de coque y las antracitas calcinadas son coques metalúrgicos o subproductos del coque de fundición.

El coque grafítico es un subproducto de la producción de grafito y muchas veces es muy heterogéneo.

El carburo de silicio es un compuesto de carbono y silicio, se obtiene mediante la reducción de arena de sílice con coque de petróleo. Proporciona una mejor asimilación del carbono y del silicio en el baño fundido y protege

el revestimiento refractario al reducir los óxidos férricos de la escoria.

El grafito natural se usa muy poco debido a su bajo rendimiento y alto contenido de cenizas (15 %). También contiene agua cristalizada que puede provocar explosiones cuando se añade al metal fundido.

El agente recarburante ideal debe:

- Ser de eficacia constante y elevada, con un bajo costo.
- Ser altamente soluble y no debe introducir impurezas.
- Estar disponible a largo plazo.

En la tabla 15 se muestra la composición de algunos agentes recarburantes.

Tabla 15. Composición (%) de algunos agentes recarburantes típicos.

Componente	Grafito de electrodo	Coque de brea	Coque de petróleo calcinado	Menudo de coque
Carbono	92, 2	98, 0	97, 0	89, 0
Cenizas	0, 2	0, 5	0, 3	7, 9
Volátiles	0, 4	0, 5	0, 6	1, 0
Humedad	0, 1	0, 2	0, 3	0, 3-0, 4
Nitrógeno	0, 1	0, 7	1, 1	1, 0
Azufre	0, 1	0, 4	1, 1	1, 0

Elaborado por: Héctor Terán

La calidad del agente recarburante se ve influida por los factores siguientes:

- Contenido de carbono: debe ser conforme a esta referencia.

$$C_{fijo} = 100 \% - (\% \text{ de cenizas} + \% \text{ de H}_2\text{O} + \text{Volátiles})$$

- Los altos contenidos de cenizas producen mucha escoria, lo que supondrá un ataque al refractario y un bajo rendimiento de incorporación del recarburante, parte del cual se irá a la escoria.
- El nivel de humedad y de hidrógeno: parte del hidrógeno proviene del agua en el producto y de los hidrocarburos. Un nivel de humedad superior al 0.5 % puede dar lugar a explosiones. Este contenido de humedad junto con un porcentaje crítico de aluminio en el hierro puede

formar picaduras en las piezas, sobre todo si las adiciones se hacen al final del proceso de producción.

- El azufre del recarburante se transfiere casi completamente al caldo. Por esta razón para la producción de hierro nodular se debe usar un recarburante con el mínimo porcentaje de azufre.
- Los materiales volátiles pueden suponer un riesgo de explosión al cargar el horno, al menos la posibilidad de provocar llamas y humo.
- El contenido de nitrógeno puede oscilar entre 0,005 % (grafito sintético) y 1,70 % (coque de petróleo). En general, en el coque de petróleo el 30 - 50 % del nitrógeno contenido se transfiere al baño, y del coque metalúrgico entre el 15 y 25 %.

El rendimiento de absorción del carbono en el caldo depende del tiempo y de la temperatura. La solubilidad del carbono en el hierro también depende del porcentaje de silicio y del carbono equivalente. Esto quiere decir que la velocidad de disolución aumentará cuando disminuya el silicio y el carbono equivalente, y cuando aumente la temperatura.

Se considera que en los hornos eléctricos se puede alcanzar la disolución de grafito con 95 % de rendimiento a una temperatura de 1420 °C y con contenidos de carbono de 3,8 %. Para el coque de petróleo, a 1480 °C se puede alcanzar un rendimiento del 85 %, mientras el coque metalúrgico requiere una temperatura de 1520 °C para obtener un rendimiento del 70 %.

Está claro también que la velocidad de disolución depende del porcentaje de cenizas y de la ausencia (o presencia) de escoria en la superficie del baño.

El método de carga tiene mucha influencia sobre el proceso de recarburación, consumo de energía y sobre el tiempo de fusión total. El mejor método es cargar en frío, lo primero el acero mezclado con el recarburante. Sin embargo, no siempre es posible comenzar con carga fría (por ejemplo, cuando el crisol no está completamente vacío, o tiene un pie de horno). En este caso las cargas deberían espaciarse para dar tiempo a la carburación de cada una. Si la chatarra está muy oxidada, podría producirse un hierro con bajos y variables porcentajes de carbono, debido a la posible saturación con oxígeno del caldo.

La adición de recarburantes a los hornos rotativos supone pérdidas considerables del mismo, por lo que no se recomienda la adición. La mejor

forma de mantener un suficientemente alto porcentaje de carbono es con la aportación de lingotes (si hiciera falta alguna pequeña corrección, se puede hacer en la misma cuchara de tratamiento. El rendimiento alcanza casi el 60 %). El método convencional de introducir el recarburante con la carga sólida o al principio del movimiento rotatorio del horno solo da rendimientos del 20 %, lo que limita al 15 % el contenido de chatarra de acero en la carga.

Otra alternativa es elevar la temperatura del caldo hasta 1480 °C e introducir el grafito en el baño mediante una lanza. Este proceso dura unos 10 minutos y ofrece un rendimiento del 60 %. Desafortunadamente, la oxidación alcanzada en la superficie del baño con este procedimiento, reduce la eficiencia, y al final el rendimiento global del recarburante resulta el 20 %. La superficie del caldo se puede proteger con antracita. Sin embargo, esto puede conducir a un aumento en los contenidos de hidrógeno y azufre.

Un problema similar se produce cuando se intenta subir el porcentaje de carbono en los hornos de canal. A menudo es preferible añadir lingotes y lo que es seguro es que es mucho más rápido.

4.3.2 Fusión del hierro gris sintético

Etapas del proceso de fusión

El proceso de fusión posee las siguientes etapas: carga metálica en el horno; derretido del metal hasta lograr la composición química deseada y obtención de la temperatura de vertido.

Carga para la producción de hierro sintético.

En estos hornos fundamentalmente se funde hierro sintético, utilizando para obtener el carbono necesario carburantes tales como: troceado de electrodo, grafito, coque, etc.; con dimensiones de 3 - 5 mm.

Existen diferentes formas de introducir la carga en el horno, por ejemplo, cuando se produce hierro sintético se usan las siguientes variantes:

Mediante los experimentos realizados se pudo establecer que si conjuntamente con la carga se agrega carburante, FeSi 75 y FeMn 75, entonces las pérdidas del carbono son de 18 - 25 %, del silicio de 30 - 32 % y del manganeso de 52 - 55 %, (Hughes, 1993).

Si el carburante se introduce con la carga y el FeSi 75 y el FeMn 75 se agregan de 5 - 15 minutos antes de extraer el hierro fundido del horno, entonces las pérdidas del carbono se incrementan hasta 30 - 35 % y las pérdidas de silicio y manganeso disminuyen respectivamente entre 5 - 7 y 18 - 24 %. Teniendo en cuenta estos datos y los efectos térmicos descritos anteriormente, para la disolución de los componentes dentro de la masa derretida para obtener hierro sintético, se considera como variante óptima la introducción de los componentes al horno la siguiente: en primer lugar es necesario cargar el carburante (o el 100 %, o del 75 - 80 % de la cantidad necesaria) y la chatarra de acero; después del derretido completo del acero y el carbono debe realizarse la carga de los pedazos de hierro fundido y de retorno de la producción, la parte restante de carburantes y aleaciones ferrosas se agregan al final.

Esta variante de carga es conveniente, además, porque el grado de saturación de la fusión con carbono depende del contenido de este en la misma. Cuanto mayor sea la concentración de Si en la carga menos se saturará de carbono la aleación. Según la variante descrita la saturación de la solución con carbono ocurre cuando en ella está presente una baja concentración de silicio.

Es por eso que el FeSi se debe echar al horno solo después de ocurrida la carburación, o sea de 5 - 15 minutos antes de sacar el metal del horno para la cazuela. En la tabla 35 aparece la influencia de la concentración de Si y de la temperatura en la carburación del hierro fundido.

Tabla 16. Disolución del carbono en el metal líquido en dependencia de la concentración del silicio a diferentes temperaturas.

(%) Si	Contenido de C (%) a diferentes temperaturas °C				
	1300	1400	1500	1600	1700
0	4,65	4,90	5,16	5,41	5,66
2	3,92	4,19	4,48	4,73	4,99
4	3,66	3,62	3,88	4,13	4,36
6	2,83	3,07	3,32	3,56	3,81
8	2,37	2,59	2,78	3,02	3,25
10	1,92	2,11	2,30	2,52	2,72
12	1,48	1,66	1,83	2,02	2,23
14	1,05	1,21	1,36	1,54	1,71
16	0,70	0,84	0,98	1,14	1,30
18	0,45	0,54	0,69	0,84	0,97
20	0,27	0,38	0,48	0,62	0,73

Elaborado por: Héctor Terán

El carburante utilizado para la carburación del hierro fundido debe tener una dimensión de sus partículas entre 3 - 5 mm. Las partículas menores a lo señalado son arrastradas del horno por el flujo de aire caliente y las partículas mayores no llegan a diluirse completamente durante el tiempo que dura el proceso. El grado de asimilación del carbono del carburante colocado conjuntamente con la carga es el siguiente: pedazos y virutas de electrodos cerca del 90 - 95 %, grafito negro, plateado, coque grafitizado, carbón vegetal, coque y termoantracita 75 - 85 %.

De estos carburantes el mejor es el electrodo troceado, ya que, además de ser el que mayor carbura la carga, posee poca escoria en su composición; el carbón de leña también posee poca, pero se quema rápido y, por lo tanto, hay que usar mayor % de él en la carga (1.5 - 2 veces más que los desechos de coque y electrodos), mientras que el coque posee mayor cantidad de escoria (del 10 - 12 %), la cual al éste diluirse pasa al metal limitando la carburación. En este caso se debe escoriar tantas veces sea necesario y añadir el carburante en varias etapas.

Al calcular la carga se debe tener en cuenta que durante la fusión se quema cerca del 5 % del carbono de los componentes metálicos y además hay que considerar también los niveles explicados anteriormente de la asimilación del carbono del carburante. En los hornos ácidos no se consideran las pérdidas de Si y en los neutros se calcula que sea de un 10 - 15 %, las pérdidas de manganeso se estiman entre un 15 - 25 % (en los hornos con revestimiento neutro es menor que en el revestimiento ácido), (Fruehan, 1997).

Derretido de la carga

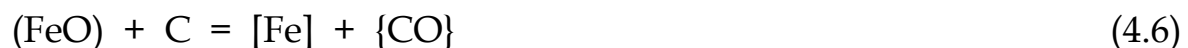
Durante el calentamiento y fusión de la carga situada en el crisol ocurre la oxidación de sus componentes, debido a las reacciones (a causa del oxígeno del aire):



Todos estos óxidos forman la escoria. Además, los óxidos de hierro de acuerdo con la ley de distribución $(\text{FeO}) = L [\text{FeO}]$ comienzan a pasar a la aleación y a reaccionar con el silicio y con el manganeso, según las reacciones:



Sin embargo, la presencia de una cantidad considerable de carburante en el horno conlleva a la reacción:



Debido a esto las reacciones del tipo 4.4 y 4.5 han recibido poco desarrollo, lo que conlleva a disminuir las pérdidas de Si y Mn.

Además, la atmósfera reductora creada en el horno debido a la combustión incompleta del carbono disminuye el grado de desarrollo de las reacciones 4.1 a 4.3, lo que también proporciona la disminución de las pérdidas durante la fusión.

Además de esto según avanza la fusión, la escoria que se forma inicialmente contiene 40% de FeO y 40 % de SiO₂ y es muy fluida. A medida que se produce la reacción 4.6, la concentración de (FeO) en la escoria disminuye hasta un 10 % y la de (SiO₂) aumenta hasta un 60 - 70 %. El aumento de la concentración de SiO₂ en la escoria se produce debido a la disminución relativa dentro de esta de la concentración de FeO y también por el traspaso del SiO₂ proveniente del revestimiento, como resultado de la formación de combinaciones complejas del tipo SiO₂ • nFeO • mMnO (erosión del revestimiento).

Además, si durante el proceso de fusión completa se forma una pequeña cantidad de escoria, entonces después de diluir el carburante se le adiciona al horno arena de cuarzo y pedazos de chamota.

La escoria con un contenido de un 60 - 70 % de SiO₂ y una baja temperatura, característica para la escoria de aleación por inducción presenta una gran viscosidad y contiene una gran cantidad de salpicaduras de metal, (Kudrin, 1984).

Esto puede conllevar a la pérdida de una cantidad considerable de metal (al eliminar este tipo de escoria del horno). Para evitar esto, a la escoria que se forma en el horno después de la fusión del metal se le agrega cal. Cuando se logra una temperatura de 1400 °C ó más, en los hornos con revestimiento ácido comienza a desarrollarse la reacción del crisol (o la reacción de interacción del carbono del hierro fundido con el SiO₂ del revestimiento).



En este momento se erosiona el revestimiento y se aumenta la concentración de Si en el hierro fundido. El grado de desarrollo de la reacción 4.7 se incrementa al aumentarse la temperatura, debido a eso frecuentemente se limita el recalentamiento del hierro fundido en estos

hornos hasta 1420 - 1480 °C (algunas veces hasta 1550 °C). En los hornos de revestimiento neutro la reacción 8.7 presenta un desarrollo insignificante.

El grado de asimilación del carbono en este momento se determinará por la temperatura del hierro fundido y la composición química. Para los cálculos aproximados pueden tomarse los datos señalados en la tabla 16.

Obtención de la composición química

Después de la fusión completa se toma una muestra de la composición química. Según las conclusiones de este análisis tenemos que del hierro fundido recalentado se saca la escoria, y para lograr el % de carbono deseado (si es necesario), sobre la superficie de la aleación se introduce carburante.

Tabla 17. Valores aproximados de la velocidad de carburación del hierro fundido gris mediante diferentes aditivos.

Carburantes	Velocidad de carburación (% de Cx min.)
Pedazos de electrodos y virutas de electrodos	0, 1
Carbón granulado	0, 09
Carbón de madera	0, 073
Antracita, coque de petróleo, coque de gas	0, 072
Coque de cubilote	0, 058

Elaborado por: Héctor Terán

Después de obtenido el carbono en marca se agregan el ferrosilicio y ferromanganeso y una vez obtenida la temperatura necesaria se saca el metal del horno con la cazuela. En la cazuela, como regla, el hierro fundido se modifica solo con ferrosilicio o conjuntamente con aditivos complejos que contienen: Si, Ca, Al, Ba, Sr, Mg, V y otros elementos; en proporciones de 1-1, 5 kg. por tonelada, con el objetivo de aumentar la velocidad de grafitización, disminuir el % de cementita y mejorar la fluidez del metal.

Cuando sea necesario rectificar la composición química del hierro fundido antes de sacarlo pueden utilizarse las recomendaciones señaladas

para la fusión del hierro fundido en los hornos de arco eléctrico (ver tabla 3).

Debemos tener en cuenta que mantener el hierro ya completamente fundido dentro del horno conlleva a la modificación de su composición química: se disminuye el % de carbono, tanto en los hornos ácidos como en los de revestimiento neutral (a una velocidad de 0.05 - 0.10 % de C por hora); en los hornos con revestimiento ácido se aumenta la concentración de silicio en grado mayor; cuanto mayor sea la temperatura de exposición después de los 1400 °C (en los hornos con revestimiento neutro la concentración de silicio, prácticamente no se modifica durante la exposición). La concentración de manganeso en todos los casos se modifica poco.

4.3.3 Fusión del hierro gris tradicional

La fusión del hierro gris tradicional en estos hornos se realiza con una carga de arrabio y sin agregar carburante, por eso este proceso se desarrolla en parte de otra manera. Por ejemplo, al principio, al residuo de metal líquido (residuo de la fusión anterior), se le agrega arrabio en lingotes y retorno de la producción; la fusión y disolución de los restantes componentes de la carga se realiza igual que en la producción del hierro fundido sintético.

Debemos señalar que el costo de la fusión en este caso es superior (debido al empleo de arrabio en lingotes), a la fusión del hierro fundido en cubilotes. El costo del hierro fundido sintético como regla es inferior al que se obtiene en cubilotes.

La calidad de los hierros fundidos en hornos de inducción de frecuencia industrial, como regla, es superior a la fundición en cubilotes, ya que con igual composición química, la cantidad de perlita en la estructura de la base metálica es mayor. La presencia de perlita con mayores dispersiones y con las dimensiones de los granos eutécticos y de las láminas de grafito bien pequeñas garantiza una menor concentración de gases (casi 2 veces).

Sin embargo, estos hierros fundidos tienen mayor inclinación al blanqueo (formación de Fe_3C) y por eso para poder contrarrestar la formación de cementita es necesario tener en comparación con el hierro fundido en cubilotes (durante la colada de las mismas piezas fundidas), una concentración de

silicio en 0,2 – 0,3 % superior y una concentración de manganeso en 0,1 % menor, (Stepheni, 1992).

4.3.4 Fusión de hierro y acero en hornos de inducción de crisol de media y alta frecuencia.

A diferencia de los hornos de crisol de frecuencia industrial, en estos hornos la fusión se realiza como regla con una carga sólida; es decir, sin metal líquido. Estos hornos pueden tener tanto un revestimiento ácido o básico. En particular todos los aceros e hierros fundidos de alta y media aleación y también las aleaciones de acero al carbono, aleados con aluminio, manganeso y titanio se funden con revestimiento básico.

4.4.1 Fusión de hierro y acero en hornos de inducción de crisol de media y alta frecuencia con revestimiento básico.

Al fundir aceros e hierro fundido en hornos básicos, las especificaciones del contenido de azufre y fósforo en la carga son menos severas, ya que en estos hornos se puede lograr una desfosforación y desulfuración parcial de la masa fundida.

Los períodos principales del proceso aquí son iguales que al fundir en hornos ácidos. Sin embargo, sobre la carga del componente menudo colocado en la parte inferior del crisol se introduce aproximadamente el 5 % de cal (de toda la masa de metal existente en el horno).

Después de fundida la carga, la escoria oxidante que se forma y que absorbe del metal cierta cantidad de fósforo hasta un 40 - 60 % se elimina y se agrega una nueva escoria compuesta por cal (60 - 65 %), magnesita (15 -- 20 %) y espato flúor (20 - 25 %). Durante el proceso de exposición con esta escoria ocurre la desfosforación parcial y a mayores temperaturas ocurre la desulfuración parcial de la aleación.

Al fundir aceros en hornos básicos para mejorar la desfosforación se le adiciona a la escoria mineral de hierro, cascarillas de forja o se le sopla oxígeno. Las pérdidas de los elementos aleantes y aditivos durante este

proceso son iguales que en los ácidos, con excepción del silicio, cuyas pérdidas se incrementan hasta el 15 %.

La desoxidación, modificación y descarga de la masa fundida a la cazuela se realiza de forma análoga al caso anterior. Mediante este método es poco frecuente la fundición de hierro fundido sintético.

4.4.2 Fusión de hierro y acero en hornos de inducción de crisol de media y alta frecuencia con revestimiento ácido.

La fusión del hierro fundido y el acero se realiza por el método de refusión; es decir sin oxidación de las impurezas; para lo cual los componentes empleados en la carga deben estar puros, no oxidados y con un contenido mínimo de azufre y fósforo. El proceso de fusión consta de las siguientes etapas: La carga, obtención de la masa fundida y temperatura de vertido.

Al fundir el hierro puede obtenerse tanto el hierro fundido sintético (en este caso el carburante se entrega fundamentalmente en el fondo del crisol), como el hierro fundido común para lo cual se utiliza en la carga el arrabio en pedazos.

Al cargar el crisol los pedazos grandes deben colocarse cerca de sus paredes en forma compacta. Según la altura del crisol la carga se entrega de la siguiente forma: en el fondo se coloca una parte de la carga menuda (al fundir el hierro sintético conjuntamente con el carburante), luego las ferroaleaciones y la carga gruesa en los espacios que quedan se introduce la carga menuda restante. Todo esto garantiza la máxima compactación de la carga debido a lo cual la fusión se realiza más rápidamente y el gasto de energía eléctrica es el mismo. En este caso, un horno de pequeñas proporciones se carga manualmente, y los hornos grandes con un cubo.

El horno ya cargado se tapa (si tiene tapa), y en su inicio la fusión se realiza a baja potencia y luego esta se aumenta al máximo. Durante el proceso de fusión la carga se derrite y baja su nivel; entonces se introduce la parte restante. Durante la fusión completa ocurren los procesos físico-químicos descritos anteriormente y la formación de escoria, con el objetivo de aumentar su cantidad (para evitar la oxidación de los materiales aleantes y la

saturación de la fusión por los gases), durante la fusión del acero y el hierro fundido común se introducen en este período los formadores de escoria. Al fundir hierro sintético, en este período no se entregan los formadores de escoria, ya que disminuyen la velocidad de carburación del carburante.

Después de la fusión completa de la carga se toma una prueba de la composición química, se disminuye la potencia inducida hasta un 30 - 40 % de la óptima y se efectúa el recalentamiento de la aleación y la rectificación de su composición química (el aditivo puede calcularse según los datos de la tabla 3), (Rusky y Raposo, 1997).

A través de la piquera de colada se vierte la masa fundida a la cazuela donde se desoxida y modifica mediante aluminio y aditivos modificadores complejos con contenido de metales alcalino - féreos y tierras raras. Cuando se funden aceros e hierros aleados, los elementos aleantes se agregan al horno en el orden siguiente: el ferrowolframio, el ferromolibdeno, y el ferrocromo se agregan junto con la carga (las pérdidas para W, Mo, no sobrepasan el 2 % y para el Cr el 5 %), el ferrovanadio, ferromanganeso y ferrosilicio se agregan de 7- 10 minutos antes de echar el acero a la cazuela (además el ferrovanadio se deja para último), las pérdidas de Mn y V no sobrepasan el 10 %, el Si prácticamente no se oxida. El ferrotitanio y el aluminio (para las aleaciones) se introducen antes de la descarga. Las pérdidas de Ti y Al dependen de la cantidad entregada y del grado de oxidación de la aleación antes de introducirla. Las pérdidas de los aditivos aleantes en estos hornos son mínimas.

4.4.3 Utilización de los hornos de media frecuencia en las fundiciones modernas

La empresa española Therminsa, Ingeniería Térmica Inductiva, S.L. produce hornos de inducción de media frecuencia que se están utilizando de forma creciente, como sistema de fusión de las fundiciones modernas.

Los progresos continuos en el perfeccionamiento y prestaciones de ciertos componentes que intervienen en los hornos de inducción de media frecuencia (tiristores, condensadores, etc.), han permitido diseñar instalaciones con un alto grado de fiabilidad, rendimiento y facilidad de manejo, que hace

de este medio de fusión de hierro una herramienta de trabajo cada vez más usual y eficaz.

Nos referimos a la fusión de hierro, ya que en este campo donde ha habido un vertiginoso desarrollo en el uso de este grupo de hornos. En las fundiciones de acero, su uso viene de hace muchos años.

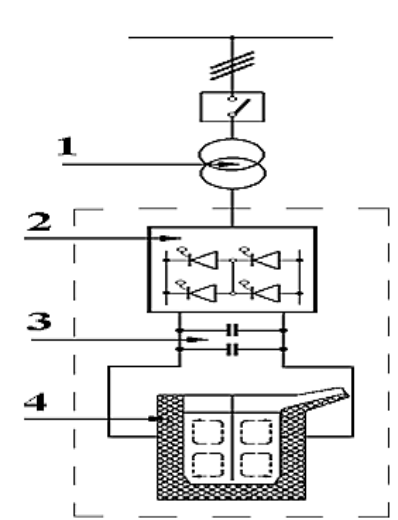
En la mayoría de las informaciones aparecidas al respecto, se han tratado con amplitud las ventajas de estos hornos, aplicados principalmente a grandes fundiciones, con elevadas capacidades de producción.

El análisis de este caso se centra fundamentalmente en los “pequeños núcleos productivos” (mediana y pequeña fundición), en los que tradicionalmente se viene utilizando el cubilote como elemento fusor. Se trata también de pequeñas fundiciones, en muchos casos con procesos de moldeo discontinuo y con medios humanos limitados para atenciones de mantenimiento, confección de revestimiento, etc.

En las figuras 28, 29, 30 y 31 se explican las nociones básicas de un horno de media frecuencia que permiten un mejor conocimiento del mismo y su influencia en la aplicación práctica en la fundición.

En la figura 28 se muestra un esquema primario en el que se reflejan los diferentes elementos que constituyen un horno de media frecuencia.

Figura 28. Esquema primario de un horno de media frecuencia.



Transformador; 2. Convertidor de frecuencia; 3. Batería de condensadores; 4. Horno.

Ilustración: Héctor Terán

Se encuentra la red de alimentación (en cada caso la disponible) normalmente en alta tensión, con su disyuntor de corte y protección del sistema.

- 1 es el transformador de alimentación al convertidor de frecuencia, cuya potencia en kVA suele ser el 25% superior a la potencia nominal de dicho convertidor.
- 2 un convertidor de frecuencia a tiristores que transforma la frecuencia y tensión de entrada, en la frecuencia y tensión más adecuada al tamaño de horno y su aplicación. Normalmente las frecuencias de estos hornos varían de 250 y 1000 Hz, dependiendo del tamaño de los crisoles, potencias específicas elegidas, tipo de metal a fundir (hierro, acero, no ferrosos), etc.
- 3 una batería de condensadores que permite compensar de forma automática el bajo factor de potencia del horno.
- 4 horno a crisol cuyo detalle se puede ver con más precisión en la figura 29.

En el esquema de la figura 92 se relacionan los componentes más importantes de un horno de inducción a crisol moderno. Hay algunos hornos en el mercado que carecen de alguno de los elementos reflejados (por ejemplo, núcleos magnéticos y/o carcasa metálica) pero la tendencia general es hacia el esquema de la figura 29.

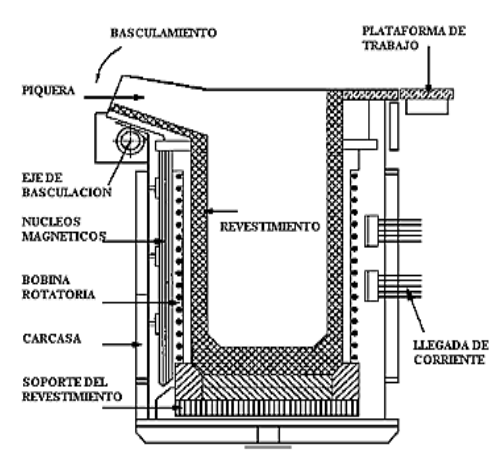


Figura 29. Componentes más importantes de un horno a crisol moderno.

Ilustración: Héctor Terán

Hay un elemento que falta en el esquema y es la tapa del horno, cuya instalación y utilización siempre se aconseja, tanto por seguridad como por ahorro de energía.

En la figura 30 se muestra una de las características importantes de los hornos de inducción a media frecuencia, que es la agitación del metal fundido, provocada por las fuerzas electromagnéticas que se inducen en un material electroconductor líquido. Estas fuerzas electromagnéticas engendran deslizamientos recirculantes turbulentos que presentan un gran interés en explotación para la homogenización del metal líquido (composición, temperatura); la absorción de elementos a incorporar a la carga para ajustar composición.

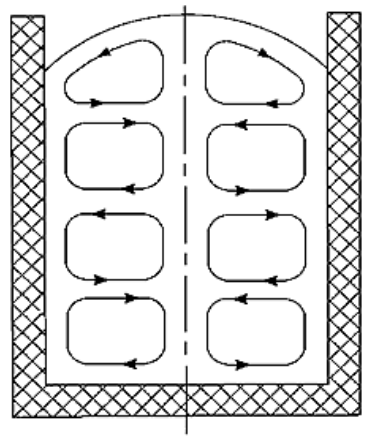


Figura 30. Esquema de la agitación del metal fundido dentro del horno.

Ilustración: Héctor Terán

Es preciso elegir bien la potencia y la frecuencia en función del tamaño del horno y del metal a fundir para conseguir los resultados deseados con el menor costo de inversión y de explotación, (Borona, 1994).

En la figura 31 se muestra una variante de la figura 28, en la que se refleja el sistema cada vez más utilizado de funcionamiento en tanden, es decir, un equipo eléctrico de media frecuencia y dos hornos conmutables. El funcionamiento en tanden permite la alimentación alternativa de dos hornos; mientras uno de ellos tiene la potencia conectada y trabaja en fusión, el segundo mantiene el metal líquido fundido a la espera de cucharas de colada. El ciclo se invierte cuando este horno se vacía y el primero tiene su carga ya fundida y presta para ajuste de temperatura, composición, desescoriado, etc.

Este sistema permite también el llenado de los dos hornos con metal líquido, en caso de necesidad, por tamaño de pieza u otra circunstancia inherente al proceso de moldeo.

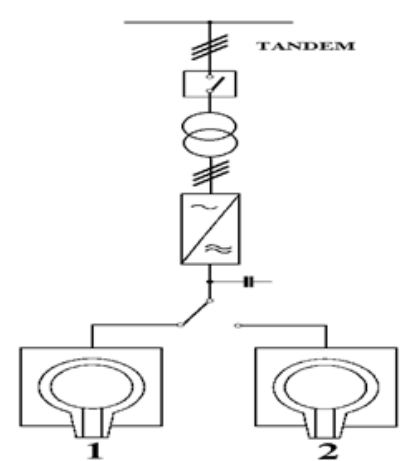
Los sistemas de conmutación son fundamentalmente dos:

- Por conmutador o inversor electromecánico
- Por conmutador electrónico.

Existe un sistema manual que para pequeñas unidades y bajas frecuencias en operaciones de conmutación podría ser interesante por su bajo costo. Esta configuración en tandem tiene otro tipo de ventajas como por ejemplo:

- Posibilidad de fundir aleaciones diferentes que requieran refractarios distintos
- Seguridad de funcionamiento ante un desgaste de revestimiento o avería en el horno en funcionamiento (cuando no se requiera más de un horno por proceso).

Figura 31. Esquema de funcionamiento en tandem (equipo eléctrico y dos hornos).



1. y 2. - Hornos.

Ilustración: Héctor Terán

Para hornos de gran capacidad y potencia, se utiliza un sistema de convertidor de frecuencia más elaborado, que permite la conmutación parcial

de potencia, haciendo que los dos hornos trabajen a la vez, uno en potencia de fusión (aproximadamente al 90 %) y el otro en potencia de mantenimiento (aproximadamente al 10 %). Esto permite que el horno que está lleno de metal líquido tenga conectada una pequeña potencia que compense sus pérdidas y mantenga la temperatura hasta que inicie la colada a cucharas.

Existen recientes desarrollos que incluso permiten que automáticamente cada horno absorba la potencia requerida en función del estado de la carga; desde 0 al 100%.

Todos estos dispositivos encarecen el sistema y lo sofistican a efectos de mantenimiento y no se ve la necesidad de su utilización en pequeñas fundiciones.

Se tratan a continuación los aspectos prácticos que interesan a cualquier fundidor, pero muy especialmente al pequeño, por sus limitaciones de recursos financieros y humanos principalmente.

Fiabilidad de funcionamiento

El estado de la técnica actual permite diseñar, construir e instalar hornos de media frecuencia con un alto grado de seguridad de funcionamiento, haciendo que las paradas inherentes al propio sistema sean muy bajas y totalmente aceptables en este tipo de instalaciones.

El equipo eléctrico de alimentación del horno: transformador, convertidor de frecuencia, condensadores, etc., son elementos estáticos que raramente presentan problemas en su funcionamiento. Un mínimo stock de repuestos (que toda compra debe incluir) permite en la práctica totalidad de los casos, resolver cualquier problema de forma inmediata por un especialista eléctrico medianamente calificado.

Disponer de una buena y clara documentación técnica permitirá resolver la mayor parte de los problemas, ya que una identificación del problema permitirá deducir la causa y resolverla con rapidez y efectividad, contando en caso preciso con la colaboración "telefónica" del servicio técnico del proveedor del horno, (Sanz, 1996) .

Quizás el elemento más susceptible de incidentes sea el horno propiamente dicho, ya que aun cuando todos sus componentes y cálculos de su estructura y montaje hayan sido realizados con un alto grado de seguridad, pueden

surgir fenómenos inesperados que pueden dar lugar a paradas del mismo, (Lule, 1994).

Dentro del horno, el refractario (su ejecución, vigilancia, etc.), es el elemento más frágil y se requiere un buen conocimiento del mismo. A este respecto es preciso señalar que una buena preparación de los operarios es relativamente fácil, ya que existen suministradores con gran calidad en sus productos y alta calificación de sus técnicos, los cuales preparan a los usuarios convenientemente, (Sanz, 1996).

Para ser un buen refractista no se requieren grandes conocimientos, sino un buen aprendizaje práctico a través del proveedor.

En resumen, se puede decir que el horno de inducción no es patrimonio de las grandes fundiciones con importantes estructuras de personal cualificado en mantenimiento, fabricación, etc., y que las pequeñas fundiciones pueden sin problemas mayores acceder a este sistema fusor que le reportará ventajas competitivas innegables.

Facilidad de implantación

Los elementos constitutivos de los hornos de inducción de media frecuencia, se han ido simplificando y la evolución de sus componentes ha permitido estudiar sistemas compactos de fácil implantación, sin recurrir a costosas obras de infraestructura y con ocupación mínima de espacio. Existen ejecuciones totalmente compactas, en las que todo el sistema va sobre una plataforma metálica, y no necesitan más que las conexiones: eléctrica de potencia, auxiliar y agua de refrigeración. La flexibilidad en la posición de elementos es tal que la implantación de un horno de inducción se puede adecuar sin problemas a cualquier tipo de disponibilidad de espacio existente.

Manejo: En la práctica y desde el punto de vista eléctrico-electrónico, mecánico, hidráulico, etc., este tipo de sistema productivo no requiere una destreza especial. Un aprendizaje con el suministrador en fase de montaje y puesta en marcha, es suficiente para una conducción correcta de la instalación que no difiere de cualquier máquina actual. Los sistemas de alarma y protección permiten un funcionamiento sencillo.

Dentro del “manejo”, quizá la etapa más importante para una correcta y eficaz marcha del horno sea la carga de chatarras. Se precisa una buena

capacitación de los operarios que van a manejar el horno, al objeto de una carga correcta de chatarras, con especial atención a: tamaño de las mismas, forma de introducirlas en el horno, vigilancia en el proceso de fusión, etc.

Dependiendo del tamaño del horno, de la configuración de las chatarras a fundir, etc., se puede elegir el método de carga más adecuado, pudiendo variar desde una carga más o menos manual, hasta una carga totalmente automática, gestionada por ordenador y actuada por carro vibrante. En cada caso habría que definir el sistema más adecuado.

Actualmente en grandes y medianas fundiciones se utiliza el carro vibrante con accionamiento manual o automático, el cual contribuye a la rentabilidad del horno de media frecuencia, haciendo que la carga y fusión en el crisol sean progresivas y lo más rápidas posibles con la consiguiente optimización de la potencia disponible y, por lo tanto, de su consumo de energía eléctrica y de refractario.

Posibilidades de automatización

Los conocidos métodos de carga por electroimán o cestón de apertura por el fondo, van siendo sustituidos por carros vibrantes que se desplazan autónomamente y por raíles desde el lugar de carga de chatarras hasta la boca del horno.

Estos carros vierten la chatarra en el crisol a voluntad del operario (método visual), o automáticamente a través de un ordenador de gestión de células de pesaje.

En pequeñas fundiciones habría que estudiar bien su sistema de trabajo para definir el grado de automatización de la carga, ya que excedernos en ello implicaría encarecer la inversión e introducir elementos susceptibles de mantenimiento y calificación de operadores innecesaria.

La gestión y conducción de un horno tiene fundamentalmente tres fases principales:

- Sinterización de un nuevo revestimiento
- Arranque con horno frío
- Funcionamiento en régimen, con crisol caliente.

Hasta hace poco tiempo esto se hacía manualmente, con instrucciones

dadas por el fabricante del horno y el proveedor del refractario, (Morrogh, 1990).

Actualmente existen dos métodos que se pueden llamar:

- Semiautomático
- Automático.

El sistema semiautomático se basa en un P.L.C. con el software necesario, que permite al operario:

- Programar en tiempo/potencia/incremento de temperatura/etc.; el proceso de sinterizar un nuevo revestimiento. Esto requiere siempre la vigilancia del operario, pero simplifica y asegura su labor.
- Arranque con horno frío, lógicamente en tiempo menor, pero con el programa correspondiente preestablecido.
- Funcionamiento en régimen con horno caliente. En este caso la conducción es manual, pero el operario puede comprobar permanentemente en un visualizador digital todos los parámetros medidos, proporcionando una señal de advertencia cuando se sobrepasan límites preestablecidos.

El sistema automático se basa en un ordenador industrial. Este sistema controla y supervisa todo el proceso de fusión, siendo capaz de suministrar información al centro de datos de la fundición, a la vez que proporciona datos y directrices relevantes al operario.

Este sistema requiere que el horno sea montado sobre células de carga para medición (la que en cada momento tenga el horno), (Tartera, 1984).

Hablando siempre de la automatización, se han introducido en los últimos años equipos auxiliares necesarios para obtener un alto grado de rendimiento de los hornos y entre ellos se encuentran, además de los sistemas de gestión por P.L.C./ordenador y de carga de chatarras, los equipos para:

- Desescoriado por medio de “pinzas” colgadas de grúa con accionamiento neumático.
- Extractor del revestimiento por medio de un cilindro hidráulico que actúa sobre parte del fondo del horno sobre el que se apoya el refractario. Esto, además de reducir el tiempo de rotura del refractario, evita el trabajo de operarios en ambiente penoso.

Consumo de energía eléctrica y refractario

Estos dos consumos concretos (aparte de la amortización, etc.) son de gran importancia para el eventual cálculo de costos, a la hora de inclinarse por la fusión eléctrica.

Hoy en día se ha mejorado mucho en el rendimiento de los equipos, lo cual permite obtener consumos de energía y refractario aceptables.

Es evidente que estos consumos pueden variar en función de la utilización del horno, pero en líneas generales y para una instalación de fusión de hierro a 1500 °C, trabajando por cargas (sin pie de baño), con máxima utilización de la potencia disponible y mínimos tiempos muertos, se puede considerar:

- Consumo de energía eléctrica: 520 kWh/t
- Consumo de refractario:....1 a 2 kg/t

El consumo de energía se puede incrementar, si no se funde con utilización máxima de la potencia disponible, así como si surgen muchos y prolongados tiempos muertos (en mantenimiento) por: espera de cucharas, desescoriado, ajuste de análisis, etc., no obstante, una adecuada conducción del horno permitirá resultados del entorno del anteriormente indicado

En relación con el consumo de refractario se puede asegurar que en la práctica deberían obtenerse alrededor de 300 coladas por refractario, lo cual da un consumo como el especificado.

Contaminación medio ambiental

Además de presentar el menor grado de contaminación entre los diferentes hornos fusores, el de inducción presenta una ventaja complementaria, la posibilidad de equiparse con sistemas de aspiración y filtrado de humos mediante la instalación de campanas especiales.

Esto contribuye a la mejora del ambiente de trabajo, así como a la cumplimentación de las más estrictas normas al respecto.

Ventajas del horno de inducción a media frecuencia

Las ventajas de la utilización de este tipo de hornos, como elemento fusor en “pequeños núcleos de producción” son:

- Control preciso de la temperatura y análisis químico del hierro fundido, por efecto de la agitación del baño (gran homogeneidad)
- Utilización de chatarras muy variadas (chatarras de acero, virutas, briquetas, etc.)
- Alto rendimiento con consumos de energía relativamente bajos
- Flexibilidad de funcionamiento
- Facilidad de cambios de aleación, prácticamente de una carga a la siguiente
- Chatarras húmedas o aceitosas se pueden cargar sin necesidad de secado previo (trabajando por cargas)
- Dados los cortos tiempos de fusión y recalentamiento, el estado de formación de gérmenes del baño líquido es óptimo
- Posibilidad de automatización, tanto de funcionamiento del horno, como de los equipos auxiliares necesarios.

Capítulo

5

PRODUCCIÓN DE HIERRO EN CUBILOTE

5.1 Introducción

En el mundo se han construido y trabajan cubilotes con productividad desde 1-100 t/h. De ellos los más usados son los que poseen una productividad de 5-35 t/h. Muchos de estos cubilotes (más del 90 %) usan como combustible el coque y son de tipo abierto debido a que los subproductos de la combustión, conjuntamente con partes de polvo, son lanzados a la atmósfera a través de la chimenea.

En estos cubilotes por cada kg de coque (combustible) que se usa, se forman 6, 5 - 7 m³ de gases, los que contienen de 8-22 % de CO y de 8-24 mg de polvo en cada m³. En correspondencia con el uso de estos cubilotes en los últimos tiempos se han establecido normas a escala mundial para la expulsión de gases a la atmósfera que permiten hasta 0,1 % de CO y hasta 0.1 mg de polvo por cada m³ de gas; es decir que el uso de estos cubilotes viola las normas establecidas para la protección del medio ambiente en 80-220 veces para el gas y en 80-240 veces para el polvo.

Teniendo en cuenta la gran necesidad de conservar la limpieza ecológica, todos estos cubilotes (de tipo abierto) deben ser sometidos en poco tiempo a una reparación capital o deben cambiarse por cubilotes de tipo cerrado con limpieza completa de los gases, de polvo y el quemado de CO, los que satisfacen las normas para el desprendimiento de gas carbónico y el polvo a la atmósfera, (Navas, 2012).

A pesar de algunas particularidades constructivas de los cubilotes que trabajan con el uso de coque en calidad de combustible (tipo abierto), estos se siguen usando. Este es un horno de cuba dentro del cual ocurre el quemado del coque, y el calor desprendido por este, ante todo, garantiza las posibilidades de fusión de la carga metálica y la obtención del hierro fundido como se observa en la figura 32.

El aire impulsador que sale de las toberas (con el 21% O₂ y 79% N₂ del volumen) atraviesa la cama de coque y el oxígeno entra en acción con el carbono del coque en una reacción exotérmica. El calor desprendido por esta reacción calienta los gases del horno, los cuales al salir de la zona de la cama de coque por encima de las toberas funden la carga metálica y el fundente

que descansa sobre esta; las gotas del metal líquido y la escoria pasan a través del coque incandescente (al rojo) donde se sobrecalienta cayendo al crisol, donde ocurre una carburación intensiva. Luego la escoria y el hierro fundido se sacan del horno.

A medida que se funden las capas de carga metálica ininterrumpidamente ocurre el quemado del coque, y la altura de la cama del coque disminuye. Para mantener el nivel inicial de la cama de coque, por cada porción de la carga metálica se introduce una carga de coque, la cual después de fundida la carga metálica, según su orden irá a formar parte de la cama de coque. Es decir, durante el fundido ocurre una oscilación de la zona de fusión, pero su altura media se mantiene a un nivel determinado.

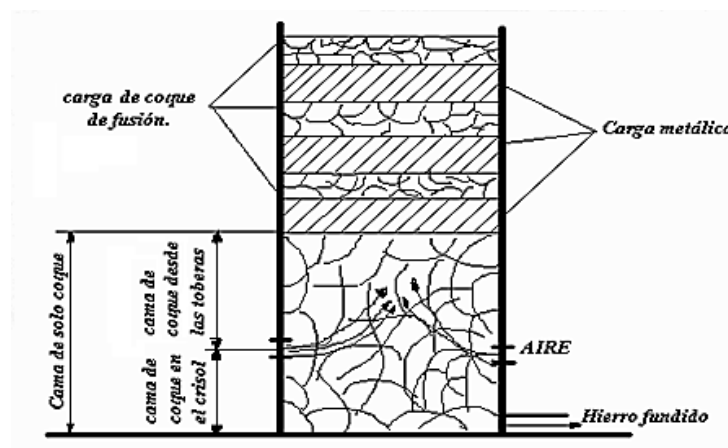


Figura 32 Esquema común del proceso de obtención de hierro en cubilotes sin antecrisol.

Ilustración: Héctor Terán

En casos aislados no se usa una carga ordenada de niveles de coque y metal con fundente, sino una carga donde se mezclan el coque, el metal y el fundente; en este caso la zona de fusión disminuye y también disminuye el nivel de la cama de coque por encima de las toberas.

A medida que ocurre la fusión en la parte alta del cubilote ocurre una carga ininterrumpida de metal, fundente y coque, lo que garantiza un proceso ininterrumpido de la obtención del hierro fundido.

5. 2 Descripción del cubilote

El cubilote es un tipo de horno vertical que consiste en una coraza cilíndrica de acero revestido con materiales refractarios y equipados con una caja de viento y toberas para la admisión del aire, (Gonzalez, 2011).

En un nivel superior tiene una boca de carga para la introducción de los materiales de fusión y el combustible. Una de las características notables del horno es que los gases que ascienden entran en contacto directo con los materiales de fusión que descienden, y tiene lugar un cambio de calor directo y eficiente de los gases calientes y los materiales de fusión.

El cubilote consta de la cuba, la parte de apoyo, la chimenea con el supresor de chispas, el dispositivo de toberas y el antecrisol (figura 33). La camisa de acero del cubilote (9) está forrada por dentro con material refractario, ladrillos de chamota (8). Se utiliza chamota cuando el proceso es ácido y cuando es básico se utilizan ladrillos refractarios de cromo magnesita. La cuba es la parte fundamental del cubilote, en esta transcurren dos procesos básicos de fusión: la combustión del combustible y la fusión del hierro. En la parte superior de la cuba se halla la boca de carga (13).

La cuba desde la solera hasta la boca de carga se reviste con ladrillos refractarios en dos hileras de 200-300 mm de espesor en dependencia del diámetro del cubilote; desde la boca de carga hasta la altura de 1 m hacia abajo se reviste con bloques huecos de fundición (10), más arriba de la boca del tragante se reviste con una hilada de ladrillos de chamota.

El espesor de la camisa metálica del cubilote depende de su diámetro y constituye de 6-12 mm. Para el ensanchamiento libre del revestimiento durante la fusión del hierro, entre la camisa y el revestimiento se deja una holgura de 25-50 mm, la cual se llena con arena (14). La cuba se coloca sobre la plancha de la solera (4) y las columnas de apoyo (3). El orificio en la plancha se cierra con un fondo basculante compuesto de dos hojas (1 y 2). A través de la abertura de trabajo (5), la parte inferior de la cuba se llena con una capa de 150-350 mm de mezcla de relleno (15). La solera rellena tiene una inclinación hacia el lado de la piquera de hierro (16). Durante la fusión, la abertura de trabajo se tapa con ladrillo refractario, se empaca con mezcla

de moldeo y se cierra con la portezuela. En el antecrisol la piquera de escoria (17) está dispuesta sobre el nivel del metal en el antecrisol. La fundición sale del antecrisol por la piquera (18). El cubilote con el antecrisol va montado sobre cimientos. La parte inferior de la cuba desde la solera hasta la primera hilera de toberas se llama crisol.

Durante el trabajo del cubilote, el crisol y la parte de la cuba están llenos de coque incandescente. Esta capa de coque se llama carga de solo coque. Sobre la capa de coque incandescente se carga con el cubo (11) en porciones separadas (capas) la carga metálica: arrabio, chatarra de fundición y acero, como también el coque llamado carga de combustible (carga de trabajo). La caliza se carga después de cada carga de trabajo. La carga de coque desde las toberas es de 800-1600 mm de altura y cubre las mismas. El ventilador impulsa el aire hacia la caja de vientos (7), de aquí el aire pasa a las toberas (6). Para la combustión completa del coque y para intensificar la fusión, las toberas se sitúan en varias hileras. La carga de solo coque mantiene durante la fusión el nivel de la zona de fusión a una altura determinada. La altura del crisol H_c (altura desde la solera hasta la parte inferior de las toberas) en cubilotes con antecrisol depende del diámetro del cubilote y del tipo de hierro que se obtendrá, por ejemplo, para la producción de hierro blanco $H_c = 100$ a 250 mm, para el hierro gris y de alta resistencia $H_c = 250$ a 700 mm.

Cuando se desea calcular (alargar o acortar) la altura del crisol se debe tener presente la composición química, tanto de los materiales de carga como la que se desea obtener (% de C) porque a que en esta zona ocurre la carburación del hierro, y en la medida en que esta altura sea mayor, será mayor la carburación.

A continuación se citan algunos ejemplos: con una altura del crisol hasta 250 mm la carburación del hierro es aproximadamente cero, no obstante, con el aumento en 50 mm por encima de los 250 mm la carburación del hierro aumenta en aproximadamente 0,1 - 0,2 %, quiere decir que si se desea obtener una fundición con 3,5 % de C y el % de C en la carga es de 3 % (0,5% de C de diferencia) entonces se debe aumentar la altura de 250 a 500 mm.

En los cubilotes sin antecrisol la altura del crisol se determina por el volumen de la fundición líquida, necesario para el llenado de los moldes en

los intervalos entre los vaciados; la altura del crisol en estos cubilotes es de 400-700 mm, (Aguirre, 2010).

Se llama altura útil de la cuba del cubilote la distancia entre la hilera inferior de las toberas y el umbral de la boca de carga.

A través de la chimenea del cubilote los productos de la combustión se evacuan fuera de la cuba. La chimenea termina con el supresor de chispas (12) el cual atrapa el polvo ardiente y las chispas que se expulsan de la chimenea y protege de incendio los locales continuos.

Los extintores de chispas pueden ser secos y húmedos. En los cubilotes modernos, en correspondencia con las exigencias de protección del entorno, además de los extintores de chispas se instalan depuradores de gases.

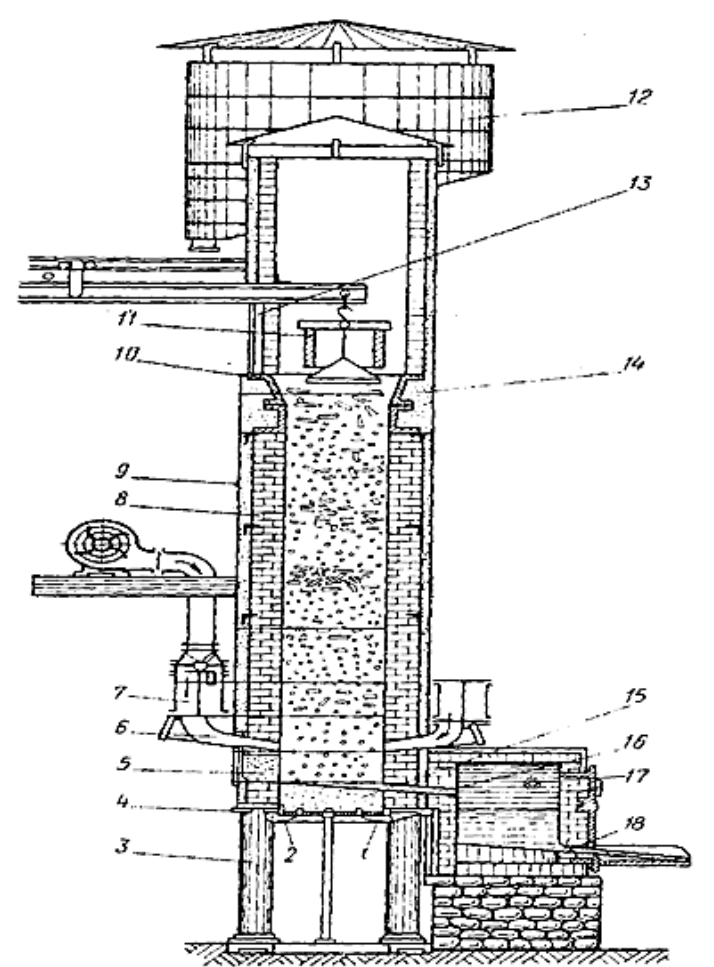


Figura 33 Cubilote con antecrisol.

Ilustración: Héctor Terán

El cubilote es una unidad de fusión de acción continua. Este se carga con ayuda de un elevador inclinado y el cubo (11) con fondo abatible. A medida que el metal se funde y el nivel de la carga baja, en el cubilote se echan continuamente cargas nuevas. La fundición obtenida se vacía ininterrumpidamente a través de la piquera, o bien después de pequeñas pausas (de 8-10 minutos).

En casos específicos, cuando se requiere obtener un hierro con bajo % de P y S se debe utilizar un revestimiento básico a base de cromo-magnesita. En estos casos se obtienen temperaturas más elevadas (1700°C), con la posibilidad de usar hasta el 100% de chatarra de acero para las fundiciones especiales al Ni o al Cr-Ni y fundiciones blancas para maleabilizar, en la carga se puede prescindir del arrabio, la limpieza del hierro es mejor que cuando se utiliza un revestimiento ácido.

Las desventajas de este proceso básico son:

1. Un mayor consumo de coque
2. Un mayor consumo de fundente
3. Una mayor pérdida de silicio (30 %), en el ácido es del 10 %
4. El contenido de carbono es demasiado alto para espesores de más de 20 mm.

5. 3 Preparación del cubilote para la fusión con antecrisol y sin él

Antes de la fusión se realiza la reparación corriente del cubilote. Se distinguen tres tipos de reparación: accidental, corriente y general.

La reparación accidental. Se lleva a cabo después de averías (derrumbes de partes de revestimiento, perforación por quemado de la camisa del cubilote, congelación de la piquera, perforación del fondo del cubilote, etc.)

La reparación general. Durante la misma, en caso de necesidad, se repara la camisa del cubilote, se cambia el revestimiento de la cuba, de la chimenea, del extintor de chispas, se repara el conducto de aire y la caja de viento. Si se han deteriorado los angulares de la camisa del cubilote, necesarios

para sujetar el revestimiento, entonces estos se sustituyen por nuevos. La reparación general es imprescindible 1 - 2 veces al año después de un largo trabajo del cubilote.

La reparación corriente. Se efectúa después de cada fusión, consiste en la sustitución parcial o completa de la cuba en la zona de fusión, en la zona de las toberas y del crisol del cubilote. Después de la fusión el cubilote se enfría con tiro natural de aire, para lo cual se abren las toberas y las puertas del fondo y se cierra la boca de carga. Se acelera el enfriado del revestimiento del cubilote soplando la cuba con aire. Los materiales que quedan después de la fusión (lingotes de fundición, chatarra, trozos de combustible) se recogen por debajo del cubilote.

Cuando la fusión dura de un turno hasta dos, el revestimiento se quema en medida considerable y durante la reparación de la zona de fusión los ladrillos quemados se sustituyen por nuevos.

Con frecuencia en lugar del revestimiento con ladrillos se emplea una masa de empaque compuesta de 80 - 85 % de arena cuarzosa, 15 - 20 % de arcilla refractaria y del 6 - 8 % de agua. Esta masa se mezcla bien en mezcladoras de rulos verticales durante 5 - 10 min; para aumentar la resistencia de la mezcla, al agua se le añade vidrio líquido (1 kg por litro de agua). El revestimiento apisonado es más resistente que el de ladrillos. Durante la reparación, el antecrisol inicialmente se limpia de los residuos de fundición y escoria, luego se limpia la parte inferior del antecrisol y se prepara la piquera, la bigotera y el canal por el cual la fundición pasa del crisol al antecrisol.

Después de la fusión es necesario reparar el canal del cubilote: quitar las capas de escoria y recubrirlo con la masa refractaria, que se utiliza para preparar la cuba del cubilote. En caso de necesidad, el revestimiento del canal se sustituye por completo; después de la reparación el canal se seca.

La solera se rellena después de la reparación del cubilote. En primer lugar se cierra el fondo basculante del mismo y luego se comienza a rellenar la solera con mezcla de moldeo para rellenado. La solera se rellena en capas de 40 - 50 mm. El espesor total del relleno es de 150 - 350 mm. Las piqueras de hierro y de escoria se hacen de ladrillos refractarios. En el ladrillo se practican dos orificios: uno activo y el otro de reserva. El orificio de reserva se dispone más alto que el activo. El diámetro de la piquera del metal depende del

rendimiento del cubilote y constituye 12 - 30 mm; el diámetro de la bigotera es de 50 - 100 mm, puesto que es mayor la viscosidad de la escoria.

5.4 El encendido de la carga de solo coque

Este se realiza después de la reparación y el relleno de la solera del cubilote. A través de la abertura de trabajo sobre la solera se coloca la viruta o recortes de madera y sobre estos se coloca la leña seca.

Luego la abertura de trabajo se tapa con ladrillos refractarios, dejando un orificio de uno o dos ladrillos con una dimensión de cerca de 200 x 200 mm para el encendido de la leña y el acceso de aire; la viruta y la leña se encienden. El encendido se comienza estando cerradas las toberas y el orificio en la abertura de trabajo abierto.

Después que la leña está ardiendo bien, se echa la primera porción de carga de solo coque, que debe ser homogénea, de 80 - 175 mm. Para el encendido de la carga de solo coque se puede utilizar el gas natural o de gasógeno, suministrado por inyectores insertados en la abertura de trabajo o en las toberas abiertas, (Stepheni, 1992).

El encendido de la carga de solo coque con gas dura 25 - 35 minutos y el encendido con leña 1-2 h en dependencia del diámetro del cubilote. Cuando el coque arde bien, se determina la altura de la carga de solo coque con una sonda metálica. La marca de la sonda indica la altura a la cual ha de ser elevada la carga de solo coque en relación con el umbral de la boca de carga. Siendo la altura de la carga de solo coque inferior a la calculada en el cubilote, se agrega coque. Se debe observar que la disposición de la columna de coque sea uniforme, no debe admitir un relleno irregular. Por altura de la carga de solo coque se tiene en cuenta la parte de la columna de coque que se halla más arriba de las toberas. En cubilotes con una hilera de toberas la altura de la carga de solo coque se determina por la distancia desde el borde superior de las toberas, en cubilotes con 2 - 3 hileras de toberas, desde la hilera superior de toberas.

Generalmente la altura de la carga de coque (desde las toberas hacia arriba) es de 800 - 1600 mm en dependencia de la calidad del coque, la cantidad y temperatura del insuflado, la estructura y el diámetro del cubilote. A continuación relacionamos las diferentes vías por las cuales se puede determinar esta altura.

1.- determina por la fórmula:

$$h \text{ d t} = 40 \sqrt{p} \quad (\text{mm})$$

Donde:

$h \text{ d t}$ - Altura de la carga de coque de las toberas hacia arriba; mm

p - Presión de aire; mm por columna de agua (400-1600 mm en la columna de agua)

40 - Coeficiente empírico

Se calculan los valores máximos:

$$h \text{ d t} (\text{máx}) = 40 \sqrt{1600} = 40 \times 40$$

$$h \text{ d t} (\text{máx}) = 1600 \text{ mm}$$

Se calculan los valores mínimos:

$$h \text{ d t} (\text{min}) = 40 \sqrt{400} = 40 \times 20$$

$$h \text{ d t} (\text{min}) = 800 \text{ mm}$$

Por lo tanto, queda determinado que la altura de la carga de coque desde las toberas hacia arriba se encuentra entre 800-1600 mm.

2.-También se pueden determinar estos valores en dependencia del diámetro interior del cubilote a la altura de las toberas. Para ello se usa la siguiente fórmula:

$$hdt = V^2 / A (H + 0.25 D) \text{ mm en la columna de agua}$$

Donde:

V - Volumen de aire; $\text{m}^3/\text{m}^2 \cdot \text{min}$

A - Coeficiente que depende del coeficiente de vacío del cubilote (27-147, con más frecuencia se halla aproximadamente en 80).

H - Altura desde la parte inferior de las toberas hasta la parte inferior de la boca de carga en m. $H = (5-6)D$.

$$D = 1.3 \sqrt{Q}$$

Q - Producción horaria kg/h

D - Diámetro interior del cubilote en m

3.- La altura de la carga de solo coque se determina también mediante vía experimental; si la misma se ha elegido correctamente el hierro fundido aparecerá en las toberas al cabo de 5-6 min. después de comenzar el insuflado. Si la carga es demasiado alta, la fundición aparecerá después de 10-20 min. y a veces más tarde.

5.5 Conexión del insuflado y proceso de fusión en el cubilote

Después de cargar el cubilote hasta la boca de carga y pasado un lapso de tiempo para calentar los materiales, se conecta el insuflado con las toberas abiertas para evitar una explosión, que puede ocurrir al mezclarse el aire con CO, que penetra en la caja de distribución de viento. Después de 1-2 min de iniciarse el insuflado, las toberas pueden ser cerradas. La piqueta de hierro debe estar abierta hasta que aparezca el metal fundido en el nivel de las toberas, o sea, durante 5-6 min. Después esta puede cerrarse.

5.6 Llenado de la carga en el cubilote

Sobre la carga de solo coque ardiente, en capas separadas se echa la carga, compuesta de la parte metálica, coque y fundente, hasta el umbral de la boca de la carga. La medida de la carga de coque de trabajo se debe elegir por el volumen y no por la masa. La altura óptima de la carga de trabajo de coque es de 150-250 mm.

Por la altura de la carga de trabajo de coque y el área de la sección del cubilote se determina el volumen y por éste la masa de carga de trabajo. En este caso se considera que la masa de 1 m³ de coque constituye 450 kg. Suponiendo que el diámetro del cubilote $D = 2$ m, y la altura de la carga de trabajo de coque es $h = 0.18$ m, entonces el volumen de la carga de trabajo de coque será:

$$V = \frac{\pi D^2}{4} h = \frac{3,14 \times 4}{4} \times 0,18 = 0,57 \text{ m}^3$$

De aquí, la masa de la carga de coque es $450 \times 0.57 = 257$ kg. Partiendo de la masa de la carga de trabajo de coque se determina la masa de la carga metálica. Por ejemplo, la masa de la carga de trabajo del coque es igual al 12% de la masa de la carga metálica, la que constituye $257 / 0.12 = 2141$ kg.

El gasto de coque depende del tipo de pieza y forma un 8-16 % de la carga metálica. Para las piezas de paredes delgadas se requiere un metal más caliente, por eso el gasto de coque es mayor, y para las piezas de paredes gruesas es posible reducir el gasto de combustible a cuenta del aumento de la masa metálica. La carga correcta del cubilote con metal, combustible y fundente influye en el proceso de fusión, puesto que durante fusiones de largo plazo se quema el revestimiento del cubilote y el diámetro de la cuba se agranda especialmente en la zona de fusión, la altura de la carga de solo coque se reduce y se distorsiona el transcurso normal de la fusión. Para restablecer la altura de solo coque, es necesario cada cierto tiempo hacer una carga de adición. Siendo mecanizada la carga de los materiales, todas las operaciones (carga en el cubo, pesaje, transportación, elevación de los materiales a la plataforma de carga, la carga al cubilote y el envío del cubo vacío al patio de carga) están mecanizadas y automatizadas.

La carga metálica previamente pesada, se suministra a la plataforma de carga en cubos autodescargadores. Los cubos son llenados en el patio de carga con el metal que se encuentra en tolvas especiales, la carga metálica se pesa en básculas especiales. Para elevar el material a la plataforma de carga y cargarlo en el cubilote sirve el elevador de cangilones. El suministro del combustible y fundente si no están mecanizados, también se pueden mecanizar.

5. 7 Materiales de carga

Los materiales de carga para la fusión en cubilotes son:

- Coque de encendido (relleno)
- Coque de fusión (trabajo)
- Carga metálica (arrabio, chatarra de hierro y acero, retorno de la producción, ferroaleaciones)

- Fundentes
- Otros aditivos especiales

Coque de encendido (relleno)

¡La carga de relleno tiene por misión calentar convenientemente el cubilote antes de proceder a la carga de la fundición (metálica) y sostener el peso de las cargas durante la fusión. Su altura dependerá de la posición de la zona de fusión, y debe ser de tal forma que la fusión se produzca en la zona de mayor temperatura a fin de obtener una fusión bien caliente. Si la altura es excesiva, se tiene una pérdida de coque y si es insuficiente, la primera carga de fundición queda demasiado próxima a las toberas, la zona de combustión pierde su altura y la temperatura baja. En este último caso la fundición que se obtiene es fría debido a la corriente de aire y a la proximidad de las toberas. Si no se restablece rápidamente la altura necesaria mediante una llamada falsa carga de coque, se continuará teniendo fundición fría durante todo el proceso con peligro de obstrucción total o parcial del horno. Es por tanto necesario conocer la altura que debe alcanzar esta carga en cada tipo de cubilote, y como sea que durante la marcha de este, va disminuyendo algo dicha altura, se hace necesario reponerla hasta su valor inicial mediante cargas suplementarias de coque. En general, con una buena conducción del cubilote es suficiente una de estas cargas suplementarias después de cada 8 cargas normales.

En la práctica, cuando se trata de poner en marcha un cubilote nuevo se procede de la siguiente forma:

- 1-Se carga coque hasta una altura por encima de las toberas igual al diámetro interior del horno.
- 2- Se insufla aire a baja presión, durante unos minutos, para desulfurar el coque.
- 3- Se efectúan las cargas regulares y se eleva la presión de aire hasta su valor normal.

Si desde el momento en que se da el máximo valor de aire hasta el momento en que empieza a colar el metal transcurren más de 10-20 min. o bien si

la fundición empieza a colar al principio despacio, y luego rápidamente, la altura de la carga de coque es excesiva. Observando los resultados en unas cuantas fusiones se llega al conocimiento de la altura justa.

Carga de coque de fusión o de trabajo

Para garantizar la separación entre las cargas e impedir la descarburación de la fundición, cada carga de coque debe ser tal que forme en el cubilote una capa uniforme de espesor no menos de 15 cm, (Navas, 2013).

En general, en un cubilote normal el peso de la carga de coque se determina pesando el carbón contenido en un aro de plancha metálica, de diámetro igual al diámetro interior del horno en las zonas de las toberas y de una altura de unos 15-25cm. Este método no es siempre preciso debido a que se corre el riesgo de que si el coque está húmedo pesa más y el peso escogido no sea el real. El peso se puede determinar también, más sencillamente multiplicando el volumen limitado por el anillo, por el peso específico del coque.

$$\text{Peso de la carga} = \frac{\pi D^2}{4} \times h \times \rho$$

Donde :

D - Diámetro del anillo

h - Altura del anillo

ρ - peso específico del coque

- 450 kg/m³ (cuando el coque es de calidad)

Un coque de calidad debe cumplir lo siguiente:

- Contenido de ceniza de 8-12 %
- Contenido de azufre de 0,5-1,5%
- Contenido de fósforo de 0,05%
- La humedad en los límites de 2 - 6%
- Los volátiles gas y alquitranes de 1-1,5 %
- Capacidad de generar calor en los límites de 6 800-7 000 kcal/kg (28 450-26 300 kJ/kg)
- Concentración de partículas finas no más del 4% (las dimensiones del coque deben ser mayores de 40 mm)

- Elevada resistencia mecánica para soportar el peso de la carga y que no se desmorone durante el descenso por el horno.

Cargas de fundición (metálica)

El peso de las cargas de fundición depende:

- 1 - Del peso de las cargas de coque de fusión
- 2 - De la composición y del troceado de la fundición que hay que tratar.

En un cubilote normal, conducido regularmente, usando coque de buena calidad, cargas proporcionadas y aire bien regulado, se puede conseguir:

- 1 - Fundición caliente:** con cargas de coque al 8% de la de fundición
- 2 - Fundición muy caliente:** con cargas de coque al 12 % de la de fundición.

Si el coque no es de óptima calidad debe aumentarse esta proporción hasta 15 ó 16 %. Ya establecido el peso de una carga de coque, se deduce el de fundición mediante una simple proporción. Ejemplo, si las cargas de coque son de 40 kg y se ha adoptado el 8 % respecto a la fundición, tendremos:

$$\begin{array}{l} X \text{ kg} \text{ ----- } 100\% \\ 40 \text{ kg} \text{ ----- } 8\% \end{array}$$

De donde:

$$\text{Peso de la carga de fundición: } P = \frac{100 \times 40}{8} = 500 \text{ kg}$$

Fundentes

Las cenizas del coque, la arena sílice que pueda llevar adherida la fundición, y algo del revestimiento del cubilote, tienen tendencia a mantenerse incorporados a la masa metálica, y para evitarlo se añaden fundentes apropiados que forman compuestos fácilmente fusibles y ligeros, que al flotar sobre el baño pueden eliminarse en forma de escoria. La adición de fundente contribuye también a la desulfuración porque una parte del azufre contenido en el coque, así como el que está en forma de FeS en el metal, pasa a la escoria, con lo que queda eliminado.

Resumiendo, el fundente debe transformar en escoria:

- La sílice adherida a los panes de fundición de primera fusión o arrabio
- Las cenizas del coque de fusión
- El azufre contenido en el coque
- El azufre contenido en el metal.

Los fundentes que más se usan son la caliza y el espatoflúor.

Una buena caliza debe cumplir los siguientes requisitos:

- Contenido no inferior al 95% de CaCO_3
- Color blanco, dureza limitada
- Rendimiento en óxido de Ca no inferior a 50%
- Impurezas, cuarzo y arcilla, inferior a 3%

El cuarzo y la arcilla son perjudiciales, porque al disminuir la fusibilidad de la caliza la escoria se hace más viscosa, y dificulta su separación del metal.

Otros aditivos especiales

No siempre se consigue la composición química deseada para las piezas, partiendo de la fundición y de la chatarra disponible. En este caso los elementos que faltan se añaden en la cuchara de colada, sea con las cargas del cubilote en forma de ferroaleaciones o de briquetas especiales.

Normalmente, las ferroaleaciones se incorporan en las cucharas de colada o en el antecrisol, mientras que las briquetas se añaden directamente a las cargas de metal en el cubilote. A continuación se brindan algunos datos sobre las briquetas y las ferroaleaciones.

Briquetas de metal

Las chatarras de acero, limaduras, virutas del maquinado, restos del punzonado, etc., producidos por su gran volumen y poco peso, es decir, por su gran separación, no pueden ser introducidas en forma suelta en los hornos comunes de fusión, pues debido a su superficie relativamente grande los mismos se oxidan al calentarse y volatilizan sin fundirse. Se aprovechan estos metales en forma de briquetas, las que son fabricadas

en prensas especiales donde se comprimen dichas virutas, reduciendo su volumen hasta una vigésima o centésima parte del anterior; si los residuos voluminosos dificultan la acción de dichas prensas, entonces hay que reducir previamente el tamaño por medio de una máquina de desmenuzar, diseñada para tal objeto. El procedimiento de la fabricación de las briquetas es muy variado. Hay talleres que fabrican estas a elevada presión y sin aglutinante alguno, otros, en cambio emplean aglutinantes y una presión más reducida.

El uso de briquetas mejora la calidad de la fusión, haciéndola más densa y uniforme, permite, además, aprovechar en los propios talleres los desperdicios, cuya eliminación es casi siempre un problema. El costo de la instalación de briqueteado es fácilmente compensado por la economía en el espacio que se necesita para el depósito de dichos desperdicios y por la disminución de la mano de obra empleada para su transporte.

Ferroaleaciones

Para la fundición de hierro o acero revisten especial interés las ferroaleaciones en forma de briquetas, estas proporcionan un medio cómodo y eficaz de agregar las cantidades exactas de ferroaleaciones en el horno, para obtener una composición determinada de hierro o acero. La ferroaleación puede ser definida como un hierro que, además de carbono, tiene un elevado % de un elemento determinado, y es empleado como medio para agregar este elemento en la fundición del hierro o acero.

Las ferroaleaciones más importantes empleadas para tal propósito son las indicadas a continuación: ferrosilicio, ferromanganeso, ferrocromo, ferrovanadio, etc. Algunas de estas ferroaleaciones se obtienen en el alto horno (ferrosilicio, ferromanganeso, ferrocromo). Mediante el agregado de ferroaleaciones en briquetas a la carga del horno, el fundidor puede aumentar o disminuir a voluntad la cantidad de chatarra de acero o hierro y la de los lingotes de hierro, en la carga según la cantidad disponible de estos materiales, obteniendo al mismo tiempo un hierro de calidad superior y más uniforme. En particular pueden obtenerse mejores propiedades mecánicas de las piezas fundidas y una resistencia más elevada a la corrosión. En la fundición de acero se consigue eliminar mediante las ferroaleaciones, las impurezas en la colada y se obtienen una desoxidación y una desgasificación.

El ferrosilicio actúa como desoxidante en la fundición de hierro. Además, se emplea esta aleación para aumentar la proporción de silicio al elaborar fundiciones especiales. Se utiliza para hacer adiciones de Si en la cuchara de colada o en el cubilote. Al ferromanganeso se recurre cuando se precisa un efecto desoxidante y de carburación como ocurre en la producción de casi todo tipo de acero. Asimismo, mediante esta ferroaleación se aumenta la resistencia a la tracción y a la vez, el alargamiento. Existen varias clases comerciales de ferromanganeso (normal, de alto contenido de C y de bajo C) y se usan para hacer adiciones de Mn en el horno o en la cuchara de colada. Por medio del ferrocromo se consigue un hierro o acero más resistente a la corrosión y a la oxidación, además de resistencia al calor y al desgaste.

Existen diversas clases de ferrocromo comerciales (ferrocromo normal, refinado y nitrogenado). El molibdeno en forma de ferromolibdeno, es a menudo agregado para fundiciones especiales de hierro, con el objetivo de aumentar y mejorar las propiedades físicas. Existen ferroaleaciones de combinación, tales como aleaciones de Si-Mn-Zr (con o sin cromo) que se agregan al hierro de fundición en casos especiales, en la cuchara de colada, para aumentar o disminuir el enfriamiento o la fusión, para mejorar las propiedades. Una sustancia aglomerante protege la ferroaleación contra la oxidación al introducirla en la zona de fusión del horno y suelta luego la aleación en forma líquida. Cada briqueta contiene una cantidad exactamente determinada del elemento de aleación, de modo que puede obtenerse sin dificultad la cantidad de materiales de aleación requerida; con solo contar el número de briquetas correspondiente. Sin necesidad de pesarlas se puede cargar el horno con mayor facilidad, y los errores se reducen.

Por ejemplo, para obtener un hierro más blando se agregan briquetas de Si. Esta adición produce un hierro fácil de trabajar a máquina y permite al fundidor emplear altos porcentajes de hierro de desecho en la carga. Por el contrario, si las piezas son demasiado blandas, la adición de Cr en briquetas ofrece un método más sencillo para obtener la dureza requerida.

5.8 Fundamento metalúrgico de la fusión en cubilotes

5.8.1 Zonas del cubilote

El cubilote es un aparato térmico y metalúrgico que ha dado lugar a dos escuelas de interpretación de su funcionamiento. La primera considera al cubilote como un horno en el cual el coque actúa primeramente como un combustible sólido en lecho más o menos fijo y permeable al gas comburente y a los gases de combustión, estando en íntimo contacto con el metal, con lo que se produce un intercambio térmico a contracorriente. Las cargas metálicas, al ir descendiendo en el interior del cubilote, son continuamente precalentadas por los gases calientes debido a la combustión. Como los gases salen del horno a una temperatura relativamente baja, esto significa que parte del calor sensible se ha transferido a la carga. Por este motivo el cubilote, comparado con otros hornos de fusión, tiene una eficiencia térmica relativamente elevada. Sin embargo, los gases de escape contienen una apreciable cantidad de CO, lo que indica una combustión incompleta, y por tanto, una disminución en el rendimiento térmico. Por su parte, la escuela metalúrgica asemeja el cubilote a un reactor químico en el que se producen reacciones gas - gas, gas - líquido, gas - sólido, líquido - líquido, y líquido - sólido, que no llegan a completarse debido al poco tiempo de permanencia en el interior del cubilote. A diferencia de otros hornos de fusión, el cubilote permite una elaboración del metal que dependerá de las condiciones de marcha, de la carga metálica, del coque y de los fundentes empleados. En realidad hay que considerar el cubilote desde ambos puntos de vista, y para estudiar los fenómenos que tienen lugar durante la fusión del hierro es imprescindible definir las zonas de aquel, pudiéndose distinguir desde el tragante hasta la salida del hierro líquido y la escoria (figura 34) las siguientes:

- Zona de precalentamiento
- Zona de fusión
- Zona de gasificación o reducción
- Zona de combustión y
- Zona del crisol.

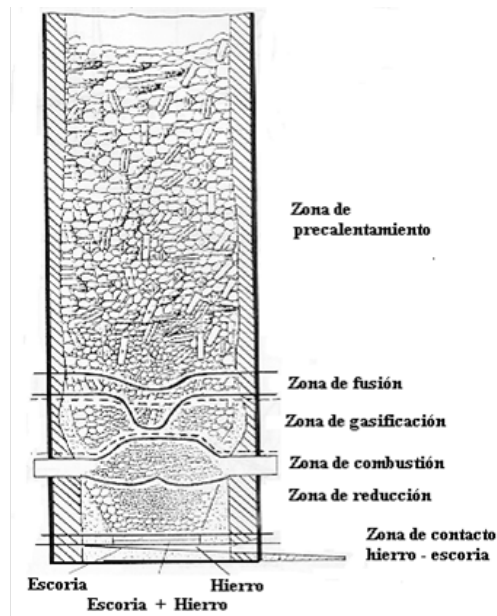


Figura 34. Zonas del cubilote.
Ilustración: Héctor Terán

Zona de precalentamiento

La primera, denominada zona de precalentamiento, comprende desde el tragante hasta el lecho de coque (parte superior de la carga de solo coque por encima de las toberas). En ella, completamente mezcladas la carga metálica, el coque y el fundente, se van calentando por los gases generados en las zonas inferiores. Estos gases están compuestos por CO , CO_2 , N_2 , SO_2 , vapor de agua. El único efecto es precalentar la carga. La temperatura en esta zona varía desde $1200\text{ }^\circ\text{C}$ en su parte inferior hasta la temperatura ambiente (teóricamente), si el intercambio energético gas-sólido fuese completo. Ello no es así por dos razones: la primera porque obligaría a tener una zona de precalentamiento de una altura considerable, con lo que el peso que debe soportar por el lecho de coque será superior a la resistencia del mismo, la segunda porque no interesa que los gases salgan a temperatura inferior al punto de rocío. Normalmente ocurre lo contrario: la zona de precalentamiento es demasiado baja y en algunos cubilotes los gases salen por el tragante. A temperaturas próximas a los $700\text{ }^\circ\text{C}$, y por tanto, el precalentamiento es poco eficaz, existe un volumen óptimo que corresponde a $0,8\text{ m}^3/\text{th}$, es decir, que

un cubilote de 10 t/h de régimen de fusión debía tener un volumen desde las toberas hasta el tragante de 8 m³. Los estudios realizados confirman este valor empírico; aunque las altas temperaturas, especialmente en la parte inferior de esta zona y la presencia de CO y de SO₂ parecen propiciar la carburación y sulfuración de la carga, el tiempo de permanencia no es suficiente para que se produzcan reacciones gas- sólido de magnitud apreciable. Los análisis efectuados en trozos de acero extraídos al final de la fusión señalan un ligero aumento del contenido de C en una superficie que no sobrepasa el 0,1 mm de profundidad. La única reacción perceptible es la descomposición de la caliza, a los 800 °C pasando a CaO y CO₂; por su parte el coque también se calienta a medida que desciende en el cubilote. Empieza por perder el agua aprovechando el calor de los gases. Por ello la evaporación del agua del coque no es un gasto energético adicional. Al contrario, la práctica antigua de regar el coque justo en el momento de introducirlo en el cubilote permite reducir el polvo y una ligera mejoría en la eficiencia del precalentamiento, ya que la transmisión de calor gas - sólido es mejor en presencia de vapor de agua.

Sin embargo, la cantidad de coque que se añade al cubilote suele medirse por pesadas, por lo que la variación en el contenido de agua del coque puede llevar a alteraciones en la cantidad real de coque adicionada, y en consecuencia, de la altura del lecho de coque y de todos los parámetros que dependen del mismo. Por este motivo es una buena práctica tener cubierto el patio de coque (bajo techo), (Batista y Navas, 2010).

Durante la caída de las sucesivas cargas desde el tragante hasta el nivel de carga se producen fisuras y roturas de los trozos de coque, los cuales irán en aumento por los posteriores rozamientos entre la carga metálica y el coque, especialmente en la parte inferior de la zona donde el peso a soportar es mayor y la temperatura es más elevada. La masividad de la carga metálica tiene una notable importancia como muestra la figura 35, en la que se constata que aumentando hasta 50% la cantidad de chatarra de lingoteras masivas la disminución de la temperatura de salida del hierro puede superar los 50 °C, por lo contrario, el uso de chatarra ligera en sustitución del lingote aumenta la temperatura del hierro (figura 36). Es de destacar que la chatarra de acero al fundir a mayor temperatura eleva la temperatura de salida del hierro.

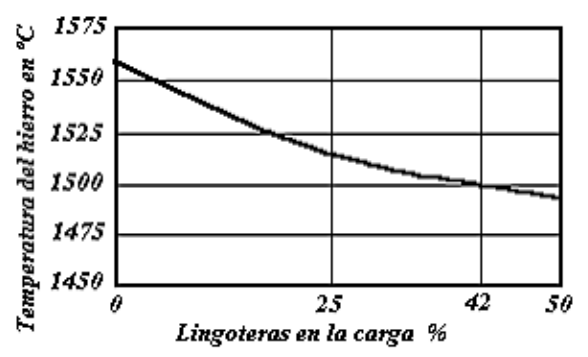


Figura 35. Efecto de la masividad de la carga en la temperatura de salida del hierro.
Ilustración: Héctor Terán

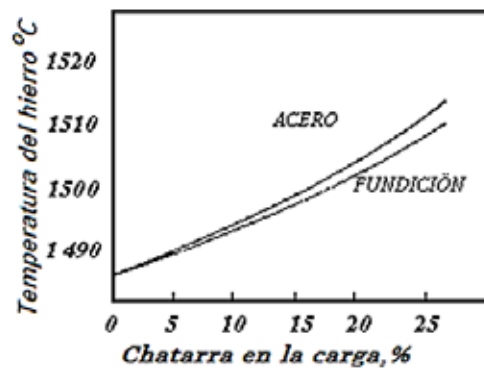


Figura 36. Influencia del porcentaje de chatarra ligera en la temperatura del hierro.
Ilustración: Héctor Terán

Zona de fusión

Esta zona está situada a la altura del lecho de coque, su amplitud depende de la masividad de la carga y del porcentaje de acero. Como este funde a mayor temperatura que el hierro, cuanto más acero mayor profundidad tendrá. Lo mismo ocurre con las chatarras masivas. En esta zona el metal alcanza la temperatura de fusión y se desprende en forma de gotas. Se calcula que una tonelada de carga metálica origina de 2 a 3 millones de gotas con una superficie total de 100 a 150 m². A medida que funde, el metal va dejando espacio libre que es ocupado por el material que está encima, mientras que las cargas de coque restituyen el combustible que se está consumiendo en zonas inferiores y mantienen el nivel del lecho.

Debido a la presencia de CO, consecuencia de la gasificación del coque, la atmósfera es ligeramente reductora y, por tanto, no hay oxidación del metal. La existencia de FeO en esta zona solo es atribuida al óxido procedente de la carga, o bien a una conducción incorrecta del cubilote que dé lugar a un lecho de coque excesivamente bajo. Cabría pensar en una reducción del óxido por el CO, pero la velocidad de descenso de las gotas de hierro hacen enviable esta reducción. Sin embargo, se puede producir una recarburación cuantificable por parte de la carga más pobre en carbono que será la última en fundir.

Zona de gasificación

También se le denomina zona de reducción, porque en ella se produce la formación de CO por la reacción entre el CO₂ y el carbono del coque. La parte inferior de esta zona se inicia cuando se ha agotado el oxígeno del viento, mientras que la parte superior se solapa con la zona de fusión e incluso con la de precalentamiento. No obstante, a partir de 1 m por encima de toberas, que es donde se sitúa la zona de fusión, la formación de CO es mínima. Como la gasificación es una reacción endotérmica, en esta zona hay una disminución apreciable de temperatura, pese a ello las gotas de hierro, más frías, se van recalentando a medida que chocan con los trozos de coque, al tiempo que disuelven el carbono y el azufre del mismo.

Como se observa más adelante, la magnitud de la gasificación depende más del tamaño efectivo del coque que de la reactividad. Si bien desde el punto de vista térmico sería interesante eliminar esta zona, tiene su importancia metalúrgica ya que, de lo contrario, se obtendría un hierro muy oxidado.

Zona de combustión

Es la zona oxidante constituida por el espacio en donde hay oxígeno libre. En ella tiene lugar la generación de la energía total del cubilote producida por la combustión del coque, que da CO₂ y la oxidación del silicio y el manganeso.

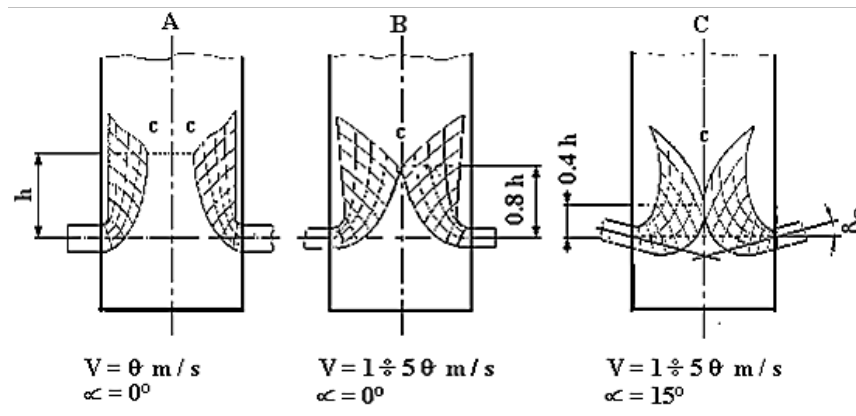


Figura 37. Influencia de la velocidad del viento y de la inclinación de las toberas en la forma y extensión en la zona de combustión.

Ilustración: Héctor Terán

La velocidad del viento y la forma de inclinación de las toberas influyen en la forma de extensión de la zona de combustión. Una velocidad de viento insuficiente impide que el oxígeno llegue hasta el centro del cubilote, y crea una zona energéticamente muerta, con lo que el rendimiento térmico del cubilote disminuye. Por lo contrario, una velocidad excesiva tiende a convertirla en un lecho fluidificado con el riesgo de que aparezcan frente a las toberas trozos de chatarra sin fundir que darán hierro oxidado. La figura 37 muestra el efecto de la velocidad del viento y de la inclinación de las toberas en la configuración de la zona de combustión. La importancia de estos dos factores no es tenida muchas veces en cuenta y es suficiente para explicar el bajo rendimiento de muchos cubilotes.

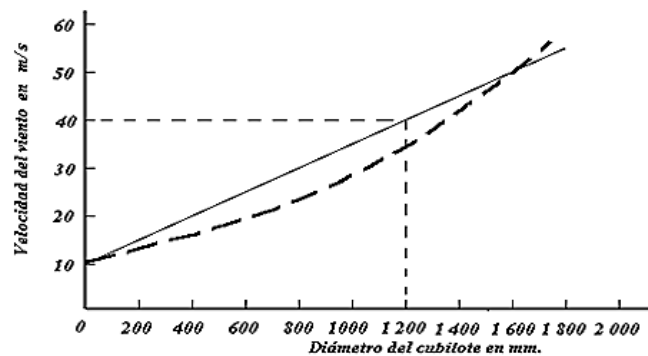


Figura 38. Velocidad del viento según el diámetro del cubilote. En cubilotes de viento caliente suele utilizarse la curva de trazos.

Ilustración: Héctor Terán

La velocidad óptima puede deducirse en la figura 101, cuanto más concentrada sea esta zona, mayor será la temperatura alcanzada, por este motivo el empleo de toberas protuberantes refrigeradas por agua permite mejorar el funcionamiento del cubilote, (Tartera, 1984).

Aunque en la zona de combustión el fenómeno más importante es la generación de energía, y como es una zona oxidante tiene lugar una serie de reacciones de oxidación indeseables. Pese a la menor afinidad del hierro por el oxígeno que el Si o el Mn, debido a su mayor concentración se oxida en la superficie de la gota según la reacción:



También se forma el SiO_2 y MnO , que quedan en la superficie de la gota como película de escoria, mientras que el FeO se difunde hacia el interior, en donde oxida al C, Si y Mn según las reacciones:



La reacción 5.2 se produce por encima de las toberas, mientras que la 5.3 y la 5.4 tienen lugar en el plano de las toberas.

En esta zona es donde se consigue el máximo sobrecalentamiento del hierro y la escoria (formada por la reacción entre los óxidos, las cenizas del coque, el revestimiento refractario y óxido de Ca de caliza). El contacto gas-sólido viene muy influido por el estado superficial del coque, existiendo una notable diferencia entre utilizar una escoria ácida, que no elimina las cenizas de la superficie del coque, y una escoria más rica en CaO , que lava el coque y permite que presente una superficie limpia, con lo que la combustión es mucho más rápida.

Zona del crisol del cubilote sin antecrisol

La atmósfera en el crisol en la parte superior es oxidante, en la parte media débilmente oxidante y junto a la solera es inoxidante. En esta zona el

metal y la escoria se enfrían a cuenta de las pérdidas de calor a través de las paredes y el fondo del crisol.

La influencia de la fase gaseosa depende del nivel del metal y la escoria que se acumula en el crisol del cubilote. Si el nivel de la escoria en el cubilote se eleva hasta las toberas o cerca de ellas, ocurre la oxidación del metal a través de la escoria a cuenta del O_2 del aire. Cuanto menor es el nivel de escoria, tanto menos oxidante será la atmósfera para el crisol del cubilote. Cuanto mayor es la profundidad del crisol, tanto más lejos de la tobera se halla el nivel de la escoria y menor es la oxidación del metal en el crisol y viceversa: cuanto menor es la profundidad del crisol, tanto más cerca de las toberas se halla el nivel de la escoria y mayor es la oxidación del metal en el crisol.

Cuanto más gruesa es la capa de la escoria, tanto más lentamente transcurre el proceso de transmisión de oxígeno al metal y tanto menor es su oxidación. Si el cubilote tiene antecrisol, la oxidación del metal al pasar a través del crisol será la mínima.

En el crisol continúa el proceso de disolución del carbono en la fundición líquida, si esta disolución no alcanzó el límite de saturación en las zonas de reducción y combustión dispuestas más arriba, como límite de saturación se puede considerar el contenido de carbono correspondiente a la composición eutéctica, (Kudrin, 1984).

En las primeras porciones de fundición se disuelve el azufre (S) de las capas superficiales de los trozos de coque, dispuestos en el crisol del cubilote. Fundiéndose, el metal desciende al crisol en gotas separadas y chorros, sin mezclarse entre sí, por eso en los cubilotes sin antecrisol no ocurre el mezclado completo de la fundición.

Algunos autores dividen la zona del crisol en dos para este tipo de cubilote sin antecrisol. Esta zona está comprendida entre las toberas y la solera y se subdivide en dos:

1. Zona de reacción
2. Zona de contacto entre el hierro y la escoria.

Zona de reacción:

Está comprendida entre la zona de combustión y la escoria, su magnitud depende de la altura del crisol del cubilote.

En esta zona no hay generación de energía y está calentada por las gotas de hierro. Por este motivo es importante efectuar un buen encendido del cubilote para asegurar que el coque esté incandescente al iniciar la fusión. Al ser esencialmente reductora, las reacciones que pueden tener lugar son:



Por lo que es posible encontrar hasta el 60 % de CO, superior al 34,7% correspondientes a la gasificación del carbono. Sin embargo, todas las reacciones son endotérmicas y exigen temperaturas superiores a la de esta zona para que puedan producirse de un modo apreciable, por lo que, salvo la reducción del FeO, el resto apenas tiene significado.

Por el contrario, es aquí donde tiene lugar la carburación del hierro. Prueba de ello es que, a igualdad de condiciones, al aumentar la altura de la solera a las toberas de 0,8 a 1,2 m, el contenido de carbono del hierro pasa del 3,4 al 3,56 % (figura39).

Por este motivo al construir o modificar un cubilote deben tenerse en cuenta los porcentajes de carbono de salida y de entrada para alargar o acortar la altura del crisol.

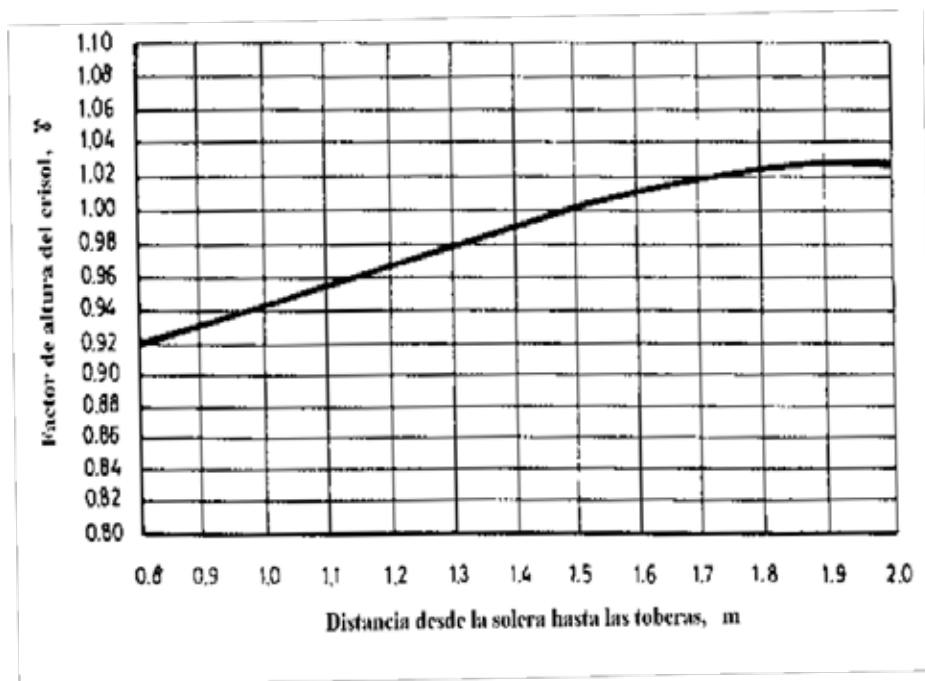


Figura 39. Influencia de la altura del crisol en la carburación del hierro.
Ilustración: Héctor Terán

Zona de contacto entre el hierro y la escoria

Esta comprende el espesor de escoria que es atravesado por las gotas de hierro y la interfase metal - escoria. En ella se produce la depuración del metal, especialmente la separación de óxidos y el reparto de azufre entre la escoria y el metal, es decir, la desulfuración. Como se ha citado en la zona de combustión, la importancia de la depuración dependerá de la acidez o basicidad de la escoria.

Es evidente que siendo la fusión un proceso dinámico, todas estas zonas presentan fluctuaciones y en algunos puntos se solapan unas con otras. Además, cualquier cambio en el régimen de fusión producirá modificaciones en la forma y el volumen de cada zona. Por ello es importante mantener durante toda la fusión un caudal de viento constante. También en los cubilotes con revestimiento, como el desgaste más importante se produce durante las dos primeras horas de funcionamiento, hasta que el cubilote no ha alcanzado su perfil de equilibrio las variaciones serán más acusadas.

5.9 Procesos que transcurren en el cubilote con antecrisol

La fundición cae desde la solera del crisol a través del canal de unión al antecrisol donde tiene lugar el mezclado de la fundición y a consecuencia de la difusión, su composición se iguala. En el antecrisol con el oxígeno del óxido ferroso se oxida el Si y el Mn puesto que ellos tienen una gran afinidad con el oxígeno. Los productos de oxidación emergen a la escoria.

La fundición en el antecrisol se enfría como resultado de la pérdida de calor a través de las paredes del antecrisol. Como resultado del paso del metal, a través de todas las zonas del cubilote tiene lugar la oxidación de aquellos elementos que tienen con el oxígeno mayor afinidad que el hierro, (Samón, 2012).

En la práctica la oxidación del silicio constituye 20 ÷ 25 %. El Ni, Co y el Cu no se oxidan.

El carbono se oxida, pero simultáneamente tiene lugar la saturación de la fundición con carbono, por lo que al final de cuentas la fundición se satura hasta la composición eutéctica.

En algunos casos es imprescindible obtener en los cubilotes fundiciones pobres en carbono; para ello a la carga se le añade chatarra de acero y las toberas se disponen a pequeña altura de la solera (250 ÷ 300 mm) para reducir la carburación del hierro colado y su saturación con azufre. En este caso se puede obtener fundición con un contenido de 2,7 a 2,8 % de C.

5.10 Escorias en el proceso del cubilote

La escoria del cubilote influye en el carácter de la fusión y las propiedades de la fundición. La cantidad y composición de la fundición del cubilote depende del régimen de fusión; la calidad de los materiales iniciales y los fundentes, como también de la estructura del cubilote. En el proceso de fusión, como fuentes de la formación de escoria sirven las cenizas del combustible, la oxidación de los elementos de la carga (silicio, manganeso, hierro), destrucción del revestimiento, la arena y los fundentes que se añaden.

En general la escoria formada durante el proceso de fusión constituye de 3 a 4 % de la masa del metal.

La escoria consta de SiO, CaO y alúmina; cuyo contenido total alcanza de 80 a 90 % de toda la masa de la escoria. Las composiciones del tipo K₂O y Na₂O se encuentran en la escoria en cantidades de 0, 2 ÷ 0, 5 %.

El fósforo entre los límites de 0, 1 a 0, 5 %; el S de 0, 2 a 0, 8 %; el resto son óxidos de metales. En la escoria se halla una pequeña cantidad de fundición de 0, 2 a 0, 5 % de la carga.

La escoria del cubilote debe tener baja temperatura de fusión y buena fluidez (baja viscosidad). Un elevado contenido de FeO en la escoria empeora las propiedades mecánicas de la fundición, contribuye a la formación de porosidades en las piezas, reduce la estabilidad del revestimiento y aumenta la oxidación de los elementos en el cubilote. Los óxidos de Mn elevan las propiedades mecánicas de la fundición como resultado de la aleación con el Mn, pero al aumentar el contenido de Mn se reduce la resistencia del revestimiento. Los óxidos de magnesio (Mg) (hasta el 10 % de MgO) en la escoria elevan la resistencia de la fundición. Los óxidos como CaO; Al₂O₃ y SiO₂, en límites admitidos no influyen en las propiedades mecánicas de la fundición. Las escorias, pobres en óxidos, no modifican la forma del grafito y la estructura de la masa metálica básica. Las escorias destruyen el revestimiento, por eso en los hornos con revestimiento ácido no se pueden utilizar escorias básicas y viceversa.

Para los cubilotes, revestidos con ladrillo de chamota, es preferible tener escorias de la siguiente composición, en %: 42 - 48 de SiO₂; 10 - 15 Al₂O₃; 25 - 30 CaO; < 8 FeO; 2 - 5 MnO y 3 - 5 MgO.

En el cubilote es posible enriquecer la fundición con fósforo, Mn, Ni y otros elementos para ello debe aumentarse la cantidad de óxido de los elementos indicados en la escoria. Para introducir el fósforo (P) en la fundición es necesario utilizar mena apatito - nefelínica, para introducir el Mn, la mena de Mn, etc.

5.10.1 Particularidades de los elementos que componen la escoria en el cubilote

Durante la fusión del hierro fundido en cubilotes se producen unos residuos de materiales no metálicos conocidos corrientemente como escoria. Esta escoria está formada por:

- Cenizas del coque
- La arena adherida a las cargas
- Los productos de oxidación
- El revestimiento refractario destruido durante la fusión

Cenizas del coque

Una de las inevitables y generalmente la mayor fuente de escoria son las cenizas del coque. Si se calcula que el coque contiene normalmente el 10 % de cenizas y se añade el 10 % de coque sobre la carga metálica, resulta que suele haber el 1 % de cenizas sobre la carga metálica, es decir, 10 kg de ceniza por cada 1000 kg de carga metálica. La tabla 18 muestra la composición química media de una ceniza de coque en %:

Tabla 18. Composición de las cenizas del coque (%)

	CaO	MgO	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	SO ₃	P ₂ O ₅	Álcalis
Del	1	1	39	27	8	0,5	0,3	3
Hasta el	5	2,8	44	39	14	5,5	1	5
Valor medio	----	----	----	----	11	3	0,7	4
Total	----	----	----	----	18,7			

Elaborado por: Héctor Terán

Como el Fe₂O₃ y el P₂O₅ son reducidos, escorificados o vaporizados se altera el porcentaje entre los restantes compuestos.

Para conocer el porcentaje de compuestos fijos se iguala la suma de los cuatro:



Si se aplica este criterio a la tabla anterior, resultan los siguientes porcentajes:

- $1.2 \div 6, 2 \%$ de CaO
- $1.2 \div 3, 4 \%$ de MgO
- $47 \div 54 \%$ de SiO₂
- $33 \div 48 \%$ de Al₂O₃

Tierra y arena adherida a la carga

Una fuente de escoria fuera de toda intención es la tierra y la arena contenida en los trozos pequeños de carga. Bajo condiciones favorables de tiempo seco, chatarras limpias, etc., esta fuente de escoria es despreciable; sin embargo, con el uso de mucha chatarra comprada y de fundición no limpia (piezas fundidas de rechazo sin aplicarle limpieza alguna), esta fuente de escoria puede ser considerable.

Productos de oxidación

El FeO contenido en la escoria depende principalmente del equilibrio resultante entre las influencias oxidantes y reductoras dentro del cubilote. Un soplado excesivo, bajas cantidades de coque, una distribución dispareja de la carga, mala calidad del coque, etc., tienden a producir mayores contenidos de FeO (2 - 10 %) y es aconsejable no sobrepasar el 2 %.

El MnO procede del Mn oxidado contenido en el hierro y generalmente se encuentra en cantidades inferiores al 5 %.

La sílice proviene de las cenizas del coque, del revestimiento refractario, de la oxidación del silicio contenido en el metal (es aproximadamente del 6 - 18 %) y de tierras raras.

Revestimiento refractario

Otra fuente de escoria, casi tan grande y con frecuencia más importante que las cenizas del coque, es el revestimiento refractario, que es consumido o fundido durante la fusión del día.

5.10.2 Características e influencia de la escoria

Al analizar una escoria se encuentra una serie de óxidos, los cuales tienen carácter ácido, básico o neutro; según la proporción en que intervienen en la misma. Las escorias se clasifican en ácidas o básicas.

El concepto basicidad de la escoria (ácida o básica) queda definido por la expresión:

$$\text{Grado de basicidad} = \frac{\text{CaO} + \text{MgO} (\%)}{\text{SiO}_2 (\%)}$$

Clasificación de la escoria:

Tabla 19. Clasificación de la escoria

Escoria	Ácido	Básico
SiO ₂	45 - 50	27 - 35; 26 - 35
Al ₂ O ₃	5 - 18	4 - 7; 7 - 9
CaO	20 - 40	40 - 54; 32 - 35
FeO	2 - 10	0.5 - 1.5; 2.2 - 2, 9
MnO	1 - 5	0, 3 - 2, 5; 0, 6 - 1, 7
P ₂ O ₅	0, 05 - 0, 25	-----
S	0, 1 - 0, 5	1 - 1, 4
MgO	0, 5 - 2	4 - 7; 17 - 28
F ₂	-----	1, 5
Basicidad		
$\frac{\text{CaO} + \text{MgO}}{\text{SiO}_2}$	0, 3 - 1	1.4 - 2, 3; 1, 5 - 2, 3

Elaborado por: Héctor Terán

En las escorias ácidas esta relación es $< 1,0$ y en las escorias básicas $> 1,0$.

Las escorias básicas tienen una capacidad defosforante, desulfurante y disolvente de las cenizas del coque, superior a las escorias ácidas. Para obtener una desulfuración eficaz deben favorecerse, pues las condiciones reductoras durante el proceso permiten disminuir el contenido de óxidos en la escoria y aumentar la solubilidad del azufre. Las condiciones reductoras se favorecen soplando en el cubilote aire precalentado o incrementando o activando el fundente en las cargas.

Los siguientes gráficos muestran la influencia de la escoria sobre los diferentes elementos. (figura 40 a, b, c).

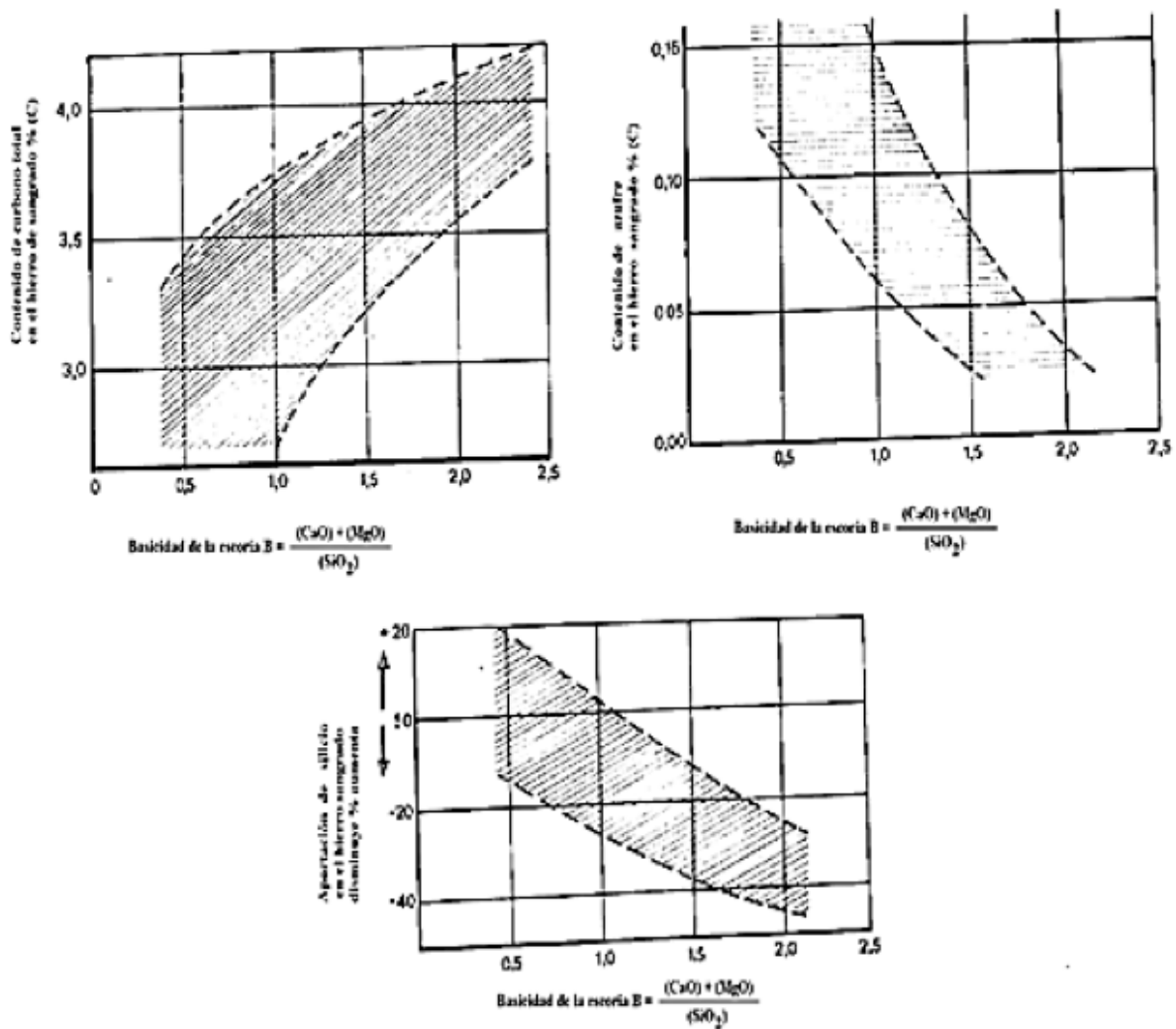


Figura 40. Influencia de la escoria sobre los diferentes elementos.

Ilustración: Héctor Terán

5.10.3 Fundentes

Puesto que las escorias formadas por las circunstancias antes mencionadas, cenizas del coque, óxidos, etc., tienen un punto de fusión (1700 °C) más elevado que la temperatura de marcha de un cubilote, es imprescindible la adición de fundentes de carácter básico, alcalino o alcalinotérreo a la carga.

Los fundentes tienen la misión de alcanzar una mayor fluidez rebajando el punto de fusión de la escoria (alrededor de 1450 °C), y también aumentar la capacidad de reacción de la escoria como fundente de los óxidos presentes o que se formen durante la fusión, y con capacidad desulfurante.

La primera función de estos fundentes, como puede ser la piedra caliza, es rebajar el punto de fusión de la escoria del cubilote. Sin estas adiciones no sería posible fundir y separar del cubilote la escoria. Añadiendo fundentes a la carga se alcanza una escoria adecuada para los procesos metalúrgicos dentro del horno (como por ejemplo, la parcial absorción del azufre).

Por lo antes planteado, se comprende que es muy conveniente proporcionar la mayor fluidez a la escoria del cubilote (cuyo punto de fusión ya se ha rebajado con la adición de caliza), pues se mejoran aún más todas las propiedades beneficiosas de la escoria al ser más activa, más fluida, con mayor reaccionabilidad y fijar mejor todos los compuestos que debe fijar la escoria.

El mejor medio para lograr esta activación de la escoria es mediante la adición de compuestos fluorados y alcalinos, con el fin de mejorar el índice de basicidad.

Para esta finalidad la firma FOSECO presenta el BRIX 700, con base de espato flúor de alto contenido, libre de sulfuro de plomo y el BRIX 800, que es una mezcla del anterior espato y carbonato sódico denso y anhídrico. Se utiliza de 0, al 0,8 % de BRIX 700 u 800 sobre el peso de la carga.

El BRIX 800, a causa de contener carbonato sódico, tiene también un marcado acento desulfurante; sin embargo, cuando se desea eliminar mucho azufre, se recomienda el empleo de soda ASH BLOCKS, que contiene únicamente carbonato sódico.

Con la escoria activada y más fluida mediante cualquier tipo de “BRIX”, se logra que se limpie constantemente la superficie incandescente del coque al haber un contacto íntimo y constante con el aire y el hierro líquido, y se obtiene por consiguiente:

- Una mayor temperatura del hierro
- Un incremento del contenido de carbono
- Un contenido de azufre más reducido.

En la figura 104 se muestra el efecto del BRIX 700 en el punto de fusión de una escoria normal de cubilote cuyo componente principal es SiO_3Ca (sílice y cal procedente de la piedra caliza); acción resultante de la aportación de metal alcalino - térreo y del flúor que reduce grandemente la viscosidad de la escoria.

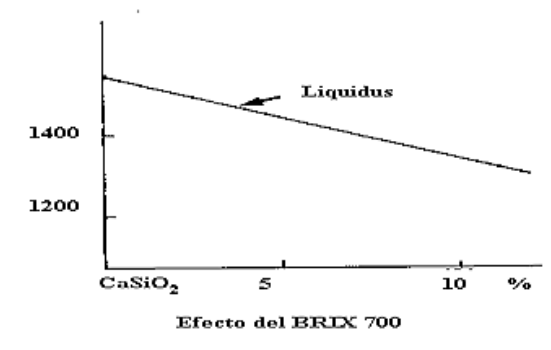


Figura 41. Efecto del BRIX 700 en el punto de fusión de una escoria normal de cubilote.
Ilustración: Héctor Terán

Cálculo de la cantidad necesaria de piedra caliza para neutralizar la sílice de la escoria

Esta sílice puede proceder de:

1. La ceniza del coque
2. La oxidación del Si de las cargas metálicas
3. Las tierras o arenas adheridas a las cargas y del desgaste del refractario del revestimiento del cubilote

1. Sílice (SiO_2) procedente de la ceniza del coque. Es sabido que en cada 100 kg de caliza (CaCO_3) hay 56 kg de cal (CaO) y se supone que el coque empleado tiene 10 % de cenizas y que estas contienen el 42 % de sílice (SiO_2). Se emplean 100 kg de coque por tonelada metálica de carga y dos partes de CaO neutralizan aproximadamente tres partes de sílice (SiO_2). Así, de los 100 kg de coque se obtendrán 10 kg de ceniza y de estos 10 kg habrá 4,2 kg de sílice (SiO_2). Considerando que el grado de pureza de la piedra caliza es del 95 % tendremos:

$$4,2 \text{ kg SiO}_2 \times 2/3 = 2,8 \text{ kg CaO} \times 100/56 = 5 \text{ kg CaCO}_3 \times 100/95 = 5,3 \text{ kg CaCO}_3 / \text{ t carga}$$

2. Sílice (SiO_2) procedente de la oxidación del silicio. Supongamos que el Si de la carga sea el 2 %, lo que representa 20 % de silicio en el metal por tonelada cargada y que la oxidación del Si sea del 10 % (2 kg), equivalente a 4,3 kg de sílice (SiO_2): $2 \times 60/28 = 4,3 \text{ kg SiO}_2$; y siguiendo el mismo razonamiento que en el apartado 1 encontramos:

$$4,3 \text{ kg SiO}_2 \times 2/3 = 2,86 \text{ kg de CaO} \times 100/56 = 5,1 \text{ kg CaCO}_3 \times 100/95 = 5,4 \text{ kg CaCO}_3 / \text{ t carga}$$

3. Sílice (SiO_2) procedente de tierras extrañas y del refractario. Supongamos que la cantidad de arena y tierras extrañas adheridas a la carga metálica y el desgaste del refractario del revestimiento del cubilote produzcan el 2,5 % de residuos y contengan el 90 % de sílice; se obtiene por tonelada:

$$2,5 \times 10 \times 90/100 = 22,5 \text{ kg SiO}_2 / \text{ t}$$

y procediendo igual que en los casos anteriores :

$$22,5 \times 2/3 = 15 \text{ kg CaO} \times 100/56 = 26,8 \text{ CaCO}_3 \times 100/95 = 28,2 \text{ kg CaCO}_3 / \text{ t carga}$$

Ello significa que para neutralizar toda la sílice que se formaría durante la fusión de una tonelada de carga metálica se necesitarían 5,3 kg de piedra caliza o castina para escorificar toda la sílice procedente de la ceniza del coque, 5,4 kg más de piedra caliza para escorificar la sílice procedente de la oxidación del silicio y 28,2 kg para escorificar lo procedente de las tierras extrañas y del refractario. Total 18,9 kg de piedra caliza o castina por tonelada metálica cargada en el cubilote, o lo que es lo mismo 3.89 kg de piedra caliza por cada 100 kg de carga metálica.

En la tabla 20 se muestra el consumo de piedra caliza en la práctica; + 2.5 % de arena adherida + refractario.

Tabla 20. Consumo de piedra caliza con relación al por ciento de carbón (se supone que: 10 % de cenizas de coque, 10 % de mermas de silicio y 2.5 % de arena adherida y refractario).

Porcentaje de silicio en la carga	Carbón		
	10	12	16
1.5	37.5	32.1	25.4
2.0	38.9	33.3	26.3
3.0	41.6	35.5	27.9

Elaborado por: Héctor Terán

5.10.4 Valoración rápida de la escoria

El color de la escoria nos permite realizar conclusiones sobre la marcha del cubilote:

Cubilote ácido:

- Negro: mal, condiciones oxidantes
- Marrón oscuro: mal, condiciones oxidantes
- Verde oscuro: se avecinan problemas
- Verde botella: normal
- Amarillo oscuro: normal
- Marrón: mal, demasiada cal.

A continuación la figura 42 muestra la acción del BRIX.

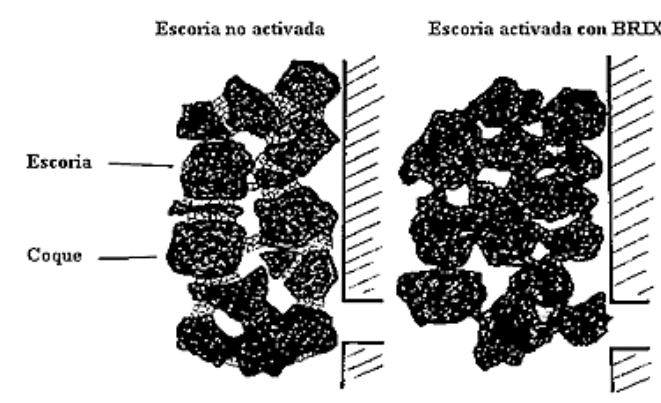


Figura 42. Esquema de la acción del BRIX.

Ilustración: Héctor Terán

Cuando la escoria no está activada, es pegajosa y se adhiere al coque, por consiguiente, gran parte de la superficie del coque no está en contacto con el aire ni con el hierro líquido. El resultado es que el coque no arde en su totalidad y se reduce su potencia calorífica, y se obtiene un hierro más frío, lo que provoca un exceso de consumo de coque y además un metal oxidado.

Según The Pont-a-Mousson (1989) en cambio, con la acción activadora del BRIX, la escoria es más fluida, limpia el coque y se desliza fácilmente, dejando que el coque con el contacto directo del aire arda en su totalidad y el hierro líquido mantenga su composición química, resultando:

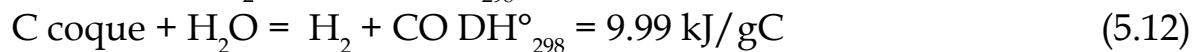
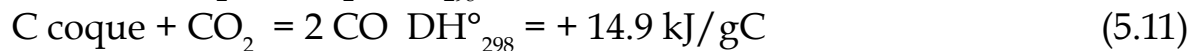
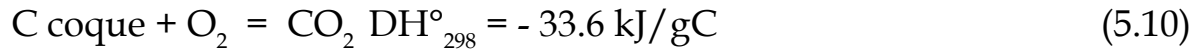
- Un incremento del contenido de carbono
- Una temperatura del hierro más alta o una reducción de la cantidad de coque que se emplea
- Una reducción del porcentaje de azufre.

5. 11 Generación de energía en el cubilote

Si bien todas las zonas tienen su importancia, es lógico considerar como primigenia la zona de combustión, porque en ella se genera la energía, y luego, la zona de gasificación por su importancia en el rendimiento del cubilote. Por ello se examinará cómo tienen lugar la combustión y la gasificación en el cubilote.

Generación de energía en la combustión

La energía química necesaria para la fusión y el sobrecalentamiento del hierro es función de tres reacciones, la primera (5.10) de combustión del carbono del coque (exotérmica) y las dos restantes de gasificación por el CO_2 y el H_2O (endotérmica) (5.11 y 5.12)



En la reacción de combustión, en la que el gas comburente circula a gran velocidad y a caudal más o menos constante, el factor dominante en la velocidad de reacción es la transferencia de masa que tiene lugar a través de la película hidrodinámica que envuelve cada piedra de coque y cuyo espesor depende de la velocidad del gas que la circunda. Para que se produzca la reacción, el oxígeno del gas debe traspasar esta película a fin de encontrar el carbono del coque sólido y reaccionar con él. Como el O_2 ha penetrado en un medio con exceso de carbono, se forma CO que debe fundirse a través de la película gaseosa y convertirse en CO_2 al encontrarse en el medio gaseoso oxidante. El proceso se repite hasta agotar todo el O_2 del medio.

La cantidad de masa transferida, N , por unidad de volumen, es proporcional a la velocidad del gas (V), e inversamente proporcional al diámetro medio del coque, supuesto esférico, d , según la expresión:

$$N = \frac{K^{V^{0.55}}}{d^{0.45}} \quad (5.13)$$

En el mecanismo de la combustión del coque, el fenómeno físico de la transferencia de masa es dominante y limitador, está directamente relacionado con la superficie específica del coque, y por tanto, con su tamaño real en la zona de combustión.

La temperatura teórica de los gases en la zona de combustión, viene dada por la siguiente fórmula:

$$T_o = \frac{33,600}{8.89 \times (C_p \text{CO}_2 \times 0.12 + C_p \text{N}_2 \times 0.79)} \quad (5.14)$$

Para $C_p \text{CO}_2 = 2,139 \text{ J}$ y el $C_p \text{N}_2 = 1,394 \text{ J}$, $T_o = 2438^\circ\text{C}$. Ahora bien, como en el cubilote se produce la reacción de gasificación (5.11) dependiendo de la fracción X_o del CO_2 reducido, la temperatura teórica de los gases sería:

$$T_r = \frac{33,600 - (8,89 \times 0,21 X_o \times 14,9 / 1,87)}{8,89 [C_p \text{CO}_2 \times 0,21(1-X_o) + C_p \text{CO} \times 0,21 \times 2X_o + C_p \text{N}_2 \times 0,79]}$$

$$\text{Como } X_o = \frac{\text{CO}_2 \text{ reducido}}{21}$$

está relacionado con el índice de combustión (h_v) por la expresión:

$$X_o = \frac{h_v}{1 + h_v}$$

Para un valor de $h_v = 50\%$ la temperatura sería de 2158°C . Si el cubilote actuara como un gasógeno produciendo únicamente CO , entonces $X_o = 1$ y la temperatura sería 1161°C .

La segunda reacción de gasificación (5.12) depende de la cantidad de agua presente en el sistema. Como la humedad del viento es función de la localidad geográfica, de la estación y la hora del día, en los cálculos siguientes la ecuación (5.12) de gasificación no será tomada en consideración, aunque hay que recordar que normalmente el secado del aire permite disminuir entre 1 y 2 % de coque entre cargas.

El caudal de viento necesario en el cubilote viene dado por la siguiente fórmula:

$$Q = \frac{P}{6} \times \frac{Cc}{100} \times 4,45 \times \frac{100 + hv}{100} \quad (5.15)$$

Donde:

- Q- Caudal del viento; Nm³/ min
- P- Régimen de fusión; t/h
- C- Porcentaje de coque
- c- Contenido de carbono en el coque; %.

De esta fórmula puede deducirse el consumo de coque por minuto K, que expresado en función de X_o, es decir, del CO₂ reducido da:

$$K = \frac{Q}{8,89} (1 + X_o)$$

La cantidad de energía disponible en el cubilote, E_o será:

$$E_o = \frac{Q}{8,89} \times [33,60 - (\frac{Q}{8,89} \times \frac{8,89 \times 0,21}{100} \times X_o \times \frac{14,9}{1,87})]; \quad \text{kJ/ min}$$

Dividiendo este valor por el régimen de fusión se obtiene la cantidad de energía disponible por kg de hierro:

$$\frac{E_o}{P} = \frac{(33,6 - 14,9 X_o)}{10\,000 (1 + X_o)}; \quad \text{kJ/kg Fe}$$

Para un cubilote con el 12 % de coque entre cargas, el 90 % de carbono en el coque y un índice de combustión del 50 %, se obtienen 2.320 kJ/kg Fe, que representa el 60 % de la energía producida. Sin embargo, la eficiencia térmica, es decir, el porcentaje de energía utilizado para fundir

y sobrecalentar el hierro es notablemente inferior, ya que deben tenerse en cuenta las pérdidas por radiación, la descomposición de la caliza, la formación y sobrecalentamiento de la escoria, la descomposición del agua aportada por el viento y la temperatura de los gases de escape.

5.11.1 La gasificación en el cubilote

De las reacciones en las que interviene el coque, la 5.10 y la 5.12 se completan hasta agotar el O_2 y el H_2O , respectivamente. Por el contrario, la reducción del CO_2 en la reacción (5.11) no llega al término. Como esta reacción es endotérmica, la energía disponible para fundir y sobrecalentar el hierro depende de la fracción X_o de CO_2 reducido. El valor de X_o puede variar desde 0,15 hasta 0,75, es decir, que entre el 15 y el 75 % de CO_2 producido en la combustión puede reaccionar con el coque. Esto representa del 20 - 60 % de la energía generada.

Se considera que para evitar la oxidación del metal es necesario reducir un tercio del CO_2 producido; normalmente no es ningún problema alcanzar este valor, ocurre lo contrario, ya que existe el riesgo de una sobregasificación que puede evitarse con vistas al ahorro energético. Como es lógico, las condiciones de marcha del cubilote y las propiedades del coque que atañen a la gasificación influirán notablemente en el rendimiento térmico del cubilote.

Fue Seymourkatz quien dedujo los mecanismos de la gasificación y estableció cuáles son las propiedades esenciales del coque que influyen directamente en el comportamiento del cubilote. Siguiendo sus pautas vamos a examinar con detalles cómo se produce la gasificación.

Las reacciones entre un sólido poroso, como el coque y los gases, presentan unas características bien definidas.

La velocidad de gasificación W se expresa por: $W = k C_1$;

Donde:

C_1 -Concentración de CO_2 en el gas

K - Factor que depende de la temperatura.

La figura 43 muestra la variación de la velocidad de gasificación en función de la temperatura, pudiéndose distinguir tres zonas de gasificación (W_1 , W_2 , W_3), y concentración de C_1 y CO_2 y la forma en que se produce la reacción.

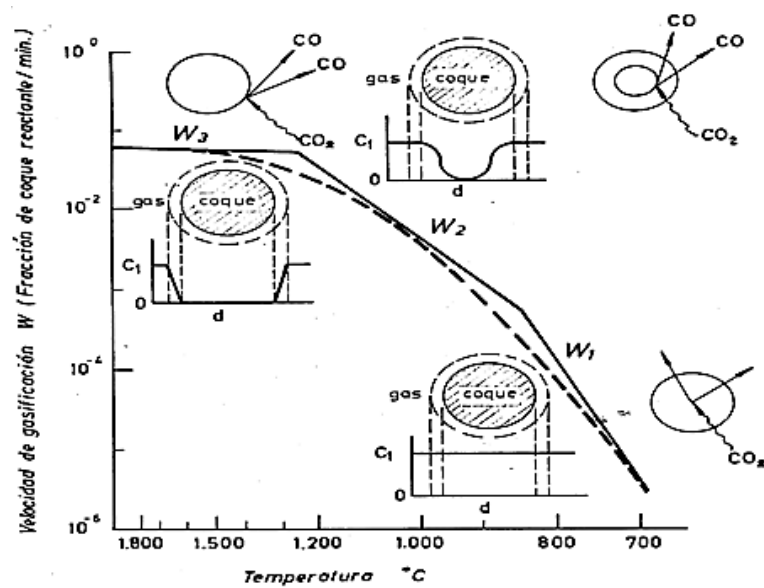


Figura 43. Velocidad de gasificación en función de la temperatura, con indicación de las tres zonas de gasificación (W_1 , W_2 , W_3), y concentración de C_1 y CO_2 y la forma en que se produce la reacción.

Ilustración: Héctor Terán

A bajas temperatura la velocidad de gasificación W_1 es pequeña respecto a la velocidad de difusión dentro y fuera de la masa porosa. La reacción tendrá lugar uniformemente en toda la pieza de coque, variando exponencialmente con la temperatura, con la misma concentración de C_1 de la periferia al centro de la pieza de coque. El factor K_1 está relacionado directamente con la reactividad intrínseca del coque: ($K_1 = K'$), siendo K' la reactividad intrínseca, (Titov, 1994).

Por encima de $850^{\circ}C$ los gases ya no se difundirán hasta el centro de la masa porosa debido a que reaccionan más de prisa con el coque, con lo que se formará un núcleo en el cual la concentración de CO_2 será más baja. En esta región la velocidad de gasificación W_2 no dependerá únicamente de la reactividad, ya que el tamaño del coque, el contenido de C y la difusión efectiva que depende de la porosidad y del tamaño e interconexión de los

poros, desempeñan un papel importante, en este caso, factor K_2 se expresa por:

$$K_2 = \frac{6}{A} \times \left[\frac{K' \times De}{Cm} \right]^{1/2}$$

Donde:

A- Diámetro armónico medio del coque

De- Difusividad efectiva

Cm- Concentración molar de carbono

La velocidad de gasificación, dos órdenes de magnitud superiores a la anterior, sigue siendo función de la temperatura, pero con una incidencia menor, ya que es lineal.

A mayor temperatura, la velocidad de gasificación, W_3 , viene regida por la difusión de los gases a la superficie exterior del sólido. El núcleo no reactivo tendrá el volumen de la pieza de coque y la reacción se producirá sólo en la superficie, siendo nula la concentración de CO_2 en el interior de la misma. Por tanto, ni la reactividad ni la estructura porosa tiene demasiado significado en esta zona. Por el contrario, la velocidad de reacción que es independiente de la temperatura, es función del flujo, de la difusividad intrínseca, de la composición y de la viscosidad del gas, así como del diámetro armónico de los trozos de coque y de la porosidad del lecho. El factor K_3 será: (Hughes, 1993).

$$K_3 = \left[\frac{(1 - (\epsilon b)^{0.3})}{A^{1.3} \times \epsilon b \times Cm} \right] \times \left[\frac{22.3 \times Di^{0.67} \times G^{0.7}}{m^{0.37} \times Pg^{0.33}} \right]$$

Donde:

ϵb - Porosidad del lecho de coque

Di- Difusividad intrínseca

G- Flujo de gases

m- Viscosidad del gas

Pg- Densidad de la corriente gaseosa

La separación entre las zonas no es abrupta, sino que se solapan sin discontinuidades, por lo que la línea de trazos de la figura 106 expresa mejor el curso de la gasificación.

De todo ello se deduce que K_3 gobierna la intensidad de la gasificación, mientras que K_2 controla la altura de la zona de gasificación, en tanto K_1 parece ser irrelevante. Estos valores de K_1 , K_2 y K_3 están fuertemente relacionados con una serie de características del coque que merece la pena examinar con más detalles.

5.11.2 Características del coque relacionadas con la gasificación

La reactividad intrínseca (K') indica la tendencia propia del carbono del coque para reaccionar con el CO_2 y es función de la mezcla de carbones utilizados y de las condiciones de coquización. Es quizás la característica más controvertida y la que más resultados contradictorios ha proporcionado a la literatura. En realidad, la reactividad es importante a bajas temperaturas, cuando la velocidad de gasificación es poco significativa. La disparidad de criterios sobre la importancia de la reactividad proviene de que cuando se determinan temperaturas superiores a $1300\text{ }^\circ\text{C}$, estamos ya en la región W_3 , en la que intervienen otras características del coque.

El diámetro armónico del coque (A) se define como el diámetro de las esferas de coque que tienen la misma área por unidad de volumen que las piedras de coque. Cuanto menor sea el tamaño del coque y más fisurado esté, menor será (A), con lo que la velocidad de gasificación será mayor, por tanto, el tamaño del coque y su resistencia mecánica aparecen como propiedades fundamentales.

La difusividad intrínseca (D_i) es el coeficiente de difusión del CO_2 , mientras que la difusividad efectiva (D_e) es este coeficiente en el interior de un material poroso. En consecuencia, el volumen y estructura de los poros del coque, que dependen de las condiciones de coquización, serán importantes en el comportamiento del mismo.

La concentración molar de carbono (C_m) representa la densidad del carbono en el coque y es función del contenido de carbono y de la densidad aparente. Cuanto menor sea el contenido de cenizas, función de la mezcla de carbones utilizados, y más denso sea el coque, función de las condiciones de coquización, mayor será el C_m y, en consecuencia, menor será la gasificación en el cubilote.

Finalmente, se entiende por porosidad del lecho de coque (ϵ_b), la fracción de volumen entre los trozos de coque que permite el paso de los gases, por lo que está relacionada con la uniformidad de tamaño del coque. Como esta uniformidad de tamaño, al igual que (A), (diámetro armónico) se refiere a las zonas de combustión y gasificación, la resistencia mecánica del coque desempeña un papel preponderante en el rendimiento energético del cubilote.

5.12 Influencia de las características del coque y del manejo del cubilote en el rendimiento de la fusión

El conocimiento de lo que acontece en las zonas del cubilote, y especialmente los procesos de combustión y gasificación, permiten calibrar la importancia del coque y de la marcha del cubilote en el rendimiento global de la fusión. Por este motivo, se examinará la influencia que ejercen en el rendimiento del cubilote.

Efecto de las características del coque

El efecto del tamaño del coque se puso de manifiesto en dos estudios fundamentales llevados a cabo por Leyshon y Coates, en Inglaterra, y Loison, Soubrier y Decrop, en Francia. Los primeros, empleando dos tipos de coque de distinto origen, comprobaron que la temperatura del hierro y el índice de combustión se incrementan al aumentar el tamaño del coque, al tiempo que el régimen de fusión disminuye (figura 44).

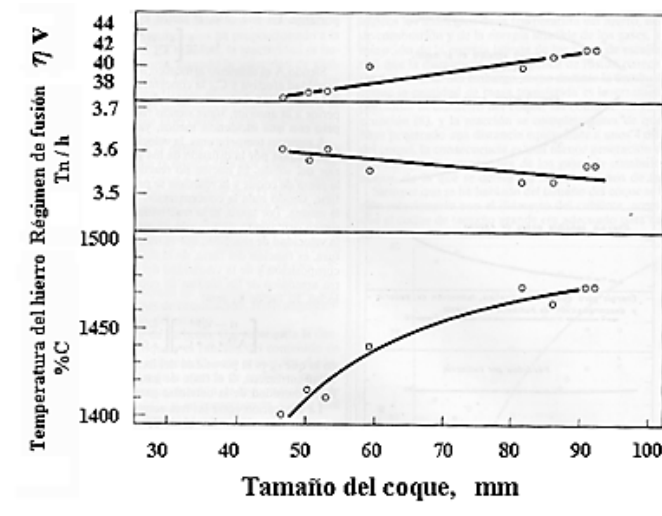


Figura 44. Influencia del tamaño de coques de distintas procedencias en el índice de combustión η_v , el régimen de fusión y la temperatura del hierro.

Ilustración: Héctor Terán

En términos de utilización de la energía generada se observa un aumento de energía sensible en el metal y en los gases de escape y un descenso de la energía latente de los gases, mientras que ni las pérdidas por radiación ni la energía consumida en descomponer la humedad y formar la escoria se ven afectadas (figura 45).

De acuerdo con el mecanismo de la gasificación parecen lógicos los aumentos de temperatura del hierro, del índice de combustión y de la energía sensible de los gases de escape, mientras que la disminución del régimen de fusión parece menos fundamentada; sin embargo, como durante la combustión del coque la cantidad de masa transferida es inversamente proporcional al diámetro del coque, tal como se ha visto en la ecuación 5.13 y la reacción se completa antes de que el gas penetre una distancia equivalente a unos 4 diámetros del coque, la consecuencia es una menor generación de energía, aunque la temperatura de los gases de combustión sea mayor, de lo que se deriva un menor régimen de fusión.

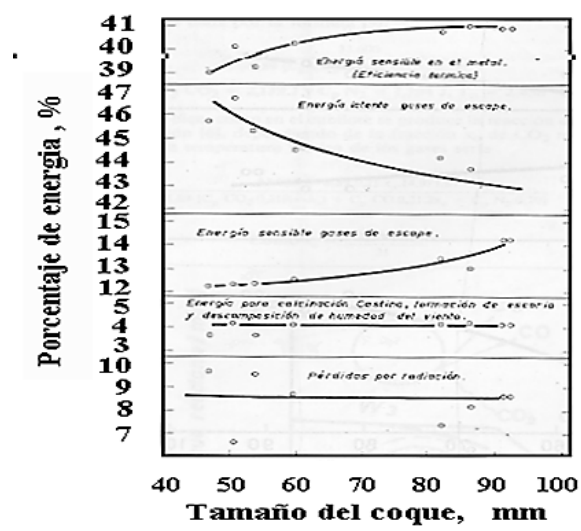


Figura 45. Distribución de la energía generada en función del tamaño de coques de distintas procedencias. Ilustración: Héctor Terán

Siempre que se ha hablado del tamaño del coque se ha querido relacionarlo con el diámetro del cubilote, y se ha aceptado que el coque de tamaño grande era adecuado para cubilotes de régimen de fusión elevado pero que en cubilotes pequeños no tenía mucha importancia. La figura 46 muestra que no es así, ya que al aumentar el tamaño del coque aumenta la temperatura del hierro.

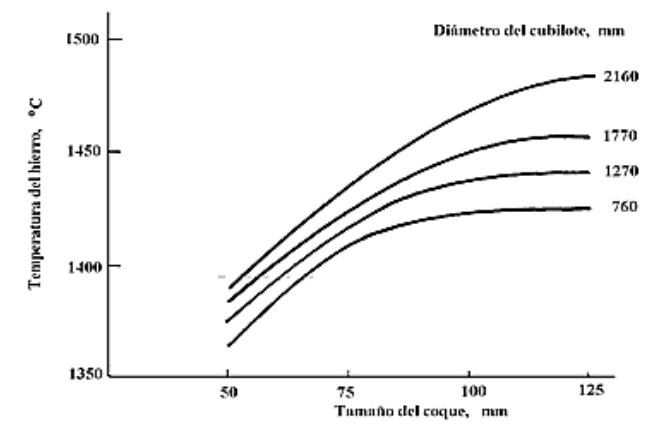


Figura 46. Efecto del tamaño del coque en la temperatura del hierro para cubilotes de distintos diámetros. Ilustración: Héctor Terán

Es evidente que el efecto del tamaño es más significativo en los cubilotes de gran diámetro que en los pequeños, pero en todos hay una marcada influencia en el rendimiento energético.

Sin embargo, no siempre han aparecido tan claras las relaciones entre el tamaño del coque y la temperatura del hierro. Ello es debido a que los esfuerzos mecánicos y térmicos que sufre el coque al llegar a las zonas de gasificación y combustión pueden haberlo fisurado y roto en pedazos pequeños, con lo que las velocidades de gasificación W_2 y W_3 serán mayores por tanto, la resistencia del coque tendrá una importancia capital. La relación entre el índice Micum M_{80} y el rendimiento térmico se observa en la figura 47.

Hay que aclarar que, (esto ha sido un tema controvertido entre fundidores y fabricantes de coque), los índices M_{40} y M_{10} fueron desarrollados para coque de alto horno cuyas exigencias son muy distintas de las del coque de fundición, y no se había encontrado ninguna relación entre el índice M_{40} y el rendimiento del cubilote.

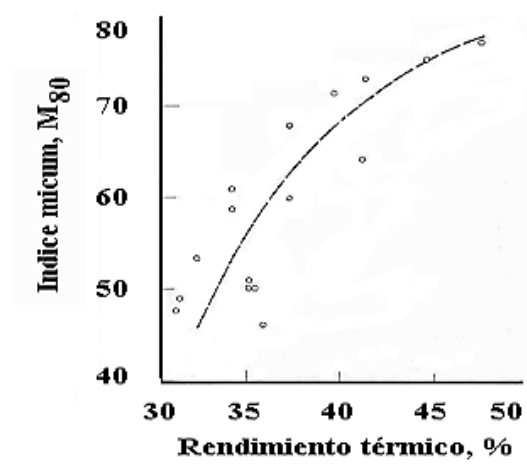


Figura 47. Relación entre el índice Micum M_{80} y el rendimiento térmico del cubilote.
Ilustración: Héctor Terán

Por el contrario, el índice M_{10} es indicativo de la tendencia a la abrasión y a la micro-fisuración y de la cohesión del coque. El coque con un índice M_{10} elevado puede provocar graves trastornos en la marcha del cubilote, ya que influye en la porosidad del lecho del coque y en la extensión de la zona de combustión, además la emisión de partículas contaminantes es mayor.

Otra característica importante es el contenido de cenizas. Por una parte, al aumentar el contenido de ceniza, disminuye el porcentaje de carbono del coque, con lo que hay menor generación de energía y la temperatura del hierro disminuye (figura 48), estimándose en $7\text{ }^{\circ}\text{C}$ por cada 1 % de ceniza.

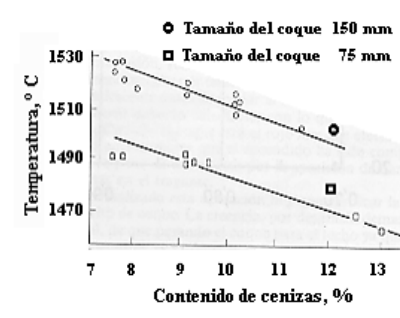


Figura 48. Influencia del contenido de cenizas en la temperatura del hierro.
Ilustración: Héctor Terán

Por otra parte, existe una relación entre el porcentaje de cenizas finas, que son aquellas íntimamente mezcladas con el carbono y que no pueden separarse por lavado, y el contenido en carbono del hierro. La figura 49 muestra este efecto para una serie de coques ingleses.

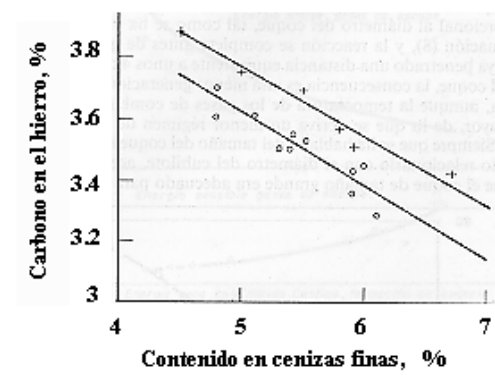


Figura 49. Efectos del contenido de cenizas finas en coques de distintas procedencias en la carburación del hierro. Ilustración: Héctor Terán

También el contenido de azufre en el coque, además de incrementar la absorción de azufre por el hierro, influye negativamente en la carburación, ya que consume carbono para la desulfuración propia del cubilote. No obstante, el efecto es poco claro debido a las interacciones de la escoria y de la marcha del cubilote.

La porosidad y, en consecuencia, la difusividad efectiva son difíciles de calibrar, aunque se sabe que existe una estrecha relación entre porosidad y densidad aparente. La figura 50 muestra el efecto de la densidad aparente en la gasificación a altas temperaturas.

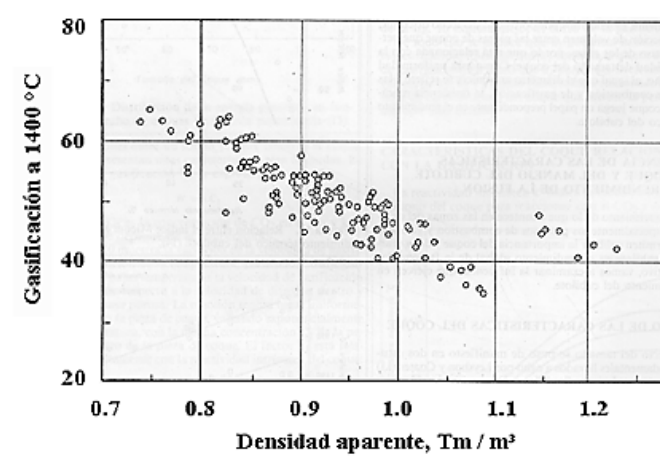


Figura 50. Relación entre la velocidad de gasificación a 1400 °C y la densidad aparente del coque, los valores situados más a la derecha corresponden a coques HCC.

Ilustración: Héctor Terán

Por su parte, el porcentaje de volátiles, que influye en la gasificación, es un indicador de las propiedades mecánicas y de la estabilidad térmica del coque, por lo que debe ser lo más bajo posible.

De todo ello se deduce que un buen coque de fundición deben ser de tamaño grande y uniforme, con alto índice Micum M_{80} y bajo M_{10} , con contenidos discretos de cenizas y azufre, bajo en volátiles y con una densidad aparente elevada.

Esto implica que en la fabricación del coque debe emplearse hullas coquizables de buena calidad, bien lavadas y con un control de molienda, preparación de mezclas y procesos de coquización muy estrictos.

5. 13 Efecto de la marcha del cubilote

El funcionamiento correcto del cubilote implica una serie de operaciones que no por obvias podemos omitir, al contrario, en la mayoría de los casos un bajo rendimiento del cubilote cabe achacarlo a una conducción inadecuada.

Utilizar el 18 % de coque entre cargas para obtener hierro a 1450 °C significa que no se están respetando las reglas del arte y que se desconocen o se han ignorado, los principios químicos y térmicos que rigen el funcionamiento del cubilote.

El encendido del lecho de coque es el primer requisito para una buena fusión. Hemos visto que en el crisol del cubilote no se genera energía, por tanto, si el coque no está por completo incandescente antes de iniciar la carga del cubilote, las gotas de hierro deberán calentarlo, con lo que se obtendrá hierro frío. Cuando el coque está al rojo hay que efectuar el presoplado para asegurar que el encendido ha sido completo, lo cual se pone de manifiesto por la aparición de llamas blanquecinas en el tragante.

Una vez finalizada esta operación hay que verificar la altura del lecho de coque. La creencia, por desgracia demasiado habitual, de que pesando el coque para el lecho ya queda asegurado su nivel, es errónea y con muchas toneladas de hierro que se lingotan por estar frío o las toneladas de coque que se queman a beneficio de inventario y que un simple control con una sonda permitiría ahorrarlo.

De acuerdo con la fórmula 5.15 existe un caudal de viento óptimo por debajo del cual el régimen de fusión disminuye, al mismo tiempo que el hierro sale más frío, mientras que para caudales superiores al óptimo se obtiene más hierro, pero también más frío, con el riesgo de oxidación. Fue Jungbluth, en 1938 quien primero hizo esta constatación, estableciendo un diagrama en el que interviene la temperatura del hierro, el régimen de fusión, el volumen del viento y a la cantidad de carbono cargado por 100 kg de hierro. El ensayo se efectuó en un cubilote de 550 mm de diámetro y las temperaturas se midieron con un pirómetro óptico que originó lecturas erróneas debido a la oxidación del hierro, más tarde Patterson, Siepmann y Pacyna, con mejores medios de control de temperaturas, corrigieron el diagrama y comprobaron que es válido para cualquier tamaño de cubilote (figura 51).

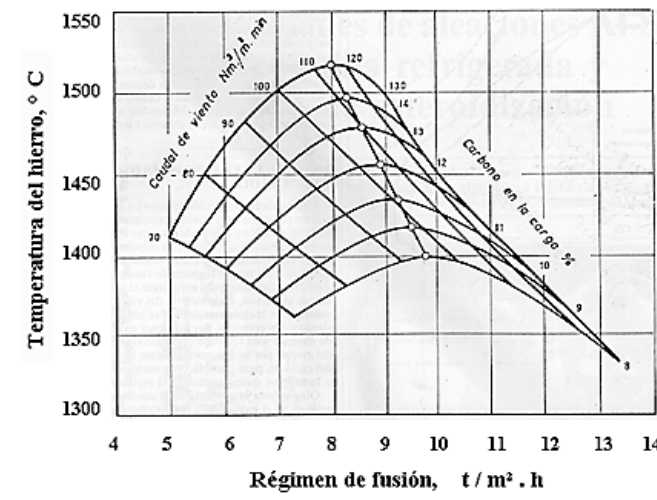


Figura51. Diagrama de Jungbluch modificado por Patterson, Stepman y Pacyna.

Ilustración: Héctor Terán

Este diagrama, que debiera estar en el cuadro de control de todo cubilote, es la mejor guía para una marcha correcta de la fusión. Su conocimiento evita cometer uno de los errores más comunes: al disminuir el caudal de viento cuando el hierro sale frío. Si se está operando por debajo del caudal óptimo, lo correcto es aumentar el viento para que suba la temperatura del hierro, (Fruehan, 1997).

Es evidente que este diagrama, obtenido en unas condiciones determinadas, cambiará al variar dichas condiciones. Así, hemos visto que tamaño del del coque influye tanto en la temperatura del hierro como en el régimen de fusión; también el porcentaje de acero de la carga modifica el diagrama, ya que a partir del 10 % de acero, parte del coque se consume en recarburar el hierro, con lo cual al calcular el volumen de viento debe descontarse el coque de recarburación. Además, al aumentar la cantidad de acero en la carga disminuye proporcionalmente el régimen de fusión. Otros factores como la utilización de viento caliente, la doble fila de toberas alteran su configuración. Por este motivo es bueno establecer los parámetros de funcionamiento por cada cubilote.

Se deduce de este diagrama que modificar el régimen de fusión para suministrar mayor o menor cantidad de hierro al molde va en detrimento del rendimiento energético del cubilote. La fusión en dúplex con un horno

eléctrico cuya capacidad sea al menos de una hora de producción del cubilote, permite una marcha estable de la fusión y el mantener la fusión del hierro dentro de un margen estrecho, ya que toda variación en el caudal del viento implica una modificación de las zonas del cubilote y una alteración en las reacciones entre los gases y el metal y entre el metal y la escoria, (Capodilupo, 1990).

5.14 Mejoras en el rendimiento energético del cubilote

Se ha comprobado que el cubilote no es un aparato de rendimiento energético elevado debido principalmente a las pérdidas de calor sensible y latente de los gases de escape. Una mejora en el gas comburente significaría un mayor rendimiento. Por ello, la adición de oxígeno al viento produce un aumento de temperatura o un mayor régimen de fusión (por lo que son muchos los cubilotes equipados para enriquecer el viento con oxígeno).

De los dos modos de inyección, en la tubería del viento o directamente en las toberas, los mejores resultados se obtienen con este último sistema. Sin embargo, hay que tener en cuenta que el empleo de oxígeno solo resulta económico si su precio es inferior al del coque, por lo que normalmente se usa para el arranque del cubilote, para restablecer la marcha estable tras un paro o cuando se quiere aumentar el régimen de fusión.

Otra mejora importante en el comburente es introducirlo caliente en el cubilote. El primer efecto es el aumento de la temperatura de combustión, que se incrementa en unos 400°C si el viento está a 500 °C. Como se puede aprovechar la energía latente de los gases para calentar el viento, el rendimiento mejora notablemente.

Puede decirse que un aumento de 100 °C en la temperatura del viento provoca un aumento de 60 °C en los gases y de 30 °C en el metal. Igualmente, las pérdidas al fuego de silicio se reducen, al tiempo que, al reducirse el porcentaje de coque, disminuye la absorción de azufre. En cubilotes de viento caliente con marcha básica puede obtenerse hierro fundido hipereutéctico,

adecuado para producir fundición nodular, partiendo de una carga compuesta exclusivamente por acero. El inconveniente de los cubilotes de viento caliente es el elevado costo de la instalación, que lo hace inviable para producciones inferiores a las 15 000 toneladas/año.

La mejora más espectacular es la utilización de la doble fila de toberas. Partiendo de una idea antigua, el llamado cubilote de soplado balanceado, se vio que con la adición de parte del viento a un nivel superior al de la zona de combustión, la reacción de gasificación (5.11) se invierte, por lo que se recupera parte de la energía absorbida en la reacción directa. En consecuencia aumenta la temperatura de los gases y del hierro, como puede verse en la figura 52, en la que se comparan las curvas de temperaturas del hierro y de los gases en cubilotes con una y dos filas de toberas.

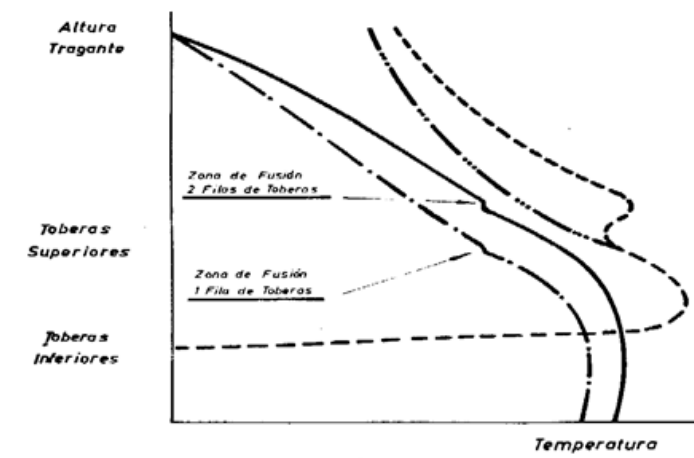


Figura 52. Perfil de temperaturas del hierro y de los gases para cubilotes con una y dos filas de toberas.

Ilustración: Héctor Terán

Con la doble fila de toberas se obtiene simultáneamente un aumento del régimen de fusión, mayor temperatura en el hierro y una disminución del coque entre cargas; como la instalación es relativamente sencilla, solo requiere un sistema de reparto del viento proporcional entre las toberas superiores e inferiores para cualquier caudal de viento y una distancia adecuada entre ambas filas de toberas.

5. 15 Procedimiento para eliminar el azufre de la fundición

Al producir el hierro fundido en cubilotes comunes con escoria ácida, el contenido de azufre depende del contenido del mismo en la carga y el combustible. Se ha establecido que pasará al metal tanto menos azufre, cuanto menos azufre haya en el coque utilizado, puesto que el coque es la fuente principal para la saturación de la fundición con azufre.

Una cantidad mínima de coque en la carga y sus trozos grandes disminuye el contenido de azufre, puesto que en este caso el área de contacto del metal con el coque es menor, (Stepheni, 1992).

El contenido de azufre en la fundición depende de la altura de la carga de solo coque (cuanto más baja sea esta, menos azufre contiene). El suministro de aire al cubilote contribuye a la expulsión del azufre de la atmósfera con los gases (SO_2). Para eliminar el azufre de la fundición se emplea el tratamiento de la fundición del cubilote con sosa calcinada y carburo de calcio. La fundición líquida es tratada con sosa calcinada de la siguiente forma:

En la cuchara o antecrisol se vierte la fundición líquida y luego se introduce el aditivo de sosa. En este caso, en presencia del carbono, que actúa como desoxidante, tendrá lugar la reacción:



Para que el azufre no se reduzca y no pase a la fundición es necesario aplicar sobre la superficie polvo de cal, y luego eliminar la escoria con un limpiador. El gasto de sosa calcinada por una tonelada de fundición líquida forma de 1 - 1,5 kg, en este caso la cantidad de azufre en la fundición se reduce en un 30 - 40 % de su cantidad total en el metal líquido.

Con el objetivo de disminuir el contenido de azufre y fósforo de la fundición se funde el hierro en cubilotes con revestimiento básico.

En calidad de material refractario para el revestimiento del cubilote se emplea el ladrillo de magnesita, dolomita y de cromo-magnesita. Esto

permite emplear las escorias básicas y reducir bruscamente de 40 – 60 % el contenido de azufre en la fundición. La basicidad de la escoria del cubilote se determina por la relación de los óxidos básicos y ácidos en la escoria:

La dependencia del contenido de azufre en la fundición en función de la basicidad de la escoria se muestra en la figura 53.

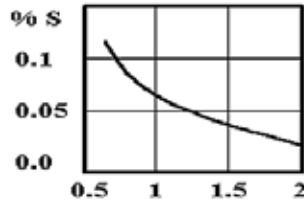


Figura 53. Contenido de azufre en la fundición en función de la basicidad de la escoria.
Ilustración: Héctor Terán

El calentamiento del viento o el empleo de oxígeno (O_2) en el soplado también contribuye a la disminución del contenido de azufre en la fundición. Para obtener en el cubilote con revestimiento básico una fundición con bajo contenido de fósforo es necesario tener en la escoria una elevada concentración de CaO y FeO .

Se logran buenos resultados con la introducción simultánea de la caliza y bataduras de hierro o mineral de hierro en el cubilote en calidad de fundente. En este caso se debe tener una basicidad de la escoria entre los límites 1, 8 – 1, 9. Cuanto mayor es el contenido de FeO en la escoria tanto más rápido transcurrirá el proceso de defosforación de la fundición.

5. 16 Fallas en la marcha de trabajo del cubilote

Estas fallas son:

1. El atascamiento de la carga
2. La marcha fría del cubilote
3. Las explosiones del cubilote
4. Las paradas obligatorias del cubilote
5. El quemado de la camisa
6. El escape de la fundición a través de la solera.

El atascamiento de la carga en la cuba del cubilote ocurre a consecuencia de una mala reparación del cubilote y la carga de metal en grandes trozos. Después de la reparación, la cuba del cubilote puede tener escalones, no estar completamente limpia. Los escalones creados en la pared de la cuba obstaculizan el descenso uniforme de la carga y por eso durante la fusión del metal la carga se atasca.

El atascamiento de la carga metálica también ocurre como resultado de su deficiente troceo, o sea, en aquellos casos cuando la longitud de los trozos metálicos es mayor de un tercio del diámetro del cubilote.

Al atascarse, la carga se quema; la carga de solo coque y metal llega a la zona de las toberas sin fundirse. El puente creado (atascamiento) se destruye con una barra y si esto no es suficiente, se interrumpe el insuflado y se perfora con una barra la carga metálica hasta que esta baje sobre la carga de trabajo del coque. Luego se vuelve a echar coque, una o dos cargas de coque adicional hasta llenar toda la altura de la carga de solo coque.

La marcha fría del cubilote puede ocurrir a causa de un deficiente quemado de la carga de solo coque, una altura reducida de la carga de solo coque antes de introducir la carga metálica, el atascamiento de la carga en el cubilote, etc. El hierro colado fundido, a causa de su baja temperatura, no sirve para el llenado de moldes, ya que posee baja fluidez.

Una fundición muy fría “congelará” la piquera. En el caso de marcha fría del cubilote se deben añadir dos o tres cargas de coque. Además, se debe tener una piquera de repuesto dispuesta de 70 – 90 mm más arriba de la primera a través de la cual se puede vaciar la fundición si la piquera principal se deteriora.

Las explosiones en el cubilote ocurren principalmente a causa de la acumulación de gas detonante, que es una mezcla de CO y aire. La mezcla detonante se crea al interrumpirse el proceso en el cubilote; durante este tiempo a través de las toberas, la caja de viento y el conducto de aire, penetran gases incluyendo el CO. Estando las toberas cerradas, el aire se mezcla con CO y puede crearse la mezcla detonante capaz de explotar. Con las toberas abiertas, el CO, al salir de las toberas, se oxida hasta el CO₂. Se deben cerrar las toberas sólo después de conectar el insuflado.

Las paradas obligatorias del cubilote pueden ser previstas (intervalos para la comida, entre turnos) e imprevistas (paradas de la cadena de producción, del equipo, etc.). Si en la cuba después de una prolongada fusión se han creado lóbulos, es peligroso para el soplado por largo tiempo, ya que la escoria puede llenar (cerrar) el espacio libre de la cuba y se interrumpirá el descenso de la carga. Al no haber lóbulos es posible admitir una interrupción del trabajo del cubilote de hasta varias horas, pero previamente se debe vaciar la fundición y la escoria del cubilote, cerrar todas las toberas, tapar la piquera con mezcla de moldeo para que cese la combustión del coque. A veces, cuando las paradas son de larga duración, sobre la carga del cubilote se echa coque menudo o carbón vegetal. Antes de conectar el insuflado en el cubilote, se abren la piquera y las toberas.

El quemado de la camisa del cubilote puede ocurrir a causa del recalentamiento del revestimiento en las zonas de altas temperaturas. En estos casos sobre la camisa del cubilote se echa agua. Después de esto se puede continuar el trabajo. En casos extremos se interrumpe el funcionamiento del cubilote, y se enfría con agua.

El escape de la fundición a través de la solera ocurre como consecuencia de su empaquetamiento con mezcla de moldeo muy grasosa, la cual al secarse se quiebra y la fundición líquida penetra en las fisuras. El escape de la fundición también es posible siendo deficiente el empaque. Para evitar la perforación de la solera el fondo del cubilote se enfría con un chorro de agua, interrumpiendo previamente el insuflado y vaciando la fundición. El orificio creado se tapa por fuera con arcilla grasosa y se mantiene con una placa metálica con apoyadero. En el caso de un pequeño quemado del fondo, para tapar el lugar deteriorado es suficiente una capa de arcilla cruda.

5.17 Inspección de la marcha de fusión de un cubilote por su comprobación a través de las toberas

Es primordial en todo cubilote que las toberas estén en perfecto funcionamiento, pues para poder llevar un efectivo control de la buena

marcha de la fusión en el cubilote y por consiguiente de su escoria es imprescindible que las toberas se hallen limpias y al alcance cómodo del fundidor.

Una vez el cubilote en marcha, las mirillas de las toberas se abren una vez cesado el aire de calentamiento, para observar el dardo de llamas y luego se cierran definitivamente, manteniéndose las toberas limpias todo el tiempo durante la fusión, (Lule, 1994).

En una fusión correcta, el hierro líquido debe caer frente a las toberas en forma de gotas perfectamente separadas unas de otras y de una tonalidad más clara que la del coque incandescente de su alrededor como se indica en la figura 54.

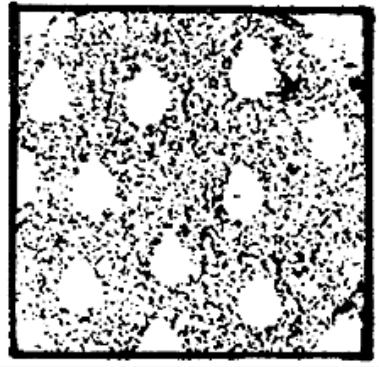


Figura 54. Fusión correcta.
Ilustración: Héctor Terán

Si las gotas son más oscuras que el contorno del coque, indican que la cantidad de carbón es insuficiente (figura 55), pese a que la producción horaria puede ser normal.

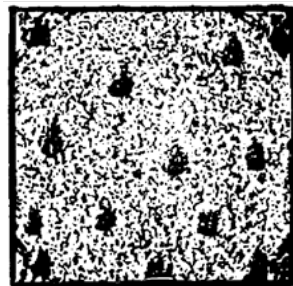


Figura 55. Hierro frío, falta de coque o aire insuficiente.
Ilustración: Héctor Terán

Si las gotas se convierten en hilillos claros y oscuros entremezclados, significa que el lecho de coque se consume demasiado rápido como consecuencia de un exceso de aire, si la producción horaria aumenta, o atascos si se conserva normal o disminuye (figura 56), existe próximo peligro de oxidación.



Figura 56. Lecho de coque pobre, aire en exceso, riesgo de oxidación.

Ilustración: Héctor Terán

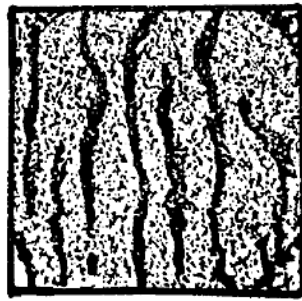


Figura 57. Fusión fría u oxidable.

Ilustración: Héctor Terán

Si los hilillos se convierten totalmente más oscuros que el coque indica fusión fría u oxidada, ya sea por exceso de aire o falta de coque (figura 57), (Rusky y Raposo, 1997).

Por consiguiente, cuando desde el comienzo de la fusión el hierro cae en hilillos significa que el lecho de coque está mal dispuesto desde un principio.

Otras experiencias prácticas han demostrado que el control ocular de la marcha se puede realizar de la siguiente forma:

Con una marcha regular, no debe aparecer llama sobre la carga. Si hay llama, por su color pueden deducirse las siguientes irregularidades del funcionamiento:

Color de la llama	Irregularidad
Azul transparente	----- Exceso de CO
Rojo claro	----- Exceso de coque de relleno (carga de solo coque)
Amarillo rojizo	----- Exceso de aire
Oscuro con humo	----- Defecto de aire.

Elaborado por: Héctor Terán

Capítulo

6

CLASIFICACIÓN DE LOS CUBILOTES

Además de ser el equipo de fusión más corriente y respaldado por muchos años de empleo, el cubilote ofrece también ventajas en lo que respecta a la economía y calidad. Los hierros fundidos en cubilote son sumamente adecuados para lograr una estructura exenta de carburos en estado bruto de colada, y esta condición depende, por supuesto, de los controles metalúrgicos. Otros controles son cada vez más obligatorios para proteger el ambiente.

La combinación de unos y otros separa en dos grupos las fundiciones que usan cubilotes:

a) los que heredaron el equipo del pasado no poseen controles adecuados y, por consiguiente, están camino de extinguirse o adoptar la fusión eléctrica y b) los que ejercen los necesarios controles, cuyo costo se recupera con creces por las economías realizadas.

La única diferencia entre los dos grupos estriba en el volumen de producción. Si el costo de los controles requeridos lo absorbe, por ejemplo, una producción de 100 t de hierro líquido diario, la economía global es favorable. Diez toneladas de metal (hierro) al día no son suficientes para absorber el gasto que suponen los controles metalúrgicos, así como los ambientales, (Beslik, 1988).

Los cubilotes, sean ácidos o básicos, se clasifican de acuerdo con el revestimiento utilizado. Este puede ser un material refractario elegido de forma que sea compatible con la escoria o puede no usarse revestimiento alguno, en este último caso, la envolvente de acero se protege de la fusión por el flujo continuo de un velo de agua de refrigeración. El costo del agua no es muy distinto del de los refractarios. Hay que contar con un sistema de seguridad en el suministro del agua, en el que estén previstas todas las posibles situaciones de emergencia.

Los cubilotes refrigerados exteriormente por agua se usan cada vez más para altos niveles de producción. (en los cubilotes pequeños, el enfriamiento por agua origina una gran pérdida de temperatura). La razón principal de su gran difusión se debe al hecho de que permiten funcionar continuamente durante días e incluso semanas y también se les puede parar el viento o tener en marcha retardada. Otra ventaja es la de la flexibilidad para la elección del tipo de escoria.

6.1 Cubilotes de enfriamiento por agua

Los cubilotes del tipo abierto generalmente se construyen en bloques de dos hornos. Estos trabajan en días alternos. Cuando está trabajando el horno 1, el horno 2 se encuentra en fase de reparación. Durante el proceso de reparación prácticamente se cambia todo el refractario del horno, desde el piso hasta un nivel superior a la zona de la cama de coque. En relación con esto, el consumo de coque es grande, por eso en los cubilotes con productividad mayor de 10 t/h y también cuando en el horno para el quemado del combustible se insufla aire calentado hasta 450 - 500 °C, se utiliza un sistema de enfriamiento del revestimiento con agua. Para esto se usa un enfriamiento interno (en el cuerpo) y uno externo (en la pared exterior). La variante de enfriamiento interno (del cuerpo) se muestra en la figura 58 el cuerpo del horno se hace seccionado (3, 4 o más secciones) por el perímetro de la variante.

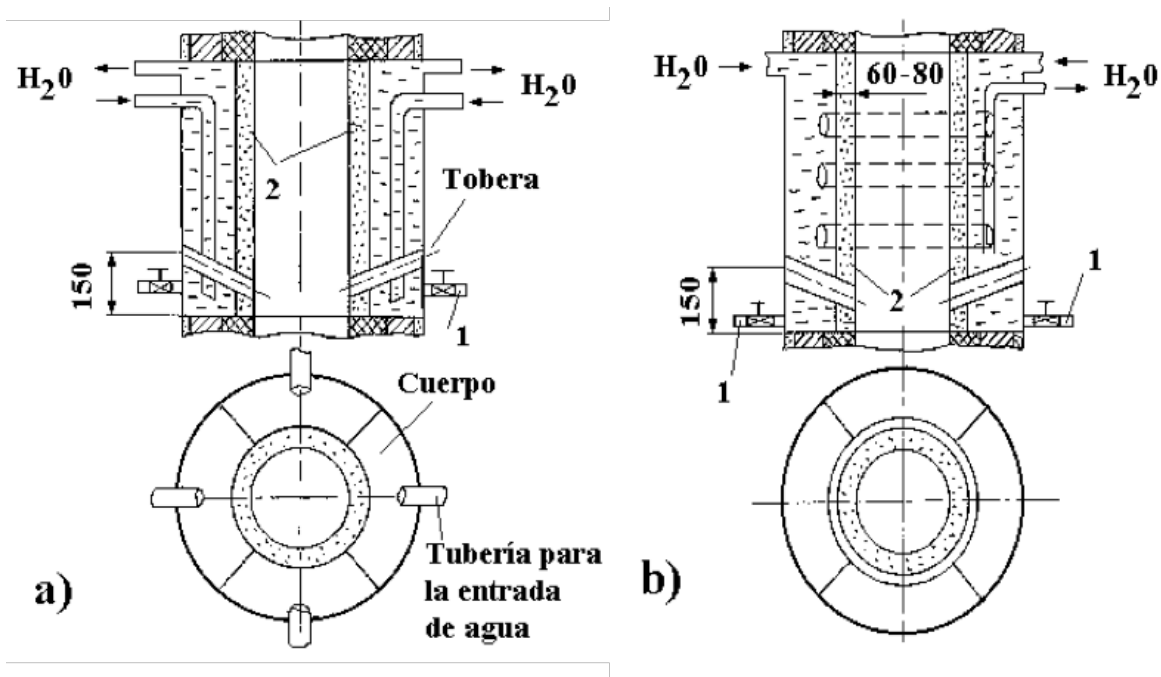


Figura 58. Sistema de enfriamiento del cubilote por el cuerpo metálico.
Ilustración: Héctor Terán

El agua cae al interior del cuerpo metálico, ya sea a través de un tubo vertical en cada sección (figura 58 a) o por medio de una distribución

horizontal de los tubos con agujeros distribuidos a 45° de la superficie de la cuba del horno (figura 58 b). En el segundo caso el flujo de agua que sale del tubo y que humedece la superficie interior del cuerpo lo hace en forma de vapor de agua, lo que mejora las condiciones de intercambio del calor. La salida del agua de cada sección del cuerpo ocurre por arriba, lo que garantiza un llenado constante con agua. Para detener el paso del agua hacia el cuerpo se tienen las llaves (1). Cuando se detiene la entrada del agua el trabajo del horno deberá ser detenido, abrir las llaves de extracción de agua y sacarla del interior del cuerpo, si esta operación no se realiza, entonces el agua que se encuentra dentro del cuerpo se evapora y este vapor de agua puede producir el agrietamiento del horno.

En la parte interior del horno se prepara un revestimiento monolítico con un espesor de 50 - 60 mm. Después de comenzado el trabajo al transcurrir 1 - 2 horas, se forma una capa de metal y escoria que recubre el refractario con un espesor de 30 - 50 mm, luego todo el trabajo se realiza con esta capa, por lo que disminuye el área de trabajo, (Borona, 1994).

En los últimos tiempos se están empleando los cubilotes con enfriamiento exterior. En este caso el perfil cilíndrico del cuerpo no es ideal, ya que tienen irregularidades superficiales. En estos casos el agua que llega a la superficie exterior del cuerpo del horno, al pasar por las zonas irregulares no puede enfriar el cuerpo, y existe la posibilidad de destrucción del material refractario en esa zona (agujereándose), lo que traería graves consecuencias. Por esa razón el horno se construye con un perfil metalúrgico (figura 59), el que garantiza un enfriamiento fiable.

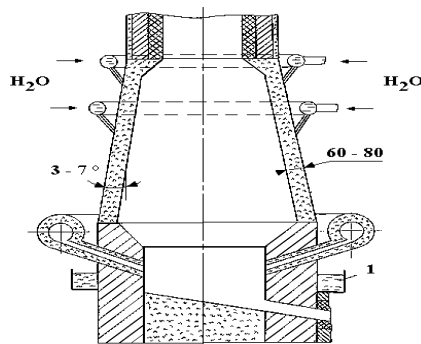


Figura 59. Perfil metalúrgico del horno con enfriamiento externo con agua.

Ilustración: Héctor Terán

El agua que corre por la parte cónica del horno se reúne en el fondo, donde hay un canal de recibimiento en todo el perímetro del horno (por debajo de las toberas) y generalmente esta agua se usa para granular la escoria, (Oña, 1999).

En la zona con forma cónica (la parte enfriada del horno), el revestimiento se construye monolítico con un espesor de 60 - 80 mm y como en el caso anterior al transcurrir 1 - 2 horas de comenzado el trabajo el revestimiento se desgasta en toda la superficie y se forma una capa recubridora y en lo adelante el horno trabaja bajo esa capa de 30 - 50 mm de espesor. En casos aislados la región de la parte cónica que se enfría por agua no se reviste, y después de comenzado el trabajo se forma (inmediatamente) la capa recubridora (metal y escoria), bajo la cual se realiza el trabajo.

Como regla, los cubilotes con este perfil trabajan con aire calentado hasta 480 - 500 °C, por eso la caja distribuidora de aire (esta puede ser rectangular o cilíndrica), se reviste interiormente con material aislante y la cuba del horno se reviste con bloques de grafito, lo que favorece una atmósfera reductora en el horno (variante de un proceso básico de fusión).

Los cubilotes de perfil metalúrgico pueden trabajar sin revestir desde algunos días hasta unos cuantos meses, lo que garantiza economizar trabajo y material refractario. Además, a estos hornos en muchos casos se les garantiza un enfriamiento con agua, la cual circula por la parte intermedia de las toberas, que son de cobre (esta zona intermedia está entre la zona por donde se suministra el aire y la parte exterior de las toberas), que garantizan regular el carácter de la distribución del aire por la sección del horno y un fundido uniforme de la carga metálica.

6.2 Cubilote con canal intermedio de vertido por sifón en un antecrisol rotativo

Muchos cubilotes como regla tienen antecrisol cuya capacidad permite acumular metal durante 15 - 60 minutos de su trabajo. Esto iguala y homogeneiza la composición química y temperatura del hierro fundido,

y además, disminuye la concentración de inclusiones no metálicas. Los antecrisoles se dividen en estacionarios y giratorios.

Debido a que la caída del metal desde el antecrisol rotativo hasta la cazuela de vertido ocurre por medio de un giro del antecrisol, el hierro fundido que cae del mismo no debe tener escoria sobre la superficie (de lo contrario esta cae hasta la cazuela y luego a la pieza). Para evitar la caída de la escoria al antecrisol giratorio se incluye el canal intermedio de sifón con una separación ininterrumpida de la escoria (figura 60).

En este caso, durante el proceso de trabajo del horno, en la parte inferior de la cuba se acumulan el metal y la escoria, los que se encuentran bajo la presión de los gases del horno (P_{cub}) la cual se encuentra en los límites de 600 - 2000 mm de columna de agua. El metal junto con la escoria es empujado a través del canal de unión hacia el canal intermedio de sifón, donde estos (metal y escoria) se encuentran bajo la acción de la presión atmosférica, existiendo una diferencia de presión sobre el metal que se encuentra en el horno y el que está en el canal intermedio. Cuando esta diferencia llega hasta el nivel $h = h_{horno} / 7$ (donde: γ densidad del hierro líquido en g/cm^3 ; h_{horno} - resistencia del horno en mm de columna de agua), el metal pasa a través del marco del canal y cae al antecrisol rotativo; esto provoca que la escoria que se separa del metal y pasa a la zona de admisión del canal intermedio flote sobre la superficie de donde es extraída a través de un agujero especial construido con ese fin. Este proceso ocurre ininterrumpidamente y la escoria es granulada por medio de un soplo de agua (figura 60 b). El hierro limpio de escoria es empujado por debajo y se elevará hasta el nivel del marco y a través de éste goteará hasta el antecrisol.

Si el horno es de campañas largas (trabaja sin cambiar el revestimiento hasta un mes) se debe tener en cuenta el cambio diario del canal intermedio de sifón. La salida del metal desde el horno hasta el canal intermedio no se detiene.

Esta construcción puede ser diferente en principio, pero su acción se conserva, por ejemplo, en algunos casos en lugar del canal de sifón intermedio se coloca un antecrisol de sifón en los cuales se acumula del 3 - 5 % del hierro fundido en una hora de trabajo, (Titov, 1994).

Cuando hay una parada larga del horno, el cual posee canal intermedio de sifón o antecrisol intermedio de sifón, la escoria que ha quedado en esos dispositivos es necesario eliminarla, para esto existe un agujero que se encuentra en la parte baja. Si no se extrae la escoria del metal, este se solidificará y provocará la rotura del canal.

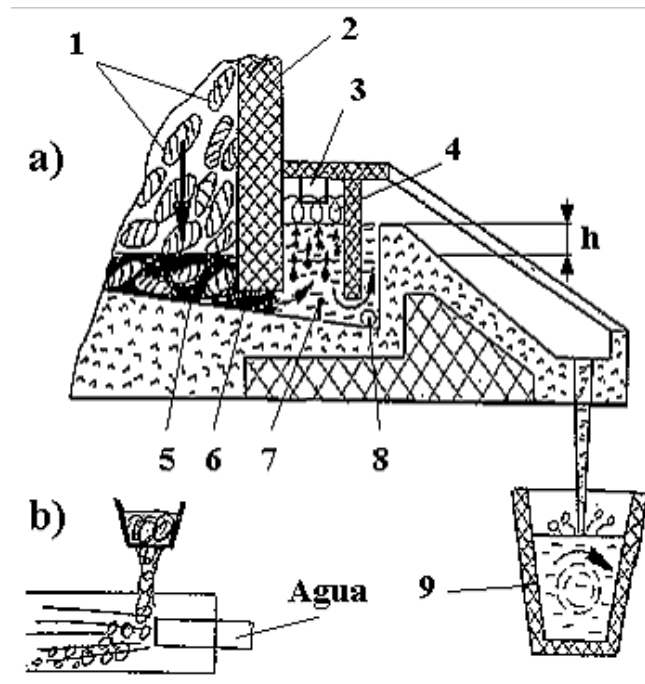


Figura 60. Esquema de un cubilote con canal intermedio de vertido por sifón y separación ininterrumpida de la escoria, que vierte el metal en un antecrisol rotativo (a) y granulada de la escoria con soplo de agua (b). 1- coque; 2-cubilote; 3-orificio para la salida de la escoria; 4-escoria; 5-metal junto con la escoria; 6-canales de unión; 7-metal; 8-tapón de seguridad; 9-antecrisol rotativo.

Ilustración: Héctor Terán

6.3 Cubilote con uso de oxígeno

El oxígeno se utiliza en los cubilotes para la intensificación del proceso de fusión y el aumento de la temperatura del hierro fundido. Las variantes más usadas con la utilización del oxígeno son las siguientes: (Lule, 1994).

1 - El aire ordinario que se insufla al horno (21 % O_2 y 79 % N_2) se enriquece con oxígeno y aumenta su concentración hasta 23 - 28 % (del

volumen). Para esto el oxígeno puro se introduce complementariamente en el tubo conductor no lejos del lugar de su unión con la caja distribuidora. El volumen de aire necesario para quemar la unidad del combustible disminuye y por lo tanto, disminuye también la cantidad de productos finales del quemado. La cantidad de calor desprendida cuando se quema la unidad de combustible se mantiene sin cambios, pero esta misma cantidad de calor se usa para calentar los productos del quemado, lo que conduce al aumento de la temperatura, garantiza que el gasto de coque no varíe y aumenta la temperatura del hierro fundido. Si la temperatura del hierro se mantiene constante puede disminuirse el gasto de coque. Para el uso de estos métodos el insuflado de oxígeno en el horno es generalmente 30 - 40 m³ por cada tonelada de hierro fundido, (Titov, 1994).

2 - El oxígeno con la ayuda de tubos de cobre de diámetro 3 - 10 mm es introducido ininterrumpidamente en las toberas y de aquí pasa al interior del horno. En este caso no todo el aire se enriquece con oxígeno, sino la parte del aire que se encuentra cerca de los tubos de cobre. Este método generalmente se usa para la conexión del proceso de fusión, que es un proceso periódico de insuflado de oxígeno (ejemplo, después de parado el horno un largo tiempo con una acumulación de combustible en el mismo, para eliminar alguna oscilación en la temperatura del hierro). El gasto de oxígeno en este caso es de 5 - 10 m³ por una tonelada de metal fundido.

3 - El oxígeno se suministra de forma periódica a la zona inferior del crisol a través de unas toberas especiales, según la figura 61 (1. tubo de acero de ½ - 1'; 2. llave para la entrada del O₂, 3. llave para la entrada del aire; 4. orificio para la salida de escoria; 5. escoria; 6. piquera para la salida del metal del antecrisol).

En este caso el oxígeno (abierta la llave 2) se insufla durante 3 - 5 minutos antes del comienzo de la extracción del hierro fundido del antecrisol. El oxígeno que pasa a través de la masa del hierro fundido interacciona con el Fe, Si, Mn, forma una reacción exotérmica y aumenta la temperatura del hierro. Para aumentar la temperatura en 50 - 100 °C el gasto de oxígeno es generalmente 3 - 5 m³ por cada tonelada de hierro fundido, debido a que la tubería para la entrada del oxígeno se encuentra en la parte baja del antecrisol. Después de terminado el insuflado de oxígeno el metal puede

entrar en la tobera (tubería) y la puede tupidar, interrumpiendo la posibilidad del siguiente insuflado. Para eliminar este problema después de cerrada la llave para la entrada de oxígeno (2), inmediatamente se abre la llave para la entrada de aire (3) y a través de la tobera se introduce el aire de un compresor común con una presión de 5 - 7 atm. A veces esto no se hace y el tubo es taponeado por la entrada del metal, entonces antes de comenzar el nuevo insuflado con el tubo de acero (con la ayuda de un dispositivo especial) se introduce el tubo dentro del antecrisol a 50 - 100 mm y se abre la entrada de oxígeno. La parte final del tubo por estar cerca del metal líquido se funde y disuelve inmediatamente y el oxígeno penetra rápidamente al horno y reacciona con el metal.

4 - Insuflado de oxígeno con ayuda de una tobera especial; bajo presión lo insuflan sobre la superficie del hierro fundido en un antecrisol giratorio abierto, o en la cazuela; la temperatura del hierro fundido aumenta con la ayuda del calor producido por las reacciones exotérmicas de la oxidación del Fe, Si, Mn, y la energía introducida al flujo del metal garantiza la circulación del mismo. Para aumentar la temperatura en 50 - 100 °C el gasto de oxígeno es de 3 - 5 m³ por una tonelada.

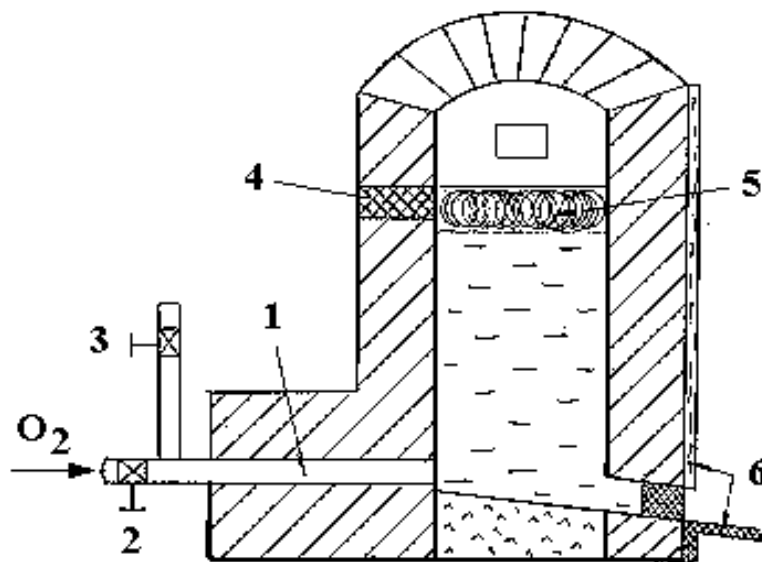


Figura 61. Uso del oxígeno cuando se funde en cubilote con antecrisol.

Ilustración: Héctor Terán

6.4 Cubilotes con dos hileras de toberas. Cubilotes con uso de gases carbónicos

Los cubilotes con 2 ó 3 hileras de toberas se usan en el mundo hace tiempo. Mediante este método desde la hilera inferior de toberas generalmente se introduce el 80 % de aire y desde la hilera superior el 20 % del aire. La distancia entre cada hilera está en los límites de 250 - 300 mm, el aire en todas las hileras se introduce por medio de una sola caja distribuidora. Sin embargo, en los últimos tiempos se comenzaron a usar mucho los cubilotes de toberas con mayor distancia entre hileras y diferencias en el suministro de aire. Cuando la distancia entre cada hilera es de 700 - 900 mm, por la hilera inferior se suministra el 60 - 70 % del aire y por la superior el 30 - 40 % del aire. Cada hilera tiene su caja distribuidora, esto favorece el aumento de la temperatura y disminuye el gasto de coque.

La base teórica de este proceso de organización del insuflado del aire consiste en lo siguiente: el aire que pasa por la hilera inferior de toberas interacciona con el carbono y se forma CO y CO₂. Cuando la cantidad de CO es considerable y no existe la segunda hilera de tobera, este se elimina del horno. Con la presencia de la segunda hilera de toberas (superior) el CO de los gases del cubilote interacciona con el oxígeno del aire y se quema hasta formarse CO₂ ($\text{CO} + \frac{1}{2} \text{O}_2 \rightarrow \text{CO}_2 + Q$), por una parte aumenta la temperatura de los productos de la combustión y la temperatura del hierro fundido y por otra parte disminuye la cantidad de CO en los gases del cubilote y la contaminación de la atmósfera (si el horno no tiene sistema de utilización del CO).

En muchos casos con el objetivo de economizar coque se usan los cubilotes de coque y gases combustibles. En este caso por el perímetro del horno se colocan quemadores de gases con cámaras de precombustión con una distribución de los quemadores en el eje a 200 - 300 mm por debajo de la parte superior de la cama de coque.

Un aumento complementario del calor (por la influencia del quemado de los gases con un gasto de 30 - 40 m³ por tonelada de hierro fundido) permite economizar 30 - 40 % de coque. La temperatura del hierro fundido se obtiene

como si trabajara solo con coque. (figura 62.).

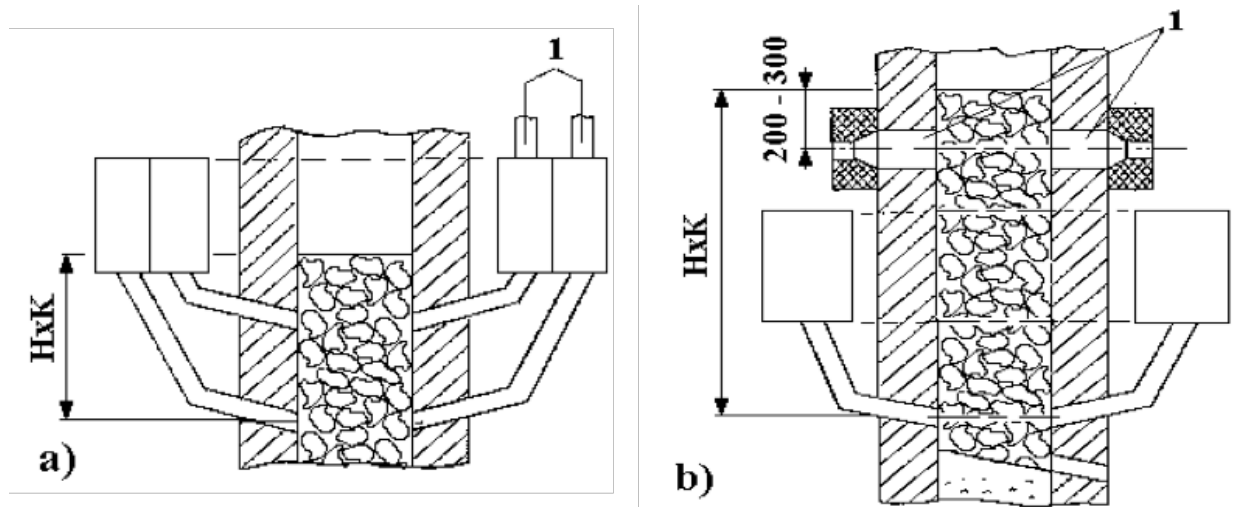


Figura 62. Cubilotes con dos hileras de toberas (a). Cubilotes de coque y gases combustibles (a) Cubilotes de coque y gases combustibles (b).

Ilustración: Héctor Terán

6.5 Cubilotes del tipo cerrado con insuflado de aire completamente quemado y limpio de gases nocivos

En estos tiempos se usan debido a las exigencias ecológicas. Estos hornos son cerrados con insuflado de aire caliente (también con el uso del calor químico de los gases del cubilote o el calor obtenido por el quemado del gas carbónico (CO) de los gases de los hornos hasta obtener CO₂). Ver figura 63.

Está compuesto por un cubilote (1) con perfil metalúrgico y enfriamiento por agua exterior, y un sistema central (generalmente) de carga. El tratamiento de los gases del cubilote se realiza a una altura de 1 - 1,5 metros de la parte cilíndrica del horno, para eso en el punto A con la ayuda del extractor de humo(8) se forma un vacío de 5 - 10 mm de columna de agua (50 - 100 MPa) los gases del cubilote formados por 8 - 22 % CO y parte del polvo (8 - 24 mg por 1 m³) a una temperatura cerca de 700 - 800 °C se introduce en el tragadero de limpieza ordinario(2) donde se produce el desempolvado por agua. El volumen del tragadero es suficientemente grande, por eso los gases que caen al mismo pierden velocidad, las partículas grandes se precipitan

al fondo y se eliminan con desempolvado con agua (esta agua se usa luego para granular la escoria). Al mismo tiempo los gases que pasan por la niebla de agua pierden sus partículas más pequeñas y se enfrían luego con la ayuda del tubo(3), estos caen al tubo ventana(4), donde toman una alta velocidad y luego caen en el tragadero de limpieza fino(5) de gran volumen, en el interior del cual ocurre el desempolvado del agua con la formación de una niebla de agua. Por la disminución de la velocidad de los gases y su movimiento a través de la niebla de agua ocurre la limpieza de las partículas medias que posteriormente se enfrían. A partir del tragadero (5) los gases entran en la torre lavadora(6) con sistema de dirección(6'). Por arriba de la torre lavadora de gases generalmente ocurre el desempolvamiento del agua (ocurre en la lavadora de polvo). Los sistemas de dirección hacen girar los gases y éstos rotan hacia arriba (esto aumenta su tiempo de contacto con los gases empolvados). Pasada la entrada del flujo empolvado, los polvos finales de gran dimensión se enfrían.

A la salida de la lavadora, los gases del horno tienen ya la temperatura necesaria equilibrada y cerca del 95 % de los gases limpios, pero aún contienen gas carbónico (CO).

El paso de los gases del cubilote por el sistema de limpieza de gases, ocurre mediante el extractor de humo(8), a la salida del mismo por medio de la válvula abierta(9) se dirigen hacia el recuperador radial(10). Si este elemento no trabaja, se cierra la válvula(9'), se abre la válvula(9'') y los gases que contienen CO salen a la atmósfera por la tubería(17). En la parte superior del recuperador junto a los gases del horno (con la ayuda del quemador(13)) cae el gas natural y aire con el contenido de oxígeno necesario para el quemado del gas natural y el gas carbónico que se encuentra en el cubilote (el coeficiente de salida del gas es $\alpha = 1,05$) el gas natural se suministra con el objetivo de elevar la temperatura del excedente de los gases del horno hasta la temperatura de quemado del CO (más de 600 °C). El calor obtenido durante el quemado del gas natural y el CO de los gases del horno, calientan todos los gases hasta la temperatura de 1000 - 1100 °C y estos gases calientes pasan por un recuperador. Calentando una tubería de acero inoxidable(12), la tubería tiene un perfil complejo que garantiza la misma temperatura en toda su dimensión lineal. Los gases que pasan por el recuperador ya están

limpios no solo de polvo, sino también de un contenido de carbono menor de 0,1 % y salen a la atmósfera a través de la tubería(17).

El calor obtenido en el recuperador que quema el gas natural y la oxidación CO de los gases del horno hasta CO_2 ($\text{CO} + \frac{1}{2} \text{O}_2 \rightarrow \text{CO}_2 + \text{Q}$) se utiliza para el calentamiento de los gases que se introducen en el horno hasta 450 - 500 °C. El proceso de calentamiento es el siguiente: el aire del ventilador(14) se dirige al colector(11) con la ayuda de la tubería(12). El aire dentro de esta tubería calienta los gases que salen del cubilote pasando de un colector(11') a otro y se calientan aún más; luego pasan a los restantes colectores(11'') y (11'''), en estos tubos ocurre el calentamiento final de los gases hasta 450 - 500 °C; seguidamente a través de la tubería(18) caen en la caja distribuidora del horno y seguidamente por las toberas al horno.

Para una eliminación más rápida de los gases del horno se le coloca un dispositivo en el cual caen los gases del ventilador(14) por medio del tubo(15).

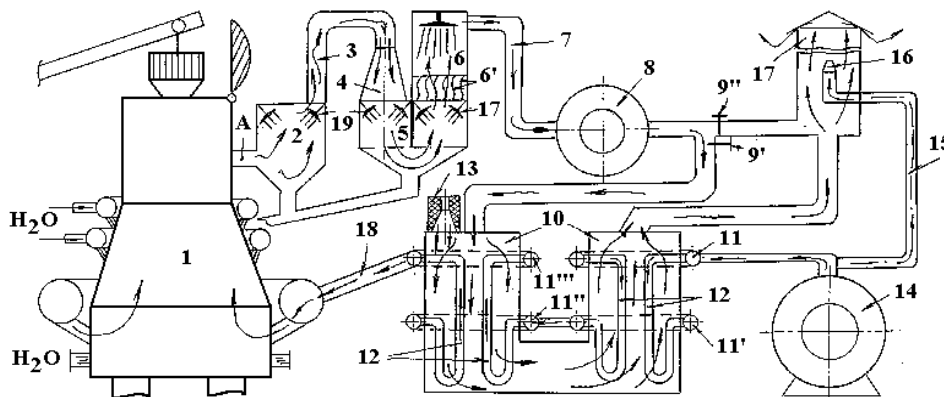


Figura 63. Cubilotes de tipo cerrado con insuflado de aire completamente quemado y limpio de gases nocivos.

Ilustración: Héctor Terán

El calentamiento del aire hasta 450 - 500 °C en estos colectores permite elevar la temperatura del hierro fundido de 1450 - 1500 °C (sin aumentar el gasto de coque). El gasto de coque disminuye en 20 - 40%. Los cubilotes de este tipo generalmente trabajan durante un mes sin realizarle reparaciones al revestimiento. Por lo tanto en lugar de utilizar dos hornos se utiliza uno solo

que trabaja diariamente dos turnos. Al final del segundo turno después de sacada toda la masa metálica fundida se introduce una cama complementaria de coque, se disminuye el insuflado de aire y se abren las toberas. En el tercer turno el proceso de quemado del coque en el cubilote ocurre con la ayuda del tiro natural de aire a través de las toberas.

6.6 Cubilotes sin coque

Un diseño especial hecho por Taft, elimina la necesidad de usar coque en el cubilote. Un poco más abajo de la zona de fusión está situada una parrilla horizontal que se protege de la fusión y del pandeo por el enfriamiento producido por la circulación de agua por su interior. Si se pone encima de la parrilla una capa consistente de bolas de refractario, se facilita con ello una protección adicional de la misma. La carga metálica descansa sobre la parte superior de esta capa. Las toberas se han sustituido por mecheros que queman gas u otro combustible debajo de la parrilla, (Díaz, 2010).

Las gotas de metal se calientan al bajar y pasar entre el refractario, ya que la carga metálica funde encima del mismo.

Una lógica ventaja de este cubilote es la no dependencia del suministro de coque, que es más variable que el del gas o del gasóleo. El costo operativo total es probablemente algo mayor que el de un cubilote moderno de coque. Hay ventajas económicas en el combustible y en la depuración ambiental, además de la ventaja del bajo azufre (en el caso del hierro nodular). En contra está el costo del recarburante para subir el porcentaje de carbono y el mantenimiento de la cama de refractario.

Las bajas temperaturas del metal entre los 1450 y 1480 °C, quieren decir que la mayor parte del porcentaje del carbono deseado se añade con la carga, y sólo se hacen algunos ajustes con un inyector colocado entre los quemadores y la escoria.

Capítulo

7

**PRODUCCIÓN DE HIERRO FUNDIDO
MEDIANTE PROCESO DUPLEX**

Se denomina proceso dúplex cuando la fusión se realiza consecutivamente en dos agregados de fundición. Este proceso se utiliza generalmente en la producción de todos los tipos de hierros fundidos (según el proceso descrito anteriormente de obtención de acero en un convertidor al cual se le vierte el hierro previamente fundido en el cubilote).

Durante la fusión del hierro fundido mediante procedimiento dúplex se utilizan las siguientes combinaciones de agregados de fundición: cubilote - horno de arco eléctrico, cubilote - horno sin núcleo (horno de inducción de crisol), cubilote - horno de inducción de canal (mikcer de inducción de canal), horno de arco eléctrico - mikcer de inducción de canal, horno de inducción de crisol - mikcer de inducción de canal, horno de arco eléctrico - horno de inducción de crisol, horno de inducción de crisol - horno de arco eléctrico.

En los agregados primarios se realiza la fusión completa de los componentes iniciales de la carga, y todos los procesos que ocurren son idénticos a los descritos anteriormente, en cuanto a los métodos correspondientes de fusión por monoproseso. Los procesos que ocurren en agregados secundarios de fusión se determinan según su destino.

Lo más común es que los agregados secundarios sirvan para acumular el metal, para homogeneizar la composición química, recalentamiento y estabilización de la temperatura del hierro fundido entregado para el vertido. En este caso ocurre solamente la modificación de la composición química relacionada con las pérdidas o ganancias de los elementos. Además de eso, si el agregado secundario es un horno de arco o de inducción de crisol (pero no un mikcer de canal de inducción), entonces en este caso en un principio se puede variar la composición química del hierro fundido con la introducción en el metal líquido de elementos sólidos (ferroaleaciones, carburante como aditivo, etc.). El cálculo de la cantidad de aditivos para introducir en este caso puede tomarse en la tabla 3, si se tiene en cuenta la modificación necesaria para la composición química del hierro fundido.

Durante el procedimiento dúplex el metal se entrega a la cazuela desde los agregados secundarios de fusión. En algunos casos al sacar de ellos el metal, se va realizando al mismo tiempo su llenado con la masa fundida de los agregados primarios (régimen ininterrumpido). En otros

casos inicialmente de los agregados secundarios se extrae una porción determinada de metal y luego estos se llenan con la masa fundida de agregados primarios (régimen consecutivo de trabajo).

El revestimiento de los agregados de fundición, tanto primarios como secundarios, puede ser ácido o básico (sí es necesario durante el proceso de fusión disminuir la concentración de P y S en el hierro fundido), durante el proceso de fusión.

7.1 PROCEDIMIENTO DÚPLEX: CUBILOTE - HORNO DE ARCO ELÉCTRICO

Este proceso se utiliza fundamentalmente para las fundiciones maleables y de alta resistencia. Para la obtención de las fundiciones maleables frecuentemente el cubilote se reviste con chamota y el horno eléctrico con ladrillos dina o arena de cuarzo (revestimiento ácido). Para la fusión del hierro fundido de alta resistencia frecuentemente tanto el cubilote como el horno de arco eléctrico tienen un revestimiento básico (magnesita, dolomita, cromo-magnesita), lo que permite obtener en el hierro fundido la concentración necesaria de azufre (menor de 0,01 - 0,02 %).

Algunas veces el cubilote tiene un revestimiento ácido (chamota), en este caso el proceso de desulfuración se hace completamente en el horno de arco eléctrico (en algunos casos al hierro obtenido en cubilote se le hace una desulfuración complementaria en las cazuelas, para lo que se le agrega sosa calcinada o caliza y luego este hierro fundido se vierte en un horno de arco eléctrico, donde se le agregan definitivamente los componentes químicos), (Morrogh, 1990).

Durante la fusión de estos hierros fundidos (si es necesario) se rectifica la composición química del Si, Mn y C para lo que se introducen en el horno de arco eléctrico los componentes correspondientes.

La introducción de los componentes en el horno de arco eléctrico y la exposición del metal dentro de él va acompañado de la pérdida de elementos, cuyo valor numérico se determina por las condiciones concretas de la producción. Si el cálculo de los aditivos introducidos en el horno de

arco eléctrico se realiza utilizando la tabla 23, entonces los datos de la tabla ya consideran la pérdida de los elementos durante la introducción en el hierro líquido. Después de obtener la composición química necesaria y la temperatura del hierro fundido (1480 - 1520 °C al producir hierro maleable y de 1420 - 1470 °C al producir hierro fundido de alta resistencia) es que se comienza la entrega de la masa fundida desde el horno eléctrico para el vertido mediante cazuelas distribuidoras o de vertido. El hierro fundido en este caso se modifica por medio de los aditivos correspondientes.

Frecuentemente se entrega desde el horno aproximadamente del 65 - 80 % de la masa fundida que se encuentra en él, luego el horno de arco eléctrico mediante las cazuelas distribuidoras se llenan de nuevo con el hierro producido en el cubilote, corrigiéndose la composición química y la temperatura del hierro.

Desde el punto de vista de los procesos físico - químicos que ocurren en el horno eléctrico, este período es análogo al de adición de metal durante el proceso de fusión en los hornos de arco eléctrico correspondientes (ácido o básico).

7.2 PROCESO DÚPLEX: CUBILOTE - HORNO DE INDUCCIÓN DE CRISOL

Este proceso generalmente se utiliza para la producción de piezas de hierro gris y maleable, usando preferiblemente el revestimiento ácido, las pérdidas de los elementos cuando se le da permanencia en los hornos de inducción de crisol es menor que en los hornos de arco eléctrico. También existe la posibilidad de variar la composición química del hierro mediante la introducción en la aleación de aditivos sólidos: ferroaleaciones, carburante (los cálculos de los aditivos se realizan con la ayuda de la tabla 3), esto permite variar notablemente la composición química inicial, lo que es deseable cuando durante el turno de trabajo se funden varias marcas de acero o se vierten piezas de diferentes masas.

El hierro fundido que se vierte desde el horno de inducción a la cazuela puede ser modificado en esta. En la mayoría de los casos en la industria

se usa la siguiente variante de vertido: en la medida que se saca el metal del horno de inducción se va introduciendo metal a éste desde el cubilote a través de un canal especial. En este caso un solo cubilote le puede servir metal a uno o a varios hornos de inducción, y se llenan estos por orden a medida que se vacía cada uno. También se usa la variante cuando del horno de inducción se vierte el 65 – 80 % de su capacidad y luego se completa con el hierro que se fundió en el cubilote.

7.3 PROCESO DÚPLEX: CUBILOTE - MIK CER DE INDUCCIÓN DE CANAL

Se usa también para la producción de hierro gris y maleable y tiene la misma organización de la producción que en el caso cubilote – horno de inducción de crisol. Se diferencia en que el cubilote puede ser tanto de revestimiento básico como ácido y el mikcer tiene un revestimiento neutral (de corindón). Con el objetivo de evitar el desgaste del revestimiento del mikcer con la escoria del cubilote, el metal cae al mismo desde el cubilote sin escoria, para eso se usa un antecrisol especial de compresión, el cual garantiza una separación ininterrumpida de la escoria. En los mikcer no se permite realizar ningún proceso metalúrgico ni la introducción de aditivos para variar la composición química. Es por eso que en este proceso el segundo agregado (mikcer) solo sirve para contener el metal, homogeneizar la composición química, recalentar y darle permanencia al metal. La composición química no varía en estos procesos.

7.4 PROCESO DÚPLEX: HORNO DE ARCO – MIK CER DE INDUCCIÓN DE CANAL

El mikcer de inducción de canal en principio puede utilizarse para la fusión de cualquier tipo de hierro, pero generalmente se utiliza para la fusión de hierro gris y de alta resistencia.

El revestimiento del horno de arco puede ser tanto ácido (cuando se funde hierro gris) como básico (para la fusión de hierro de alta resistencia). El revestimiento del horno mikcer es neutral (de corindón).

Teniendo en cuenta que no debe introducirse ningún tipo de escoria al mikcer, el vertido del metal desde el horno de arco eléctrico hacia el mikcer se realiza por medio de una cazuela de sifón. Este proceso se utiliza frecuentemente durante la producción de hierro de alta resistencia, cuando la carga sólida se funde en el horno de arco eléctrico con una desulfuración profunda para lograr una composición química determinada. Luego se introduce el metal al mikcer donde se produce la homogeneización de la composición química, temperatura y permanencia. En caso aislado en los mikcer se realiza la modificación con magnesio, en este caso el efecto modificador se conserva por unas cuantas horas. Para la fusión del hierro gris con este proceso dúplex es provechoso realizar la fusión cuando se tiene reserva de energía eléctrica; el hierro fundido se acumula en el mikcer y luego durante el día se tiene reserva de metal para el vertido de los moldes en uno o dos turnos.

En este tiempo solo se consume energía para mantener el hierro a la temperatura adecuada (cerca de 25 -50 kW/h por cada tonelada). Teniendo en cuenta que el costo de la energía eléctrica por la noche es menor que durante el día, este tipo de organización del proceso productivo nos brinda un gran efecto económico, (Capodilupo, 1990).

7.5. PROCESO DÚPLEX: HORNO DE ARCO ELÉCTRICO – HORNO DE INDUCCIÓN DE CRISOL

Por su principio de trabajo y utilización es análogo al proceso descrito anteriormente; la diferencia consiste en que en el momento en que la aleación se encuentra dentro del horno de inducción de crisol se puede variar la composición química del mismo, con la introducción de sólidos tales como ferroaleaciones y carburante (a veces estos elementos se introducen en el

horno a través de un canal especial donde se realiza la carburación y la aleación del hierro). En este caso el revestimiento del horno de inducción puede ser ácido, básico o neutro (según la necesidad). Como la presencia de la escoria es permisible (o necesaria), entonces se permite sacar el metal desde el horno de arco con escoria (si el horno de arco y el de inducción tienen el mismo revestimiento ácido o básico). Cuando en los hornos de arco se funde hierro sintético (o algunos cercanos a este que necesitan poco arrabio) para lograr la asimilación del carbono del carburante y para compensar las pérdidas de calor durante el vertido del metal hacia el horno de inducción, en el horno de arco se eleva la temperatura aproximadamente 50 °C por encima de la temperatura a la que se debe sacar el metal desde el horno de inducción hacia las cazuelas. En muchos casos esta temperatura se encuentra entre los límites de 1520 - 1580 °C.

7.6 PROCESO DÚPLEX: HORNO DE INDUCCIÓN DE CRISOL – MIK CER DE INDUCCIÓN DE CANAL

Este proceso se usa para la fusión del hierro gris cuando el horno de inducción tiene un revestimiento ácido y el de canal un revestimiento neutro (corindón). Este proceso se realiza principalmente para la producción de hierro sintético, teniendo como carga pedazos pequeños de chatarra de acero, virutas de hierro y de acero, retorno, ferroaleaciones, carburantes, etc. El costo de una tonelada de hierro líquido en este caso es inferior al del proceso común en cubilote, (Titov, 1994).

La corrección final de la composición química se realiza en el horno de inducción de crisol, de donde se saca el metal sin escoria hacia el horno de canal, el cual debe cumplir la misma función que en casos anteriores.

En principio, cuando se usa este tipo de proceso dúplex se puede utilizar un horno de inducción con cualquier tipo de revestimiento y fundir cualquier tipo de hierro. Se debe aclarar que en toda la campaña de trabajo y explotación del mikcer solo se saca de 70 - 80 % del metal y los hornos de inducción también trabajan con residuo líquido

7.7 PROCESO DÚPLEX: HORNO DE INDUCCIÓN DE CRISOL – HORNO DE ARCO ELÉCTRICO

Se usa en la producción de hierro de alta resistencia. En este caso el horno de inducción de crisol puede tener también revestimiento ácido como básico y el horno de arco solo revestimiento básico. En el horno de crisol se puede fundir hierro bajo cualquier tipo de carga (también sintética). Después el hierro se introduce en el horno de arco eléctrico básico donde ocurre un proceso de desulfuración profunda (según la tecnología normal), la cual es necesaria para obtener hierro nodular después de la modificación con Mg, Ce y otros tipos de tierras raras o metales alcalinos térreos. La corrección de la composición química de los otros elementos se puede realizar lo mismo en el horno de inducción que en el de arco eléctrico.

Actualmente en el mundo se usan todos los procesos dúplex descritos anteriormente. La elección de uno u otro tipo de proceso se realiza según las condiciones de producción, (Palacios, 1998).

Se debe tener en cuenta que mediante el uso de los procesos dúplex el costo de una tonelada de hierro es superior a la del monoproceso, por lo tanto, el uso del proceso dúplex debe compensar su costo con una disminución en la masa de las piezas, el aumento de las propiedades mecánicas y de fundición, aumento de la fiabilidad durante la explotación, disminución del rechazo de las piezas, disminución del costo de los materiales de carga, mejores condiciones de trabajo de los obreros, etc.

Capítulo

8

**MÉTODOS DE MODIFICACIÓN Y TENDENCIAS
ACTUALES EN LA PRODUCCIÓN DE HIERRO
CON GRAFITO ESFEROIDAL.**

8.1 Evolución histórica de las aleaciones de hierro nodular

El 7 de mayo de 1958 H. Morrogh y W. J. Williams dieron cuenta, con motivo del Congreso de AFS, de su descubrimiento de determinados elementos del grupo de las materias alcalinas que al igual que el cerio ejercían una influencia específica sobre la formación de grafito esferoidal. Tratando la fundición líquida con mischmetal cerio, estaban en condiciones de producir fundición con grafito esferoidal. En el debate que siguió, T. H. Wicken, de la Sociedad Internacional del Níquel, anunció, ante el asombro general de las personas allí presentes, que su compañía realizaba investigaciones de laboratorio en este campo desde hacía muchos años y que habían ideado un procedimiento para elaborar fundición con grafito esferoidal agregando cantidades muy pequeñas de Mg al caldo de la fundición gris Este descubrimiento fue patentado por la International Nickel Corporation en 1949 y constituyó la base para la producción industrial de la fundición con grafito esferoidal. Dado que el Mg ha resultado un elemento especialmente eficaz para la formación de grafito esferoidal, así como para la producción de fundición con dicho tipo de grafito y debido también a que puede comprarse en cantidades suficientes al contrario de lo que ocurre con el cerio ya que son baratas las patentes derivadas del descubrimiento de H. Morrogh y W. J. Williams, adquirieron gran importancia en la práctica.

Los campos de aplicación de la fundición con grafito esferoidal cubren en la actualidad grandes sectores que antes estaban reservados al acero fundido, a la fundición maleable, a las piezas forjadas e incluso a la fundición gris, (Titov, 1994).

La fundición nodular es un material de fundición de hierro relativamente joven en comparación con la ya larga historia del hierro fundido, acero y fundición maleable.

Fue siempre deseo de los fundidores llegar a producir un material que en estado bruto de colada presentara las mismas o parecidas propiedades que el acero. La razón de la fragilidad del hierro fundido estriba en el carácter laminar del grafito disperso en el mismo. Lo que al microscopio aparece

en la matriz como láminas es, en realidad una esponja o retículo de grafito que interrumpe la continuidad de la matriz de hierro. Desde la antigüedad los fundidores habían visto nódulos redondos de grafito, pero nadie había conseguido producir un material con estos nódulos. Está admitido que los esferoides de grafito comunican a la fundición propiedades mecánicas muy elevadas y buenas ventajas de moldeo. Su producción actual es de 9 millones de toneladas, lo que constituye el 20% de la producción total de hierro

La industria del automóvil reconoció muy pronto las ventajas económicas de este material. Su éxito y consolidación vino de su empleo en la fabricación de cigüeñales, a comienzos de los 60 por la Ford Company USA. EL empleo de este material en cigüeñales demostró que este nuevo material tiene una buena tenacidad y resistencia a la fatiga. Ello significa que en muchos casos las propiedades mecánicas son mejores y más elevadas que la del acero.

La producción mundial de hierro con grafito esferoidal en el año 1995 se distribuyó aproximadamente como sigue:

50%-Tubos de presión y piezas mecanizadas utilizadas principalmente para el abasto de agua y de gas

22%-Construcción de vehículos de motor, comprendidos los camiones, autobuses, y máquinas agrícolas

20%-Construcción de maquinarias

8%-Otro grupo de usuarios.

Cada una de las diferentes clases de fundición tiene sus propias características. El acero es resistente; la fundición maleable, tenaz; la fundición blanca, dura; la fundición gris, frágil y económica; la fundición con grafito esferoidal reúne casi todas estas propiedades y ha sido probada en los productos en los que la dureza y también el rendimiento económico desempeña un papel importante. Las propiedades mecánicas de la fundición con grafito esferoidal pueden clasificarse dentro del grupo de las materias ferrosas coladas, (Mannion, 1994).

Las propiedades mecánicas son esencialmente los datos que interesan especialmente a los usuarios y que, en primer lugar, permiten y controlan la producción de un material determinado. Basada en estos aspectos, la fundición con grafito esferoidal se sitúa entre el acero moldeado y la fundición maleable, (Stepheni, 1992).

8.2 Aspecto económico de la fundición con grafito esferoidal (nodular)

La fundición con grafito esferoidal es un ejemplo característico de un mejor producto por menos costo. Junto a su ventajosa relación todavía nunca alcanzada por ahora por ningún otro material de hierro - carbono entre resistencia+ductibilidad y precio por kilo, razones técnicas de maquinado han alentado a los constructores a pasar a la fundición con grafito esferoidal. La buena fluidez de este material en estado líquido permite fabricar también piezas complicadas de paredes delgadas. Un número cada vez mayor de elementos de construcción sometidos a esfuerzos se ejecutan en fundición con grafito esferoidal. Sustituyen a las piezas de fundición gris que, a causa de sus reducidas propiedades mecánicas, resultan pesadas y toscas. Para las piezas complicadas sustituye también al acero moldeado y a las piezas forjadas, cuya elaboración ya no resulta económica. Un ejemplo característico, entre muchos otros, son los cigüeñales de motores de combustión interna, que ahora se fabrican en gran parte de fundición con grafito esferoidal.

El considerable aumento de la producción mundial esperado para el futuro se debe ante todo a la sustitución por la fundición con grafito esferoidal de las fundiciones gris y maleable y del acero moldeado, así como de las piezas forjadas y soldadas. El aumento del consumo de la fundición con grafito esferoidal en la industria automovilística y de la construcción de maquinarias, sobre todo en Europa, lo mismo que la sustitución de las lingoteras de fundición gris por piezas de fundición con grafito esferoidal, pueden ser decisivos para esta evolución. Pero una importante parte de este aumento de producción se debe asimismo a las crecientes necesidades de tubos de presión de fundición con grafito esferoidal para mejorar el abastecimiento de agua y gas de los pueblos y ciudades que se desarrollan rápidamente

En Estados Unidos y en Japón, sobre todo, donde la producción de tubos de presión había disminuido considerablemente en estos últimos años a consecuencia de la situación financiera crítica de las grandes ciudades, cabe esperar un aumento considerable de la producción. También se

espera una creciente demanda de tubos de presión en los numerosos países subdesarrollados.

8.2.1 Consideraciones estadísticas acerca de la evolución, presentey futuro de la producción de hierro nodular

Haciendo un análisis se puede apreciar la evolución de la producción de hierro con grafito esferoidal en Europa occidental, Estados Unidos, Japón así como los países del COMECON y en otros países desde el año 1970 hasta el 1999, los datos fueron tomados de las siguientes fuentes:

- Informes anuales de la comisión número 7 del CAEF (Comité de las Asociaciones Europeas de Fundición).
- Informes anuales de la Asociación Alemana de Fundición, de las publicaciones estadísticas de las asociaciones de fundición y de los departamentos públicos competentes de los diferentes países (por ejemplo del Ministerio de Comercio de los Estados Unidos)
- Informes anuales denominados "Foundry Statistics of Japan" del Centro General de Fundición del Japón.
- Revistas de fundición (por ejemplo Modern Casting, Estados Unidos, Censo de la producción mundial de piezas fundidas).

Según los datos obtenidos la producción mundial de fundición con grafito esferoidal para el período comprendido entre 1979 y 1993 logró un porcentaje de crecimiento entre el 5 y el 10 por ciento, en el periodo de 1995 al 1999 su producción aumentó en el 19 % y de seguir ese ritmo para el año 2005 la producción estará cercana a los 63, 8 millones de toneladas anuales, (Mannion, 1994).

Los países del COMECON, pero sobre todo la antigua URSS, contribuyeron considerablemente a este alto porcentaje de crecimiento, dado que allí, al contrario de los países occidentales, el porcentaje de fundición con grafito esferoidal en el año 1989 era de sólo el 5, 1 % de la producción total de materiales hierro - carbono y se ha comprobado la correspondiente necesidad de recuperar el terreno perdido.

Lo mismo ocurre con la República Popular China, donde en el año 1985 la producción de grafito esferoidal alcanzó solamente el 10% aproximadamente

de la producción total de materiales de hierro - carbono; pero, desde el punto de vista de la cantidad, sigue siendo una cifra pequeña, (Samón, 2012).

El acero moldeado y las fundiciones maleables y con grafito esferoidal exigen cantidades de energía comparables, hasta el momento de su colada en el molde. Pero el acero moldeable y la fundición maleable solo logran sus propiedades mecánicas tras el tratamiento térmico, el cual exige una energía adicional. La fundición gris es de una baja resistencia, comparable a las aleaciones de aluminio fundido, pero carece de ductilidad.

La fundición con grafito esferoidal puede elaborarse, en gran parte, sin tratamiento térmico, es decir, puede utilizarse en estado bruto de colada y sus propiedades de resistencia y de ductilidad son comparables a la de acero moldeado, (Conejo y Torres, 1999).

Este es el motivo de que sea probable que la fundición con grafito esferoidal en estado bruto de colado reemplace cada vez más al acero moldeado (y también a las piezas forjadas de acero), a la fundición maleable y así mismo a la fundición de hierro gris. De ese modo, los métodos de tratamiento con magnesio aumentan en importancia, dado que economizan energía y garantizan altos rendimientos de magnesio y bajas pérdidas de temperatura y no necesitan de la desulfuración previa de la fundición inicial, que consume energía.

Para concluir puede admitirse que el 10 - 20% de los 55 millones de toneladas a que asciende la producción mundial con grafito esferoidal corresponde a piezas coladas que solo requieren un peso sin ninguna pretensión en lo que se refiere a propiedades mecánicas. Por el contrario, del 80 al 90 % de la producción mundial de la fundición gris, es decir, alrededor de 45 millones de toneladas, corresponde a piezas que exigen propiedades mecánicas y que están sometidos a esfuerzos, por lo menos a una de sus partes. Si estas piezas se construyeran para ser coladas en fundición con grafito esferoidal podría lograrse una reducción de peso, según las experiencias, comprendida entre el 20 y el 40 %, en promedio el 30 %. Esto produciría una economía anual de aproximadamente 14 millones de toneladas de fundición y daría por resultado, junto a una economía de energía de aproximadamente 70 millones de kW por año, un ahorro considerable de materias primas las que también están disminuyendo considerablemente, (Mannion, 1994).

8.3 Tendencias actuales en la producción de hierro con grafito esferoidal

Para el estudio de las tendencias en el desarrollo de los procesos tecnológicos en la producción de hierro con grafito esferoidal se realizó un análisis del flujo de información, el cual sirve para determinar la dirección del desarrollo de una u otra tecnología. La tendencia de desarrollo del proceso tecnológico se puede valorar con la ayuda del coeficiente K, él caracteriza la intensidad de la evolución del proceso en sí. Teniendo en cuenta que las publicaciones en la mayoría de los casos no valoran las ventajas y desventajas del mismo, la valoración final se puede obtener luego de la colocación del coeficiente K después de conocer el volumen real de producción por el método dado.

La magnitud del coeficiente K se puede determinar mediante la siguiente ecuación.

$$N=N_0^{kt}$$

Donde:

N- Número de publicaciones en el período investigado

N_0 -Número de publicaciones al comienzo del período investigado

t- Período de tiempo en el cual se estudia la variación en el número de publicaciones.

El aumento del coeficiente K en diferentes direcciones de la tecnología de obtención del hierro con grafito esferoidal sirve como un indicador de la actualidad y perspectiva del proceso.

Como es conocido, el hierro con grafito esferoidal al principio se obtenía mediante la utilización del cerio (Ce), pero este modificador no alcanzó gran aplicación, ya que a pesar de ser deficitario y su alto costo, y también, por su tendencia de aumentar el subenfriamiento del hierro durante la cristalización y favorecer la formación de carburos dispersos en su estructura. a pesar de todo esto el uso del Ce tuvo gran aceptación. En primer orden eso se debe a que firmas japonesas trabajaron con esta tecnología utilizando modificadores complejos del tipo KC y OZ los cuales contienen en su composición, Ca, Ce,

Mg, M.T.R, cloruros y fluoruros de metales. Este tipo de modificador no solo en Japón logró aceptación, sino que se exportó a EE.UU

En el período desde 1965 a 1979 la magnitud K para las publicaciones con respecto al uso del Ce y MTR. aumentó de 0,12 a 0,26, es decir, más de dos veces. Sin embargo el volumen de producción de piezas de hierro con grafito esferoidal con este modificador no fue grande, (Oña, 1999).

En los tiempos actuales el modificador más difundido es el Mg, ya sea utilizado en forma pura o en forma de ligadura. Según datos, en el año 1980 el uso del Mg aumentó en comparación con el año 1975 en un 50% aproximadamente.

El método de introducción del Mg en forma de ligadura de Ni - Mg en un largo período de tiempo fue uno de los más difundidos y fiables, a pesar de ser el Ni un producto deficitario y costoso, lo cual frenaba su utilización bajo las condiciones de alta producción de hierro con grafito esferoidal. Por eso en los últimos tiempos se utilizan los modificadores sin el Ni, principalmente si no se utiliza este en el hierro como elemento aleante

Gran utilización tienen las ligaduras de Fe - Si - Mg, a pesar de que en muchos casos limita el uso del retorno debido a la alta cantidad de S presente en el mismo. En Inglaterra aproximadamente el 90% de las piezas de hierro con grafito esferoidal se obtienen con las ligaduras de Fe - Si -Mg y se utilizan cerca de 7000 - 8000 t de ligaduras. La más utilizada es la ligadura con 5% de Mg; sin embargo, en los últimos tiempos se esta utilizando una ligadura con poco contenido de Mg, por ejemplo, con 1,7% de Mg, en ese caso se utilizan también los MTR.

Desde el año 1965 al 1972 el coeficiente K para las ligaduras Fe -Si -Mg aumentó desde 0,16 hasta 0.29 y al comienzo de 1975 se estabilizó entre 0,35 y 0,38. En dependencia de las propiedades físico mecánicas de las ligaduras (densidad, temperatura de fusión y otros) se utilizaron diferentes métodos de introducción de las ligaduras al metal.

Uno de los métodos más difundidos es el denominado "método Sándwich", para el cual la concentración de azufre en el caldo debe ser £. 0,04 - 0,05%, teniendo sus límites en cuanto al uso de retorno con alto contenido de Si. La asimilación de Mg oscila entre 35 y 90%. Donde más se ha utilizado este método es en los EE.UU.

Es conocido que en general el efecto de modificación principalmente disminuye entre los 5-10 segundos después de la introducción del modificador en la aleación, y que inmediatamente después de ser introducido el modificador, la aleación se encuentra en el denominado estado de “supermodificación” y es por eso que para un mayor aprovechamiento del efecto de modificación se comenzó a realizar la modificación dentro del molde (in mold process). Este proceso a pesar de la disminución del metal útil debido a la pérdida del mismo en la cámara de reacción, tiene grandes ventajas en cuanto a otros métodos de obtención del hierro con grafito esferoidal: economía del modificador (asimilación del Mg entre 80 y 85%), simplificación del proceso productivo, disminución del piroefecto, aumento de las propiedades mecánicas, poca presencia o eliminación casi total de carburos libres en la estructura, lo que trae como consecuencia que se pueda prescindir del tratamiento térmico.

Este proceso se puede automatizar con facilidad y se utiliza principalmente para producciones seriadas o masivas. En la actualidad es utilizado por prestigiosas firmas como la FIAT, que obtiene cerca de aproximadamente 100 t de piezas de hierro con grafito esferoidal al año con el uso de este método. La General Motors obtuvo licencia para el uso del mismo y está pasando en la actualidad a su aplicación en las grandes empresas metalúrgicas. El desarrollo de este método ha permitido su utilización en las líneas DISAMATIC y la creación del proceso ELMAG mediante el cual en calidad de modificador se utiliza una mezcla de Mg y FeSi.

La principal desventaja del mismo constituye la necesidad de un estricto control de la temperatura, velocidad de vertido y la utilización de un metal base con $\leq 0,01\%$ de S.

Otro de los métodos de obtención del hierro con grafito esferoidal es el denominado CoCQ (Controlled Quality Inoculation).

El principio de este proceso consiste en la introducción de un alambre de Mg el cual penetra en la taza de vertido del molde por medio de una bobina que se desenrolla adecuadamente durante el vertido.

En este caso el efecto de modificación no se “apaga”, debido a que el hierro modificado penetra en el molde inmediatamente después de la modificación. El proceso CoCQ garantiza la obtención de piezas con la microestructura

adecuada gracias a la regulación de la velocidad de introducción del modificador (inmediatamente después de terminado el vertido se detiene la introducción del alambre de Mg) y puede ser automatizado con facilidad. Este método aun no ha logrado gran aplicación industrial.

Al mismo tiempo del desarrollo de modificadores base Mg, Ca, Ce, M.T.R., fluoruros y cloruros de metales y otros ingredientes, en los últimos tiempos se ha notado la tendencia de producción de hierro con grafito esferoidal (HGE.)modificado con Mg puro. Los trabajos en esta dirección se han realizado ininterrumpidamente durante más de cuarenta años. Esto se debe fundamentalmente al aspecto económico así como, a la no restricción en el uso del retorno y el S en la aleación base. Últimamente se han creado procesos con el uso del Mg puro en calidad de modificador; el proceso convertidor realizado por la firma G.Fisher de Suecia, proceso MAP. de la firma Pont-a-Mouson de Francia, el método Mag Coke de la firma FOSECO de Inglaterra .Estos procesos permiten disminuir notablemente la velocidad de ebullición del Mg y gracias a esto garantiza alta fiabilidad y estabilidad en la obtención del HGE.

Los convertidores de G.Fisher pueden modificar en un solo ciclo desde 0.5 hasta 5 t de aleación. La concentración de S se permite hasta 0, 15%. El coeficiente de asimilación del Mg 45 - 60%. El método del convertidor se destaca por lo económico y se puede prescindir de la desulfuración del metal base .Este proceso es utilizado en más de 40 países y el 8% de la producción de HGE se obtiene mediante el mismo.

La desventaja fundamental de este método radica en el uso imprescindible de un herramental especial y sumamente complejo, así como un gran piroefecto y expulsión de humo.

El proceso MAP consiste en la introducción del Mg puro, aislado totalmente por medio de un material refractario en forma de campana, la cual solo permite el contacto del Mg con el metal base por medio de orificios (hasta 120) realizados en uno de los lados de la misma. La concentración de S en el metal base se permite hasta 0, 05% y la asimilación del Mg entre 30 y 60 %. Mediante el proceso MAP hasta 1968 se había producido en Francia un millón de toneladas de HGE.

El método de introducción del Mg puro elaborado por la firma FOSECO se basa en la introducción del modificador con 43-45% de Mg con coke

metalúrgico, este se introduce en una cazuela especial, la cual posee una cámara separada del resto de la cazuela, en la que se coloca el Mg y el coke (de esto proviene el Mag Coke). Este proceso se utiliza para la modificación del hierro con 0,1 – 0,15% de S sin desulfuración previa. El tiempo de un ciclo es de 5-9 min. y el coeficiente de asimilación del Mg es de aproximadamente 50%. Este proceso tiene alta divulgación en EE.UU., Canadá y algunos países de Europa occidental.

Junto con los nuevos métodos se continuaron utilizando y modernizando los métodos de modificación en autoclaves bajo presión. El contenido de S inicial se permite hasta 0,15% la asimilación del Mg es de aproximadamente 70%, este proceso es ampliamente utilizado en Japón donde el 60% de las piezas de HGE se obtienen con el empleo del autoclave.

La tendencia a la obtención del HGE con el uso de Mg puro en los últimos tiempos tiende a aumentar. Esto sucede debido a que el Mg no es un material deficitario.

Fundición nodular con alto contenido de aluminio

El método de nodulización con alto contenido de aluminio surge en la Unión Soviética. A finales de los años 80 y principios de los 90 en Bélgica se desarrolló una fundición gris en la que el efecto grafitizante del silicio fue sustituido por el aluminio. Se demostró que con dicha combinación de aleaciones el silicio ha de mantenerse en un mínimo.

En esa época investigadores soviéticos compararon esa fundición gris con su variedad de grafito nodular. Un hierro base casi eutéctico tratado con una aleación de Cu-Mg-Ce-Ca y aleado hasta un contenido de aluminio de 2,85 a 3,00%, al mismo tiempo que se mantiene el silicio por debajo de 0,3%, produce una estructura de grafito nodular. Se afirma que la aleación ha mejorado la resistencia a la corrosión en relación con la fundición nodular que contiene silicio.

El análisis demuestra que en los tiempos actuales no se ha creado un método universal de modificación que satisfaga las diferentes condiciones de producción de piezas. Se puede vaticinar que la producción de HGE se desarrollará en las siguientes direcciones básicas: utilización del Mg preferentemente puro y en composición con ligaduras; aumento del uso

de las ligaduras que contengan MTR. fluoruros, cloruros y otros elementos; notable desarrollo de los métodos de modificación en el molde, y creación de métodos de modificación ininterrumpidos; así como la mecanización y automatización de los procesos tecnológicos de elaboración de las aleaciones.

8.4 Características y propiedades del hierro nodular

8.4.1 Propiedades de la fundición nodular

Las fundiciones con grafito esferoidal se utilizan en variadas piezas fundidas, bombas hidráulicas, máquinas de herrería, máquinas de laminado, cuerpos de turbinas, etc. Esta fundición presenta sustanciales ventajas con respecto a las fundiciones grises.

Las propiedades de las fundiciones nodulares se determinan por la constitución de la matriz metálica y la forma del grafito. Las inclusiones del grafito esferoidal, a diferencia de otras formas, principalmente del laminar, ejercen menor influencia de corte y aumenta el área de trabajo efectivo de la pieza. Mientras más esférica es la forma del grafito, será mayor la resistencia, y lo que es muy importante, la resistencia a la fatiga de la fundición. Las piezas constituidas con este material son fiables durante la explotación y tienen larga duración.

El HGE perlítico tiene una resistencia a la rotura límite entre 392 - 500 MPa. Al aumentar el contenido de perlita, se puede alcanzar un límite de resistencia de 784 MPa. Se debe destacar que al aumentar el contenido de perlita en el hierro no aleado, aumenta la dureza hasta 255 - 268 HB.

El límite de resistencia del HGE ferrito-perlítico puede alcanzar hasta 372 - 442 MPa y en algunas ocasiones hasta 490 MPa. La resistencia y la dureza del hierro ferrítico cambian en dependencia de la magnitud y cantidad del grafito que se forma. Los hierros con estructuras sólo de ferrita poseen una dureza límite de 140-163 HB. Al cambiar la estructura del hierro, cambian también sus propiedades plásticas. El alargamiento relativo y la resistencia al impacto como propiedades se acercan a las siguientes magnitudes: hasta el 20-25% y 147-196 J/cm², respectivamente.

En los hierros con grafito esferoidal con bases perlíticas en la matriz metálica el alargamiento relativo es menor y cambia desde 1,5 hasta 5,0% y la resistencia al impacto alcanza 29-39 J/cm²; las propiedades mecánicas del hierro con grafito esferoidal, pueden ser aumentadas con el tratamiento térmico. Para obtener resultados en su resistencia mayores a 696 MPa en estos hierros es necesario darle como tratamiento térmico una normalización o temple con revenido. Mayores resultados en las combinaciones óptimas de las propiedades de resistencia y plasticidad se observan al darle como tratamiento térmico un temple isotérmico.

En la práctica, con el objetivo de aumentar las propiedades físico - mecánicas del hierro nodular, se utilizan diferentes elementos aleantes. La efectividad de este proceso en una serie de casos justifica la utilización de operaciones complejas como la modificación del metal en estado líquido y se ha demostrado que en estado líquido pueden obtenerse altas propiedades mecánicas, como la resistencia a la rotura 588-784 MPa ; alargamiento relativo 5-6% y la resistencia al impacto entre 19-29 J/cm².

El hierro nodular aleado con estaño en cantidad de 0,05-0,12% permite obtener microestructuras de perlita, con una resistencia a la rotura de 686 MPa, con un aumento de la dureza desde 229-255 HB.

Es necesario señalar que sólo así se garantiza la obtención de una sola estructura en las diferentes partes de la fundición, el cual tiene diferentes cortes y formas; por lo tanto, se garantiza su resistencia de forma uniforme.

Si la aleación ocurre con cobre se mejoran las propiedades mecánicas y conjuntamente con ella la resistencia. Para obtener una determinada resistencia de la pieza que está sometida a trabajos con cargas cíclicas, también pueden utilizarse hierros aleados con níquel y cobre, lo que permite aumentar las propiedades de este material, fundamentalmente después de la normalización, el que se utiliza para la fundición de árboles cigüeñales para automóviles.

La aleación del hierro nodular con níquel, molibdeno y vanadio en combinación con las diferentes vías de tratamiento térmico, da la posibilidad de aumentar la resistencia a la rotura hasta 980 - 1176 MPa, al mismo tiempo con ellos aumenta la dureza hasta 350 HB, disminuyen las propiedades plásticas, se dificultan los tratamientos mecánicos de las

piezas y disminuye también el límite de resistencia a los giros y curvaturas.

Lo más importante de los HGE aleados consiste en que ellos aumentan la sensibilidad a la rotura por cargas de tracción. En experimentos realizados a las fundiciones de HGE aleadas, con el aumento de sus diámetros desde 15-75, la resistencia disminuye entre un 20-30% y la plasticidad más de 35%. Si se agrega 0,5-0,7% de Cobre u 0,8-1,0% de níquel en piezas con mayor diámetro, se logran iguales valores de resistencia que para piezas de diámetro normal.

Unido a esto, la aleación aumenta significativamente el precio de una tonelada de fundición en un año también dificulta los procesos tecnológicos de su producción, la utilización de los hierros aleados, como se demostró en la práctica. Sólo es factible utilizarlos para la fabricación de piezas grandes, para fundiciones de poco peso con un ancho de sus paredes menor de 20-25 mm su utilización se debe regular.

Para la obtención de fundición con calidad de hierro nodular se deben tener en cuenta sus propiedades de fundición, de las cuales la más importante es la contracción lineal. Al proceso de cristalización y solidificación de este hierro le precede un alargamiento, el cual en 5-8 veces excede la magnitud de la contracción lineal para el hierro gris, hasta la composición de la eutéctica, (Oña, 1999).

Este alargamiento de los hierros nodulares depende de la magnitud del carbono equivalente (en primer lugar del carbono y silicio) y con concentración menor al eutectoide este alargamiento disminuye.

Esta forma de solidificación de las fundiciones nodulares, como se demostró en la práctica de producción de árboles cigüeñales, propicia la formación de grietas en caliente, poros y otros defectos.

En el alargamiento y posterior contracción lineal, también influye el cambio de concentración residual del magnesio en el hierro nodular, con el aumento de la concentración del magnesio hasta el 0,1% el alargamiento alcanza hasta 0,12% y al mismo tiempo cuando la concentración de magnesio es de cerca de 0,045-0,022 % este es de 0,61-0,72. %

Al mismo tiempo el aumento del carbono equivalente hasta la concentración de la eutéctica conduce al aumento del volumen del hierro.

Así como el volumen de contracción de los hierros nodulares es 3-4 veces mayor que la contracción del hierro con el grafito laminar, estas particularidades de los hierros nodulares son muy importantes y es muy necesario y obligatorio tenerlos en cuenta.

Para obtener una forma esferoidal completa del grafito en su microestructura, en la producción de fundiciones de hierros nodulares es necesario elegir la magnitud del magnesio residual en los límites 0.04 - 0.07% y el carbono equivalente por debajo de la eutéctica.

Es necesario tener en cuenta que el hierro nodular posee más elevado el módulo de elasticidad, más baja la conductividad térmica y por eso el nivel de tensión residual en las fundiciones de este material es mayor que en las fundiciones de hierro gris. Con esto se explica la formación de grietas frías en los lugares de acoplamiento de diferentes espesores.

La fluidez del hierro nodular es 1.3-2.2 veces mayor que la fluidez del hierro gris con grafito laminar. Ello cambia en dependencia de la temperatura de fusión y del carbono equivalente, aumentando con el incremento de los mismos. El mayor valor de fluidez lo alcanzan los hierros eutécticos e hipereutécticos. Las propiedades indicativas del hierro nodular aleado con magnesio permiten utilizarlos en calidad de material de fundición para fabricar piezas de diferentes formas y tamaños, así como diferentes espesores de sus paredes (ejemplo: árboles, tapa de cilindro de los motores), (Remondino, 1990).

La alta actividad termodinámica del magnesio y gran afinidad hacia el oxígeno conduce en la fundición (en estado líquido) a interactuar con la atmósfera, y se obtiene como resultado que en su superficie y dentro de la fundición se forman diferentes tipos de defectos, el más característico de todos son las manchas negras, óxidos creados bajo la superficie.

Para eliminar estos defectos en el proceso de elaboración del molde es necesario utilizar mezclas con poco contenido de humedad, preferentemente en moldes secos para lograr alta flexibilidad. Se debe tener en cuenta que la aparición de manchas oscuras o pintas negras demuestra la presencia de oxisulfatos de magnesio lo que demuestra el aumento del contenido de azufre. Se han encontrado métodos efectivos para controlar estos defectos con la ayuda de la aplicación de materiales de carga purificados, en primer

lugar arrabio fundido refinado del tipo LKP.

La fabricación de piezas de gran tamaño de hierro nodular posee sus propias características. Se trata de que en el proceso de cristalización y solidificación las grandes masas de metal, lo hacen en largo período de tiempo. A causa de la intensiva pérdida de magnesio durante el proceso, en la microestructura del hierro nodular junto con el grafito de forma globular, se forma grafito de forma irregular y laminar, que provoca la disminución de las propiedades mecánicas en diferentes partes de la fundición.

El empeoramiento de la forma del grafito influye negativamente, en la plasticidad y viscosidad de estas fundiciones: la plasticidad disminuye del 15-20% en los hierros ferríticos y perlíticos, la resistencia hasta el 10 % y para elevar la calidad de los hierros de alta resistencia, es necesario darle tratamiento complementario.

8.4.2 Influencia de la composición química

El ciclo entero de producción, desde los materiales de carga hasta el desmoldeo, así como la velocidad de enfriamiento (espesor de las paredes de las piezas) y sobre todo casi la totalidad de los elementos de la tabla periódica influyen en la estructura y en las propiedades del hierro nodular.

Un determinado elemento puede influir sobre la presencia o ausencia de carburos, la forma y distribución del grafito, la estructura de la matriz.

Los carburos en el metal base afectan desfavorablemente a las propiedades de fundición (tendencia al rechupe).

Influencia de los elementos sobre:

1-La presencia o ausencia de carburos

Carbono y Silicio- Influyen en la no formación de carburos en el metal base (fundamentalmente el silicio).

Un elemento importante es el carbono equivalente, sobre todo la influencia del silicio sobre las propiedades. El silicio es grafitizante y afina su distribución del grafito, es el que más aumenta la resistencia; es un reforzador de la ferrita, aumenta la dureza.

Durante el proceso esferoidizante se pierde de 0,05 a 0,2 % de carbono,

lo cual se debe tener presente para los cálculos de la carga.

En la tabla 40 aparecen los valores de carbono equivalente recomendados, valores superiores pueden dar lugar a la flotación de carbono en piezas de espesor medio y grueso, lo cual no es conveniente.

El manganeso

Por ser el manganeso un promotor moderado de carburos, su contenido debe limitarse a un máximo que depende del contenido de silicio y del espesor de las paredes.

En piezas de paredes de algo más de 25 mm, la tendencia del manganeso a promover carburos puede neutralizarse eficazmente aumentando el contenido de silicio (tanto más cuanto más delgada sea la pieza).

En las piezas con paredes de un espesor de 12 mm, el aumento del contenido de silicio de 2,5 a 3,0 % permite aumentar el contenido de manganeso desde 0,20 a 0,25 % aproximadamente. Las piezas más gruesas no permiten el mismo aumento de manganeso, debido a la segregación.

Tabla 20. Recomendaciones generales de los contenidos de carbono y silicio para piezas de hierro nodular con diferentes espesores de pared.

Espesor de pared				Matriz deseada en el metal base					
				Predominantemente perlítica			Predominantemente ferrítica		
Mín- imo	Máximo			CT%	Si %	CEQ %	CT %	Si %	CEQ %
In	mm	In	mm						
1/8	3	1/8	3	3,90	2,90	4,87	3,90	2,95	4,88
		1/4	6	3,85	2,85	4,80	3,85	2,95	4,83
		1/2	12	3,80	2,80	4,73	3,80	2,90	4,77
		3/4	18	3,75	2,70	4,65	3,75	2,85	4,70
1/4	6	1/4	6	3,85	2,65	4,73	3,85	2,85	4,80
		1/2	12	3,75	2,60	4,62	3,75	2,75	4,67
		1	25	3,65	2,55	4,50	3,65	2,70	4,55
		1.5	37	3,55	2,45	4,32	3,60	2,65	4,48

½	12	1/2	12	3,70	2,45	4,52	3,70	2,60	4,57
		1	25	3,60	2,40	4,40	3,60	2,55	4,45
		2	50	3,50	2,40	4,30	3,50	2,50	4,33
		2,5	62	3,50	2,35	4,28	3,45	2,50	4,28
1	25	1	25	3,60	2,35	4,38	3,55	2,50	4,38
		2	50	3,50	2,35	4,28	3,45	2,50	4,28
		3	75	3,50	2,25	4,25	3,45	2,40	4,25
2	50	2	50	3,45	2,20	4,18	3,40	2,35	4,18
		3	75	3,40	2,20	4,13	3,40	2,35	4,18
		4	100	3,40	2,15	4,12	3,35	2,25	4,10
3	75	3	75	3,40	2,20	4,13	3,35	2,35	4,13
		4	100	3,40	2,15	4,13	3,35	2,25	4,10
4	100			3,40	2,15	4,12	3,35	2,25	4,10

Elaborado por: Héctor Terán

Nota: Los niveles de silicio indicados incluyen el silicio de la inoculación. Todas las piezas con espesores de 3 a 6 mm en esquina viva deben ser inoculadas lo más tarde posible. Las piezas perlíticas con espesores superiores a 12 mm deben ser aleadas con un perlitizante como el cobre o el estaño.

El fósforo

El fósforo con el hierro forma fosfuro de hierro (Fe_3P) que es un componente muy duro y frágil. Cada 0,01 % de P puede formar 0,064 % de Fe_3P . Estas inclusiones tan pequeñas son difíciles de detectar con bajos niveles de fósforo, pero sus efectos sobre las propiedades se dejan notar enseguida.

El aumento del P desde 0,03 % a 0,06 % puede reducir el alargamiento a la mitad. Esto da lugar a que se reduzca la ductilidad y tenacidad y aumente la tendencia a la fragilidad por revenido y a la formación de porosidad. Se recomienda utilizar una carga con bajos porcentajes de fósforo.

2- La forma y distribución del grafito

Se entiende por distribución del grafito el número de esferoides por unidad de volumen. Su valor es directamente proporcional al número de secciones de esferoides de grafitos por unidad de superficie de un plano

recto perpendicular al eje de la probeta, hecho que facilita la medición, por lo que lo más usual es que se indique el número de esferoides por milímetro cuadrado.

En general todos los elementos esferoidizantes influyen en la forma del grafito

El silicio: influye en la distribución de los esferoides de grafito de modo semiquímico. Cuanto más alto es el contenido de silicio, mayor es la cantidad de nódulos y en general mejora la forma del esferoide; pero este aumento de silicio promueve el deterioro de la forma del grafito en las piezas pesadas de fundición nodular, resultando el tipo de grafito rechoncho.

El carbono: influye especialmente a través de su influencia sobre el carbono equivalente. Los esferoides de grafito son más pequeños y están mejor formados en la fundición nodular hipereutéctica.

El Arsénico(As) o el Antimonio(Sb): tradicionalmente considerados nocivos, incluso en concentraciones muy pequeñas, se añaden ahora deliberadamente en la práctica con el fin de promover la forma esferoidal en el grafito o, algunas veces, para promover la perlita. En ambos casos se añade cerio también.

El cerio: considerado en otros tiempos como beneficioso, se ha demostrado que es perjudicial en ausencia de algunos otros elementos traza porque origina grafito rechoncho.

Hasta la fecha, las aleaciones con estructura totalmente de grafito esferoidal sólo han sido obtenidas como resultado de la adición de uno o más elementos esferoidizantes, entre los que se encuentran: Mg, Ce, Ca, Lin, Na, K, Sc, Be, Y, Al, As, Bi, C, Cd, Cu, Ni, Pb, Sb, Se, Si, Sn, Te, Ti, Zn, Zr y la mayoría de las tierras raras.

En la fundición nodular, el gráfico es más bien esferoidal que esférico. Esto supone que no deben preocupar demasiado las desviaciones pequeñas o a veces incluso no tan pequeñas de la forma esférica.

Las desviaciones corrientes no deseables de la forma esferoidal son las siguientes: el gráfico estallado, el gráfico cuasilaminar (vermicular), el gráfico laminar, el gráfico rechoncho.

La estructura de la matriz

Esta determina las propiedades de la fundición nodular. De los elementos corrientes que se hallan presentes en la fundición nodular el carbono no ejerce ningún efecto sobre la estructura de la matriz; el silicio influye mucho en la proporción perlita/ferrita y en la dureza de la ferrita; el manganeso no se debe elegir con el objetivo de controlar la estructura de la matriz; el fósforo disminuye las propiedades del metal.

El contenido de elementos esferoidizantes no influye en la estructura de la matriz. Tampoco influye el contenido del azufre después del tratamiento, como se cree generalmente. Según algunos investigadores la proporción Mn/S influye en la tendencia a formar ferrita. Se afirma que con un contenido de silicio de 2,6 % se consigue un contenido máximo de ferrita cuando el contenido de mn es unas 15 a 17 veces mayor que el de azufre.

El cobre y el estaño son los elementos más eficaces y más económicos para promover una matriz perlítica en el metal base. Considerando la eficacia, el estaño es más eficaz, pero su contenido debe limitarse a un 0,05 % por temor al gráfico laminar en los contornos intercelulares y a otras inclusiones. El cobre debe utilizarse hasta el 2 %.

Científicos suizos demostraron que el cobalto no obstaculiza la esferoidización del grafito y que aumenta la cantidad de nódulos. Además, aumentó el contenido de ferrita desde 50 % aproximadamente (sin Cb) a más del 95 % a un nivel de 4,0 % de Co. En presencia de 0,5 % de Cb (Nb) fue necesario el 15 % de Co para obtener más del 95 % de ferrita.

El momento de desmoldeo influye en la estructura de las piezas, por ejemplo: el desmoldeo tardío, 650°C, favorece a la matriz ferrítica y aumenta la ductilidad, mientras que un desmoldeo rápido (aumenta la velocidad de enfriamiento) desde una temperatura de 815 a 785° C, aumenta el contenido de perlita y la resistencia.

8.5 Materiales de carga y tipo de horno para la producción de hierro con grafito esferoidal

Uno de los aspectos de mayor influencia para la obtención de hierro con grafito esferoidal consiste en lograr con estabilidad la producción de un metal base con la composición química y temperatura establecidas. En la actualidad existe un grupo de métodos para la obtención del hierro fundido base y su modificación en forma esférica. La selección del método, los agregados de fusión y la composición de los materiales para formar la carga del horno en cada caso específico, está determinada por el conjunto de las exigencias y las condiciones técnicas manifestadas en cada fundición concreta, (Remondino, 1990).

Durante mucho tiempo la mayor cantidad de hierro base para la fundición nodular se funde en cubilotes, ya sea directamente o formando parte del proceso dúplex, debido fundamentalmente a que son adecuados para lograr una estructura exenta de carburos en el metal base, (Stepin, 1984).

Se debe señalar que la obtención de hierro de alta calidad en el cubilote es difícil por muchas causas: contenido excesivo de azufre que pasa al hierro aportado por el combustible (coque); por ser la temperatura de calentamiento del metal insuficiente, por la dificultad de regular a pequeños límites la composición química del hierro fundido. Para obtener hierro fundido nodular de alta calidad con las características que se exigen, es necesario agregarle al mismo una cantidad elevada de modificadores, lo que hace más compleja y costosa la tecnología de producción. El proceso dúplex garantiza que en el segundo horno se realice la desulfuración, restablezca la temperatura y las características necesarias en el metal base.

En la industria gran aplicación tienen los hornos de arco eléctrico y de inducción, los cuales pueden facilitar a las fundiciones una composición química exacta. Aquí se puede llevar a cabo un estricto control de la temperatura de fusión y obtener hierros fundidos aleados. En los hornos eléctricos no es necesaria la utilización de coque como combustible y disminuye la expulsión de sustancias nocivas a la atmósfera.

Los hornos de arco eléctricos en comparación con los de inducción son significativamente más económicos, además de tener otras ventajas como: explotación sencilla, productividad fácilmente regulable durante la fusión según las exigencias del metal líquido. Las desventajas son: la no homogeneidad de la temperatura del hierro líquido en toda la profundidad del baño, los costos del refractario son altos, su funcionamiento es ruidoso, la alta saturación del metal por gases (principalmente cuando es necesario mantener el metal en estado líquido por un tiempo prolongado); estas dificultades son superadas con facilidad con la utilización del mikcer el cual es utilizado para el calentamiento del metal con corriente inducida.

Los hornos eléctricos de inducción son los más corrientes, tanto para el funcionamiento simple, en las fundiciones pequeñas, como para el procedimiento dúplex. Por regla general, los de tipo sin núcleo se usan para la fusión primaria y los de canal para el procedimiento dúplex.

Actualmente se usan más los hornos de mayor frecuencia, pero cuanto mas baja sea la frecuencia mayor es la agitación producida y, por lo tanto, la homogeneización del caldo.

La obtención del hierro fundido con grafito esferoidal exige de las materias primas (arrabios, chatarras de hierro y acero) una alta pureza con respecto a los elementos nocivos: azufre, oxígeno, así como microimpurezas como el titanio, arsénico, plomo, bismuto, antimonio. Estas en milésimas de por ciento ejercen una influencia nociva sobre el proceso de formación del HGE y son denominados "deglobulizadores. entre ellos el más nocivo es el azufre."

La disminución del contenido de azufre en el hierro base, con la utilización de arrabios comunes, exige la realización de una operación compleja de desulfuración del metal en el horno o cazuela de vertido y la utilización en calidad de revestimiento, elementos de carácter básico, los cuales faciliten la disminución del azufre y las microimpurezas. Este método es demasiado costoso y conlleva al gasto adicional de recursos energéticos y materiales.

La fusión con la utilización de chatarra de acero da un grupo de ventajas: un alto recalentamiento del hierro fundido para la siguiente recarburación y obtención del mismo en forma esférica; la pureza del metal fundido, así como el bajo costo de los materiales utilizados, aunque en las condiciones

de producción masiva, la más progresiva es la utilización en calidad de materia prima del arrabio de fundición con bajo contenido de los elementos microimpuros como el titanio, arsénico, plomo, etc.

Los arrabios de fundición con bajo azufre dan la posibilidad de obtener con preponderancia una forma esférica del grafito, con la microestructura deseada y altas propiedades físico-mecánicas. El indicador fundamental de los arrabios utilizados para la producción de hierros con grafito esferoidal, es el contenido de azufre; el cual no debe superar el 0,01%. Los elementos microimpuros (titanio, plomo, arsénico, cromo, etc.), en las cantidades que contienen los arrabios de la marca LKP, no afectan la obtención de la forma esférica y no influyen negativamente en la microestructura del hierro con grafito esferoidal.

“La calidad del hierro con grafito esferoidal depende también del contenido de fósforo en los arrabios refinados. La limitación del fósforo hasta 0,10% mejora significativamente la resistencia al impacto del mismo”. (Astigarra, 1995, pág 92)

Teniendo en cuenta la calidad del material de carga, se comenzaron a utilizar los arrabios fundidos refinados, así como el retorno de la propia producción, lo que permitía significativamente simplificar la tecnología de fusión y elevar la productividad. La fusión del metal base para la modificación se desarrolla sin la utilización de escorias especiales para la separación del azufre y otras impurezas nocivas, (Gonzalez, 2011).

El proceso de fusión en los hornos de arco con revestimiento básico dura no más de 1-2 horas. Durante esta se garantiza el recalentamiento necesario del hierro fundido para la siguiente modificación con magnesio y ferrosilicio; de tal forma la utilización del arrabio refinado en calidad de materia prima para la producción de hierro con grafito esferoidal permite excluir totalmente el proceso de desulfuración (para disminuir el contenido de azufre en el hierro hasta 0.03%) y gracias a esto acelerar el proceso de fundición hasta dos veces.

8.6 Métodos de desulfuración

Existen diferentes métodos para desulfurar solamente y otros para la desulfuración y nodulización simultánea.

8.6.1 Métodos para desulfurar solamente

Cuando se utilizan métodos de desulfuración solamente se usan entre otros los siguientes desulfurantes: carburo de calcio (CaC_2) (más usado); carbonato sódico (CO_3Na_2); Cal (CaO); caliza (CaCO_3) (se debe reducir primero a CaO antes de desulfurar), etc.

Investigadores canadienses han desarrollado una fórmula para la evaluación de la eficacia de la desulfuración.

$$E = (\lg(S_o : S_f)) / \% \text{CaO}_2$$

Donde:

S_o y S_f - Contenidos inicial y final del azufre(%)

$\% \text{CaO}_2$ - Cantidad del desulfurante (CaO_2) añadido en % de peso.

Con esta fórmula se pueden comparar los valores de la eficacia (E) de los diferentes métodos o prácticas y las diferencias se reflejarán sobre la eficacia y no sobre la velocidad de la transferencia de S al CaC_2 .

La desulfuración puede realizarse de forma continua e intermitente.

Desulfuración continua

Hay muchas formas de lograr la desulfuración continua por inyección en la piqueta del cubilote (figura 64) o en el sistema dúplex con la introducción de Nitrógeno (figura 65).

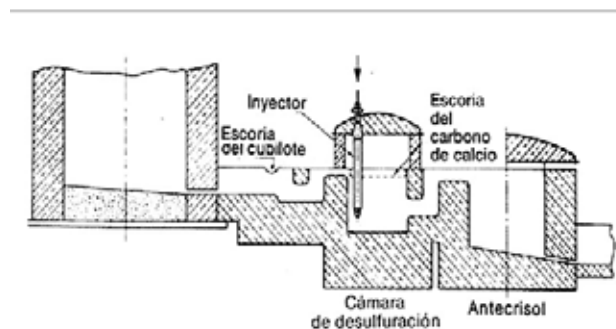


Figura 64. Desulfuración continua por inyección en la piqueta del cubilote.

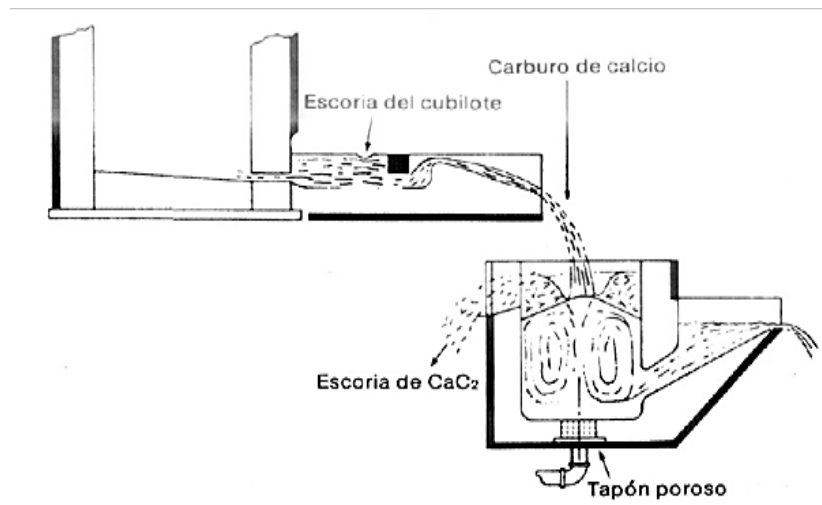


Figura 65. Desulfuración en el sistema duplex con introducción de nitrógeno.

Ilustración: Héctor Terán

La presión del N_2 debe ser prefijada si se quiere obtener una agitación eficiente y suficiente en el sistema dúplex (ver tabla 21).

Desulfuración intermitente

Por ejemplo cuando se usa un cubilete de picada intermitente, se desulfura y después se transfiere el caldo desulfurado a un antecrisol. Esto exige el uso de una cuchara de suficiente capacidad como para contener aproximadamente un 20 % más que el peso de la picada, y así asegurar un espacio libre necesario para la agitación. La cuchara, además, tendrá una relación altura-diámetro próxima a 1. En el fondo de la cuchara se instala una baqueta porosa para soplar nitrógeno (N_2) a través y provocar la agitación del metal, (Stepin, 1984).

Para reducir el azufre del nivel de 0,10% a un nivel inferior a 0,02% hace falta usar entre 1,4 y 2% de CaC_2 , agitado durante aproximadamente 3 minutos.

La eficiencia del tratamiento depende en gran medida de estos factores concretos:

- Tiempo de agitación (entre 2 y 4 minutos para un contenido de azufre de 0.10%) y calidad de la acción agitadora
- Temperatura del caldo a tratar (cuanto más temperatura, más rápida es la reacción)
- También son importantes la calidad y el tamaño del grano del CaC_2 .

Este material debe ser específicamente diseñado para este uso concreto (como regla, fabricado con 14/18% de Cal (CaO), para que baje el punto de fusión). El tamaño de grano ideal entre 0,1 y 1 mm. Sin embargo, a menudo el tamaño de grano del CaC₂ usado está entre 1 y 3 mm para compensar las pérdidas por el nivel de humedad

- La adición del desulfurante cuando la cuchara está llena hasta las 2/3 partes o llena (después del desescoriado).

Variante del método de Volianik para la desulfuración.

Sobre las tecnologías de desulfuración se han realizado diferentes investigaciones. A continuación mostramos la experiencia de los autores sobre un método de desulfuración investigado por los mismos. Para esto fue tomado como base el ya conocido método de Volianik pero se variaron algunos de los parámetros utilizados por el mismo, adecuándolos a las condiciones propias de la Empresa de Fundición de Hierro y Acero de Holguín.

Para la ejecución del mismo en lugar del carbonato de sodio utilizado por Volianik fue utilizado el carburo de calcio y como agente activador del desulfurante se experimentó con aire comprimido seco. Para la ejecución del mismo fue diseñado y construido un dispositivo para el soplado del desulfurante, el cual se muestra a continuación (figura 66).

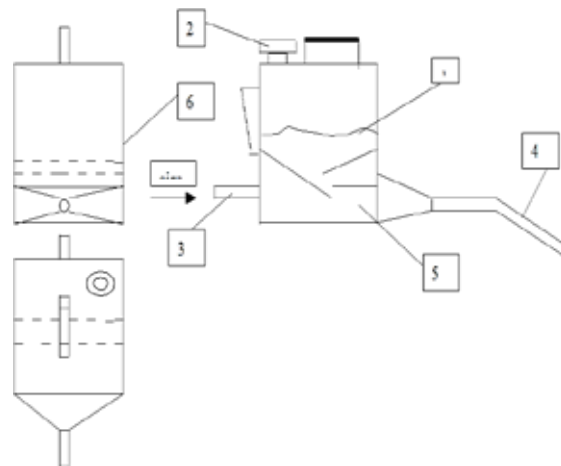


Figura 66. Dispositivo para el soplado del desulfurante.

Ilustración: Héctor Terán

El mismo está conformado por un cuerpo (6) soldado de planchas de acero al carbono. Su principio de funcionamiento es el siguiente: a través de la tapa (2), la cual se debe asegurar con una junta para su hermetización, se introduce el desulfurante (1) y se cierra la misma, luego se introduce el tubo de soplado (4) previamente revestido y se sumerge en el metal. Se abre la válvula de aire, el cual penetra al dispositivo por medio del tubo de entrada de aire (3), el desulfurante se mezcla en la cámara de mezclado (5) y sale hacia la cazuela por el tubo (4).

Como resultado se logró establecer una tecnología de desulfuración con un rendimiento promedio del 78 %. Así como el gráfico de influencia del tiempo de soplado sobre el rendimiento en la desulfuración y el porcentaje de desulfuración. A continuación se muestran gráficamente los resultados obtenidos por los autores (ver figura 67).

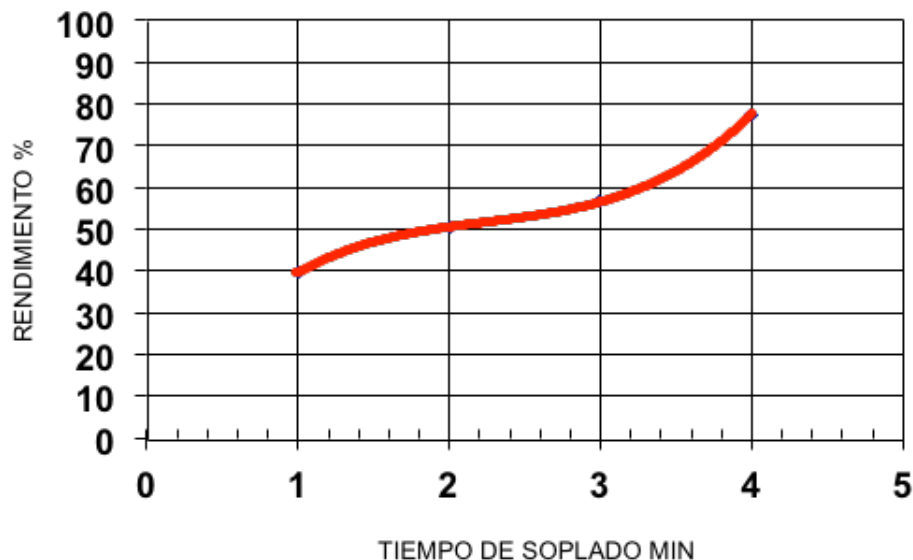


Figura 67. Gráfico que muestra la influencia del tiempo de soplado sobre el rendimiento en la desulfuración.

Ilustración: Héctor Terán

Por los resultados obtenidos se demostró que es factible la aplicación de la desulfuración en cazuela aplicando el método experimentado

anteriormente con resultados aceptables siempre y cuando se garantice que el aire comprimido carezca de humedad para evitar la gasificación del metal. Los valores de rendimiento obtenidos se encuentran por debajo de los logrados por Volianik, pero se ha de tener en cuenta que se realizaron algunas variaciones con respecto a la tecnología aplicada por este.

Se observa que la dependencia del rendimiento de la desulfuración en relación con el tiempo de soplado es directamente proporcional. Esto probablemente se debe al aumento del área de contacto desulfurante-metal, existiendo la posibilidad de que a medida que aumente el tiempo de soplado siga en aumento el rendimiento, en el caso nuestro, limitados por la capacidad del dispositivo de soplado. No fue factible experimentar con mayor cantidad de desulfurante, sin embargo, partiendo de que el contenido de azufre inicial en la aleación base es de 0,067 y de que el propósito de esta tecnología es el de lograr el porcentaje adecuado para lograr la nodulización en el molde, el valor final obtenido (0,0148) es adecuado desde el punto de vista práctico. Se considera que es posible obtener mayores valores de rendimiento aumentando la temperatura a la cual se realiza el soplado pues es conocido que uno de los parámetros que influyen en el proceso de desulfuración es la viscosidad del metal tratado y esta disminuye con el aumento de la temperatura. En los experimentos realizados la temperatura utilizada fue de 1460 °C y como se puede observar se lograron resultados satisfactorios sin que la temperatura final fuera insuficiente para el proceso de nodulización en el molde (alrededor de 1420 °C después del soplado),

En las pruebas previas, realizadas con la finalidad de comprobar la efectividad del carburo, así como con el fin de tener una idea de la cantidad de desulfurante a utilizar, se dedujo que aproximadamente con el 3% del mismo en relación con la masa del metal era suficiente. En el caso de realizar los experimentos con 4% de desulfurante hubiera sido necesaria la construcción de un dispositivo de soplado muy voluminoso y, por lo tanto, poco manuable. Es evidente que la utilización de una mayor cantidad de carburo traería como consecuencia mayor rendimiento en la desulfuración, pero utilizando 3% de desulfurante de la masa del metal en la cazuela se logran resultados favorables en relación con el objetivo final del proceso de desulfuración.

Un tiempo de soplado excesivo provocará la caída de la temperatura y por lo tanto, una disminución del rendimiento en la desulfuración, así como se correría el riesgo de alejarse de los parámetros indicados para la nodulización en el molde en cuanto a temperatura, (Mannion, 1994).

La presión de soplado del activador utilizada es la adecuada, pues valores menores de la misma serían insuficientes para lograr una mezcla efectiva del carburo con el metal. No fue factible el uso de mayores valores de presión debido a las condiciones propias del taller donde se realizaron los experimentos.

La granulometría del carburo utilizado no debe ser superior a la del tamiz 0, 63 de la norma GOST en caso contrario el mismo no fluye ni se esparce con la velocidad requerida; en pruebas realizadas con granulometría 1, 00 y 1, 6 no se obtuvieron resultados satisfactorios.

8.6.2 Métodos para desulfuración y nodulización simultánea

La desulfuración y nodulación simultánea consiste en utilizar una parte del magnesio para desulfurar y desoxidar el metal, mientras el magnesio remanente se usa para lograr la esferoidización.

Los métodos empleados son:

- Introducción de Fe- Si-Mg (para % de S inferiores a 0, 04)
- Introducción de Ni- Mg
- Tratamiento con magnesio puro (en el convertidor o por inmersión), o con aportación de magnesio en forma de alambre.

Para tratamientos a gran escala se recomiendan los siguientes métodos de agitación continua o intermitente: las cucharas agitadoras, la bomba Osterberg, el agitador de Rheinsthl, etc.

8.7 Métodos tradicionales de modificación

El hierro con grafito esferoidal, el cual tiene altos índices de resistencia y que se utiliza para la obtención de piezas importantes en la industria, se obtiene mediante la modificación con diferentes adiciones de magnesio,

calcio y otros elementos, con diferentes ligas que contienen magnesio o cerio y tierras raras. El contenido de magnesio mínimo necesario para la formación de nódulos de grafito se considera que debe ser 0,01% con adición de cerio y tierras raras, ó 0,02% cuando se usa solo. Cuando se trata de piezas de espesores gruesos y enfriamiento lento, se tiene que elevar el magnesio residual y son tratadas las adiciones modificadoras en cazuelas a los aires libres o herméticos, en autoclaves, directamente en los moldes, etc. La alta resistencia se logra gracias a la obtención de la forma esférica del grafito.

Método de modificación en cazuela abierta

Es el método más sencillo y que más se ha usado durante muchos años. La aleación de magnesio se coloca en el fondo de una cazuela de tratamiento vacía y sobre ella se vierte la fundición base (líquida). La técnica que hay que emplear para llenar la cazuela y el rendimiento del magnesio puede variar (figura 68).

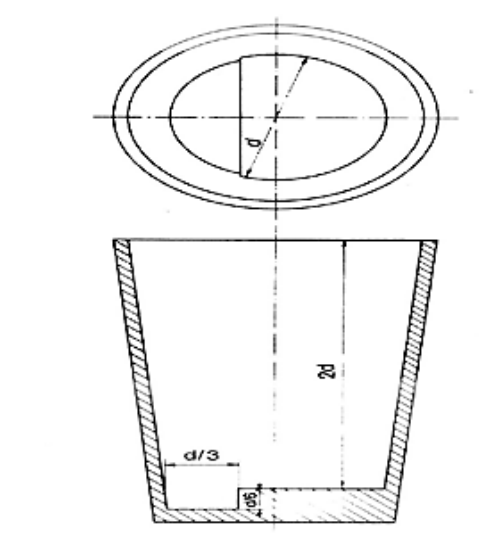


Figura 68. Relación diámetro altura de una cuchara adecuada para el método de tratamiento por trasiego en cuchara abierta.

El pocillo del fondo facilita el tratamiento "Sándwich".

Ilustración: Héctor Terán

Método de modificación en cazuela abierta "Sándwich"

Es la misma cuchara abierta, solo que mejorada por el pozo que se ha hecho en el fondo de la misma para la colocación de la aleación de magnesio.

Encima de la aleación de magnesio se colocan pequeños trozos de chatarra de acero o viruta de hierro nodular, en cantidades de 1 a 2 % del peso del caldo a tratar. Esta cubierta retrasa la reacción, reduce la temperatura del caldo unos 24°C y mejora la recuperación del magnesio. Algunas veces se usa FeSi como cubriente de forma que a la vez que se hace la nodulización se produce en cierto modo una inoculación.

Los factores que actúan sobre la recuperación del magnesio son diversos: temperatura, velocidad de llenado, regularidad de operación, geometría de la cazuela, etc.

Método de modificación en la campana

Consiste en el uso de magnesio metálico para la modificación del hierro fundido. Uno de los primeros métodos, utilizados por muchos todavía actualmente es el acabado en la campana. El magnesio metálico se coloca en la campana (de grafito o revestida con refractario) perforada, la que se sumerge en la cazuela llena de hierro fundido, manteniéndose un tiempo determinado cerca del fondo de la cazuela donde se produce una violenta reacción, después de lo cual se lleva a cabo el proceso de inoculación con ferrosilicio, (Capodilupo, 1990).

Este proceso tiene varias desventajas: durante la modificación disminuye la temperatura del hierro fundido, se gasta mucho magnesio, el cual es costoso, por lo que la producción resulta costosa también; el proceso se desarrolla con gran piroefecto y la expulsión de productos de la interacción de los gases con el magnesio influye negativamente en las condiciones de trabajo.

Con el objetivo de perfeccionar el proceso de modificación, se realizó la construcción de cazuelas herméticas de diferentes volúmenes.

Método de modificación en cazuelas cerradas

La modificación del hierro fundido en las cazuelas cerradas se emplea sin la utilización de campanas. La cantidad necesaria del magnesio metálico se coloca en un costado especial del molde (figura 70), la cazuela llena de metal se cierra herméticamente. La evaporación de los gases de magnesio conlleva al aumento de la presión dentro de la cazuela hasta 290 MPa. El proceso de modificación ocurre mediante la interacción del magnesio con

el hierro fundido. Como resultado de este método se obtienen las siguientes ventajas: reducción de humos y destellos luminosos; mejora la recuperación del magnesio; menos pérdidas de temperatura; mejor regularidad en el magnesio final; etc.

Hay varios tipos de tapas: móvil y fija. Cada una de ellas se puede usar con diferentes diseños de cazuelas. Con una de estas, se establece el tiempo de reacción de acuerdo con el tiempo de llenado, de forma que tenga un mejor contacto entre el caldo y la aleación modificadora, y se evita la admisión de aire en la cazuela. Esto se consigue manteniendo un nivel constante de líquido en la artesa de la tapa (TUNDISH) mediante un agujero calibrado (figura 69).

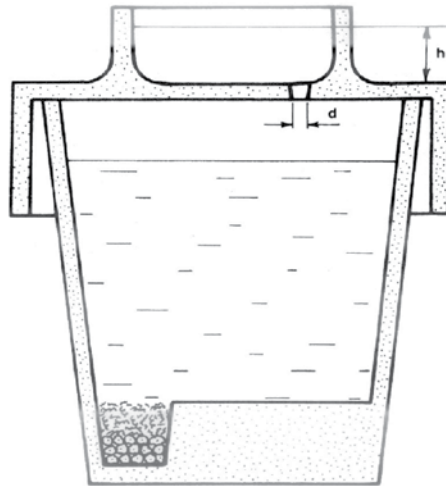


Figura 69. Cuchara abierta para tratamiento con tapa TUNDISH, utilizando viruta para cubrir la aleación del magnesio.

Ilustración: Héctor Terán

Cuando se usan tapas móviles, se deben montar de forma que se puedan retirar o llevar con una grúa después de cada tratamiento, para así facilitar el desescoriado y la colada o el trasiego del caldo.

Las tapas fijas se hacen con dos variantes. Cada una tiene sus ventajas, pero todas tienen que llenarse rápidamente (máximo 1 minuto, independientemente del peso del caldo a tratar). En algunos casos, el agujero de la tapa se usa como agujero de descarga después del tratamiento.

Una vez que se ha trasegado el caldo de la cazuela de vertido, la escoria

procedente del tratamiento con Mg debe ser evacuada por el agujero de descarga. La unión de la tapa con la cazuela se sella con un refractario plástico y el desmontaje que solo se hace una vez al día cuando se hacen grandes producciones, facilita la inspección, limpieza y reparación del revestimiento.

Método de modificación en los autoclaves

La modificación del hierro en los autoclaves se realiza bajo una presión de 490-590 MPa. La cazuela con aproximadamente 800 kg de metal a temperatura de 1340-1330 °C se coloca en el autoclave donde transcurre el proceso de modificación del hierro con el magnesio metálico. El gasto promedio de magnesio no supera el 0,2% cuando se utilizan en la carga arrabios con bajo azufre.

Debido a la alta presión excedente en las cámaras de modificación, la asimilación del magnesio por el hierro fundido ocurre tranquilamente. La utilización de la presión excedente garantiza el desarrollo estable del proceso sin pérdidas significativas de temperatura, y al ocurrir rápidamente (no más de 5 minutos) permite utilizar este método en las condiciones de producción masiva.

La presión interna del proceso se mantiene constante, lo que facilita la buena asimilación del magnesio en todo el volumen, con pérdidas mínimas de este durante la oxidación y la interacción con el oxígeno y otros gases. Cuando termina la modificación, en el transcurso de dos o tres minutos, automáticamente se expulsan los gases y el exceso de presión hacia el sistema de aspiración forzada, y una vez abierto el autoclave no se observa el piroefecto. Las escorias que se forman se extraen con la ayuda de instrumentos especiales. La utilización de este método de modificación para el hierro fundido en las fábricas permite disminuir la expulsión de sustancias nocivas a la atmósfera, así como mejorar significativamente las condiciones de trabajo en el taller de fundición, (Stepin, 1984).

La modificación del hierro líquido con magnesio en autoclaves exige un subsiguiente tratamiento especial con modificadores grafitizantes (en muchos casos se utiliza el ferrosilicio de la marca FeSi-75), el cual se utiliza en los rangos de 0,5-1,0% de la masa del metal líquido, en dependencia del contenido de silicio antes de la modificación del hierro fundido, gracias

a esto se excluye la formación de carburo de hierro y se garantiza la estructura requerida.

El defecto ampliamente conocido como cascarilla negra que aparece en el hierro fundido de alta calidad se puede prevenir exitosamente con un tratamiento adicional del hierro líquido agregando silicocalcio con creolita. La adición de creolita es de 0,02-0,03% de la masa del hierro líquido y se introduce en la aleación simultáneamente con el ferrosilicio FeSi-75 durante la inoculación.

La temperatura del hierro líquido antes y después de la modificación se puede determinar colocando termopares, los cuales registran la temperatura en los potenciómetros electrónicos EPP-09. La disminución general de la temperatura durante la modificación en la autoclave hermetizada, varía en los rangos de 10-15°C, lo que facilita el mantenimiento estable del magnesio en la cantidad de 0,04 - 0,07% y la resistencia del hierro después de la modificación alcanza 490-588 MPa, (Hughes, 1993) .

Método de modificación con ligaduras

El hierro de alta calidad también se puede modificar con ayuda de diferentes ligaduras, pesadas y ligeras, las cuales se utilizan en dependencia del contenido de los elementos fundamentales que se incluyen en su composición.

Cuando se modifica al hierro con ligaduras que contienen magnesio, en muchos casos el modificador se coloca en el fondo de la cazuela y se introduce en el hierro fundido con la ayuda de una campana refractaria. La ventaja de este método consiste en que permite, en condiciones de producción, realizar la modificación del hierro sin la utilización de un equipamiento especial. El nivel de asimilación del magnesio con este método de modificación es de un 50-75%. Si se modifica el hierro con una ligadura pesada de níquel-magnesio-cerio, colocada en el fondo de la cazuela conjuntamente con las adiciones de espatofluor y sobre ellas una capa de tolas de acero desoxidadas, la asimilación del magnesio llega casi al 75%.

Una utilización más amplia han encontrado las ligaduras complejas, las cuales al mismo tiempo contienen magnesio, calcio y silicio, ya que su costo es significativamente inferior a las ligas basadas en el níquel o en

el cobre.

El contenido y la acción simultánea de magnesio-calcio-silicio facilitan la formación del grafito esferoidal, con la disminución de la tendencia a la formación en la microestructura de una matriz metálica con carburo de hierro. La densidad de las ligaduras con una base de hierro y silicio, oscila de 2,8-4,5 g/cm³, la concentración de magnesio no supera el 7-9%. En la práctica para la producción de hierro de alta calidad con ligaduras ligeras, lo que más se utiliza es la adición de estas en la cazuela junto con residuos metálicos (virutas, así como residuos de la producción) o por vía de la utilización de parrillas (rejillas, mallas) especiales, evitando el contacto con el aire y, por tanto, la posible oxidación de la ligadura, o que se escorifique totalmente, y se pierde sin poder recuperarlos.

El coeficiente de asimilación del magnesio cuando se utiliza este método, no supera el 35-42% y la pérdida general del modificador supera el 1,5%. Esta pérdida del modificador lleva al aumento del contenido total de silicio en el hierro, formando ventajosamente una microestructura de ferrita, la cual tiene altos índices de plasticidad y viscosidad, además de la obtención de fundiciones con paredes finas sin blanqueo.

Para facilitar la expulsión y extracción de los productos que interactúan con el magnesio (el oxígeno, el nitrógeno, el azufre y otros) durante la modificación con ligaduras es conveniente introducir en el fondo de la cazuela un fúndente en cantidades de 0,4-0,8% de la masa de hierro líquido; el más utilizado es el espatoflúor con creolita.

8.8 Inoculación

La inoculación del hierro nodular es el último paso en el proceso productivo del hierro. Es la adición de una pequeña cantidad de un material al caldo la que produce núcleos heterogéneos para que los esferoides de grafito crezcan sobre ellos.

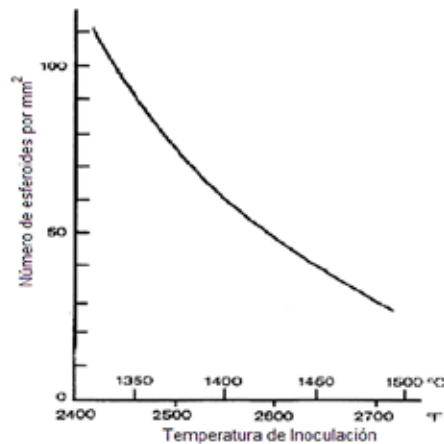


Figura 70. Efecto de la temperatura sobre la inoculación.

Ilustración: Héctor Terán

Se debe tratar (nodulizar) primero e inocular después, esta forma es más efectiva, ya que la inoculación se hace más tarde y a una temperatura menor debido al enfriamiento producido por el tratamiento. Las investigaciones hechas en Canadá han mostrado que la efectividad de la inoculación decrece cuando aumenta la temperatura a la que esta se realiza (ver figura 70).

Cuando el hierro base se trata con Fe-Si-Mg., el caldo tratado está en mayor o menor grado semí-inoculado. Este grado depende de la tendencia al temple del hierro base, de la cantidad de aleación de Mg añadida y de aleación de Mg. y Ce recuperada, ya que la cantidad excesiva de Mg. y Ce pueden formar carburos, por eso se hace necesario una inoculación separada, que mejore la estructura por el aumento del número de nódulos, mejora la forma del grafito y previene la formación de carburos. Como conclusión, la resistencia a tracción, el alargamiento, la dureza y la maquinabilidad son más uniformes entre las diversas piezas y entre las diversas secciones dentro de la misma pieza.

8.8.1 Métodos de inoculación

La inoculación se puede realizar de tres formas:

1. En la cuchara, durante o después del tratamiento

El método más utilizado es añadir el inoculante en la corriente de hierro líquido cuando se está llenando la cuchara desde la cuchara de tratamiento.

El objetivo es lograr que el inoculante se mezcle completamente y se disuelva. El inoculante no se debe poner nunca en el fondo de la cuchara.

La eficacia de la inoculación decae con el tiempo. La velocidad de desvanecimiento depende de la temperatura y del inoculante (de su fuerza). Esto significa que cuanto más tarde se haga la inoculación, mayor consistencia tendrá el resultado en todas y cada una de las piezas. Las fundiciones que inoculan en cucharada limitan el tiempo de colada a unos 10-12 minutos después de la inoculación para evitar las consecuencias de una reducción del número de nódulos, defectuosa forma de los mismos y formación de carburos.

Las cantidades de inoculantes para utilizar oscilan entre 0,2 y 1 %, en dependencia del sistema de nodulización, la energía del inoculante y las secciones de las piezas que se funden. Las cantidades más típicas son 0,4 - 0,6 % para secciones de entre 13 y 38 mm. Para secciones delgadas se usan cantidades superiores a 0,6 % y para secciones gruesas, cantidades inferiores a 0,5%, (Aguirre, 2010).

2. En el chorro de colada

Para la inoculación en el chorro se usa un material fino o si no alambre que se introduce en el chorro mediante un útil, bien sea unido a la cuchara o en alguna posición fija encima del molde que se va a verter. La cantidad de inoculante en este tipo de método es del orden de 0,1-0,2 %. Se debe cuidar que las adiciones sean uniformes y que el inoculante se disuelva bien.

3. En el molde

La inoculación en el molde se hace colando finos de inoculante o insertos en la taza de vertido o el tragadero, o en los escoriadores, y obligando a que todo el caldo pase sobre él. Cuando se usan finos en el bebedero no suele obtenerse una inoculación uniforme.

Las adiciones hechas en el molde están normalmente entre 0,1 y 0,2 %. A cualquiera de estos dos últimos métodos (chorro o molde) cada pieza es en sí misma un lote. Si la inoculación falla, hay posibilidades de producir una pieza defectuosa. Hay que comprobar la uniformidad de la inoculación seccionando la pieza y mirando al microscopio su estructura. Los inoculantes

que no están bien disueltos pueden producir defectos de inclusiones brillantes o lustrosas que pueden reducir la maquinabilidad y las propiedades de fatiga. En algunos casos se hace algún pre-acondicionamiento o inoculación en la cuchara para que resulte más efectivo.

8.8.2 Inoculantes

La mayoría de los inoculantes contienen 45-75 % Si con algo de Ca y Al. Las aleaciones de Si puro no son efectivas como inoculantes. El C, Ba, Mg., Mn y Zr pueden también incluirse en la aleación y se usan para mejorar la solubilidad y/o la fuerza del inoculante. El Ca debería limitarse al 1% dada la reducida solubilidad en el hierro y el sobrepasarse solo conduce a formar más escoria. El Al también puede crear defectos de picaduras cuando su concentración en el caldo es elevada, por lo que debe limitarse su porcentaje en la aleación.

La granulometría del inoculante es importante para conseguir la disolución en el caldo. Los tamaños más frecuentes van desde 1,6 hasta 10 mm y se usan en cucharas de 250 kg. Si el tamaño es demasiado grande, puede que no se disuelva bien, y si es pequeño (demasiado) se puede oxidar y formar escorias.

Estos materiales deben guardarse en embalajes bajo cubierta para evitar el aire y la humedad.

8.9 Características generales para la nodulización en el molde

Para la eficacia de la nodulización, las aleaciones para uso dentro del molde deben satisfacer algunos requerimientos importantes, tales como que el análisis y tamaño del grano (granulometría) debe ser uniforme y accesible al mismo tiempo, y que las impurezas no pueden ser admitidas.

El concepto de uniformidad de composición y distribución de tamaño de grano ya no puede ser aplicado en promedio a las muestras de un

tambor o furgón de aleación, sino que ahora debe ser referido a pequeñas cantidades como aquellas destinadas a usarse en las cámaras de reacción adecuadas en el molde: es decir, de 50 a 100 gramos (aproximadamente de 1,75 a 2,5 onzas). Esto es importante para aquellos productores de aleación que adoptan algunas ventajas para reducir la tendencia a la gran segregación típica de las ferroaleaciones.

En investigaciones realizadas por Foseco International LTD. 3 sobre la nodulización en el molde, se hicieron algunas consideraciones iniciales sobre algunas de las características que debían cumplir los nodulizantes de modo que fuesen efectivos y seguros en su comportamiento. Estas fueron:

- El nodulizante tenía que ser eficiente en la nucleación del grafito y, por lo tanto, limitar o eliminar la formación de carburos
- En vista del corto período de aplicación, el nodulizante tenía que ser razonablemente soluble de forma que su efecto fuera completo antes de la solidificación de la pieza. A este respecto, se consideraron importantes tanto el carácter nodulizante como la granulometría de las partículas
- La distribución del nodulizante tenía que ser uniforme para evitar que quedasen zonas de hierro sin nodulizar dentro de la pieza
- El nodulizante no debería introducir inclusiones perjudiciales en la pieza.

Variables a controlar para la optimización del proceso In-Mold

Para el buen desempeño del proceso In-Mold se requiere tomar en consideración varios parámetros importantes, como son la temperatura de vertido, tiempo de vertido, factor de solución, composición química del nodulizante, granulometría, cámara de reacción, diseño del sistema de alimentación, eficiencia del magnesio, peso de la colada., porcentaje de magnesio requerido en la pieza y la cantidad de aleación nodulizante. A continuación se explican detalladamente cada uno de ellos.

Temperatura de vertido

El control de la temperatura de vertido es de suma importancia en este proceso, ya que de ella depende en gran medida la disolución del

nodulizante, la limpieza de la pieza, la nodularidad de la pieza y, por lo tanto, la eficiencia del magnesio.

Un estudio del efecto de la temperatura de vertido en el proceso In-Mold sobre la nodularidad y el magnesio necesario revela que en el rango de 1365-1450 °C no existe efecto adverso alguno de gran significación (preferentemente en la región de 1425-1450 °C), (Fruehan, 1997). Con temperaturas menores a 1360° C pueden surgir problemas como: aleación no disuelta, juntamente con defectos de escoria, uniones frías y picaduras.

La velocidad de formación de sólidos de los productos de oxidación se incrementa conforme la temperatura disminuye.

La temperatura más importante relacionada con el proceso In-Mold, es la del metal al salir de la cámara de reacción. Durante el vertido de la cazuela al molde se pierden de 50 a 60° C y otros 20 a 30° C durante el flujo desde el tragadero hasta los alimentadores. Entonces se considera que la temperatura del hierro al salir de la cámara de reacción es aproximadamente 80 °C menor que la temperatura de vertido. Por esta razón, se requiere que la temperatura de vertido sea mayor que en los otros procesos de producción de hierro nodular. En la producción, cada colada tiene su temperatura de vertido mínima que asegura su limpieza, buena nodularidad y eficiencia satisfactoria del magnesio.

Contenido de azufre del metal base

Es importante controlar el nivel de azufre del metal base, ya que interviene en la eficiencia del magnesio, es decir, en la economía del proceso, así como en la obtención de una nodularidad aceptable en las piezas.

Para este proceso se recomienda un nivel de azufre de 0,01% para así minimizar el uso de la aleación nodulizante. Pueden utilizarse mayores valores de azufre, pero tendrán que ser empleados mayores niveles de magnesio, con una posible tendencia a formar escorias de sulfuro de magnesio, silicato de aluminio-magnesio y, por lo tanto, defectos y una reducción en su economía.

Debido a que existe una gran afinidad entre el azufre contenido en el metal base y el magnesio contenido en el nodulizante adicional, durante el proceso se desarrollan ciertas reacciones químicas, una de ellas es la

siguiente, (Stepin, 1984).



De la estequiometría de esta reacción se puede deducir el % de magnesio necesario para neutralizar el efecto nocivo del azufre sobre la nodulización.

$$\text{El \% Mg necesario} = \% S \text{ del metal} \times 0,76$$

Velocidad de vertido

Otro factor importante que debe considerarse durante el desarrollo del proceso In-Mold es la velocidad de vertido, ya que influye en el tiempo de vertido de la pieza, en el factor de solución empleado y, por consiguiente, en la velocidad de disolución de la aleación, etc.

La velocidad de vertido se determina de acuerdo con la siguiente expresión:

$$V_v = P_c / T_v$$

Donde:

V_v : Velocidad de vertido

P_c ; Peso total de la pieza (colada)

T_v : Tiempo de vertido

Está claro que al aumentar la velocidad de vertido se reduce el tiempo de vertido del molde.

La velocidad de vertido se puede modificar, variando el diámetro del embudo y canal vertical del sistema de alimentación .

Tiempo de vertido

Es otro factor importante que debe considerarse durante el desarrollo del proceso In-Mold para producir piezas de calidad. En general, los tiempos de vertido son controlados directamente por el sistema de alimentación.

Como se mencionó anteriormente, el tiempo de vertido afecta directamente a la velocidad de vertido e indirectamente a la velocidad de disolución de la

aleación nodulizante. Para una velocidad de vertido constante, el tiempo de vertido se incrementa conforme al peso de la pieza.

Composición química de la aleación nodulizante

Es indispensable conocer la composición química y densidad de la aleación nodulizante utilizada en el proceso, para posteriormente determinar la cantidad de aleación nodulizante requerida y el diseño de la cámara de reacción.

En relación con el diseño de la cámara, algunos investigadores como Shea y Holtan han encontrado que el valor de la proporción Si/Mg puede en algún momento propiciar alteraciones en el tamaño de la cámara de reacción, en particular al área superficial de la cámara. Encontraron que si la relación Si/Mg es mayor que 11 hay una baja reactividad y se requiere de una cámara de reacción con una gran área superficial para alcanzar a disolver completamente la aleación durante el tiempo de llenado del molde. Por su parte, si la relación Si/Mg es menor de 5, significa que existirá una reacción excesiva debido a la alta concentración de Mg; en este último caso no se requiere de grandes áreas superficiales de las cámaras de reacción.

Se puede concluir diciendo que la relación Si/Mg siempre hay que considerarla, ya que si en un momento determinado no llegase a disolver completamente la aleación cuando todas las variables del proceso están bien controladas, esta podría darnos la pauta para solucionar dicho problema.

Cantidad de aleación nodulizante

Como se mencionó anteriormente, la cantidad de aleación nodulizante en la cámara de reacción durante el proceso In-Mold para la producción de hierro nodular o dúctil debe ser la necesaria, ya que si es insuficiente no se obtiene una nodularidad satisfactoria en la pieza o ninguna; por lo contrario, si es excesiva es probable que existan problemas de disolución incompleta del nodulizante, inclusiones de escoria y una reducción en la economía del proceso.

Es preciso determinar la cantidad de aleación nodulizante requerida, ya que de ella depende en gran medida la eficiencia del magnesio, la disolución, el % de magnesio deseado en la pieza y por supuesto, la

economía del proceso.

Para realizar el cálculo de la cantidad adecuada de aleación nodulizante que debe introducirse en la cámara de reacción es necesario efectuar ciertas consideraciones, las cuales se mencionarán más adelante.

Eficiencia del magnesio

La ventaja más importante que presenta el proceso In-Mold comparado con otros procesos de nodulización es precisamente la gran eficiencia obtenida por el magnesio, siendo esta generalmente superior al 80%. Sin embargo, puede variar entre una pieza y otra y en las diferentes plantas debido al procedimiento utilizado, y a muchos otros factores como son: el peso de la pieza, composición química del nodulizante, temperatura de operación, nivel de azufre del hierro base, cantidad de nodulizante agregado y de la disolución de la aleación nodulizante.

Es recomendable realizar un análisis químico y verificar o comprobar que se obtengan eficiencias satisfactorias deseadas, después de la solidificación de piezas obtenidas por este proceso.

Porcentaje de magnesio residual deseado

Algunas investigaciones señalan que debe quedar por lo menos 0,040% de magnesio en la fundición para conseguir que todo el grafito sea esferoidal, y para obtener a la vez, la mejor combinación de características mecánicas.

La cantidad de magnesio residual depende de los siguientes factores, entre otros: cantidad de ferroaleación, peso de la pieza, composición química del nodulizante (%Mg), eficiencia del magnesio, contenido de azufre, etc.

Cuando el contenido de Mg en la fundición sea excesivo, lo cual no es recomendable, en la microestructura pueden aparecer nódulos de grafito, racimos de hojuelas de grafito y flotación de nódulos. Por lo contrario, cuando el contenido de magnesio en la fundición es bajo, se producirá en la microestructura grafito vermicular, mezclas de grafito en forma esferoidal y laminar.

En resumen, el tratamiento en el molde ofrece diferentes ventajas

como las siguientes:

- Máxima efectividad de aleación y excelente calidad de microestructuras
- Son necesarias pequeñas cantidades de aleación nodulizante
- No existe el escoriado entre las operaciones de adición de la aleación y el vertido
- La posibilidad de obtener aleaciones que requieren inoculaciones diferentes a partir del mismo hierro base, adicionando simplemente la cantidad y calidad propia de inoculaciones en cada molde y en dependencia de los requerimientos necesarios para cada caso
- No se presenta el fenómeno pirotécnico o emisiones de humo en hierro nodular
- En el caso del hierro nodular no hay contaminación del metal no vertido en tanto que este puede ser regresado al horno sin ningún problema posterior
- La factibilidad de adiciones totalmente automática del inoculante y adición de tratamiento

Sin embargo, mientras se presentan estas considerables ventajas, el proceso de tratamiento en el molde también se ve afectado por algunas características desfavorables que requieren una atención cuidadosa, éstas son:

- Necesidad de una cámara de reacción adecuada y a veces excesivamente grande
- Tendencia a inducir algunas inclusiones en las fundiciones
- Necesidad de nuevos conceptos de control de la calidad en la producción.

Por varios años, muchos ingenieros e investigadores han estado estudiando una forma para incrementar la efectividad de la nodulización del hierro; puesto que se ha establecido que la efectividad es más alta cuando el tiempo desde la adición del nodulizante hasta el comienzo de la solidificación es más corto, así sea introducido el nodulizante directamente en el molde o en el sistema de alimentación.

Dos requerimientos fundamentales deben ser tomados en cuenta para realizar esta idea:

- La aleación nodulizante debe disolverse con prontitud y continuar con una concentración fija y uniforme desde el inicio hasta el final del vertido.
- Los residuos de la aleación nodulizante sin disolver no deben dejarse arrastrar hacia el interior de las piezas.

Para satisfacer estos requerimientos se han propuesto varias soluciones, que coinciden todas en el punto donde la aleación debe ser agregada en la forma física más apropiada de la aleación nodulizante, es decir, una sola pieza o granos sueltos.

Entre las soluciones presentadas se propuso el uso de aleaciones en una sola pieza (entera o compacta) de un tamaño tal que asegure en el final del vertido que los residuos sin disolver sean lo suficientemente grandes o inmóviles para que no sean arrastrados a través del sistema de alimentación dentro de la cavidad del molde (si es necesario, esto puede ser prevenido por un filtro de sección transversal útil no demasiado grande).

Este concepto (aunque satisfactorio para el último requerimiento), no asegura una disolución cuantitativamente grande y estable en las diferentes fases de la colada. Generalmente la mayoría de las aleaciones se encuentran inicialmente frías y después se calientan rápidamente. Entonces, la velocidad de la disolución alcanza bruscamente un nivel máximo y después decrece porque la mayor parte de la superficie de la aleación también decrece precipitadamente.

Considerando que las partículas sean esféricas, el área de cada una de ellas se determina mediante la siguiente expresión.

$$A_p = (A_i / A_f) = (D_i / D_f)$$

Donde:

A_p - Área de las partículas, en cm^2

A_i - Área inicial de las partículas, en cm^2

Af - Area final de las partículas, en cm^2

Di -Diámetro inicial de las partículas, en cm

Df - Diámetro final de las partículas, en cm.

Si las condiciones son tales que se obtenga un diámetro cerca de 20 mm al final de la colada, se dirá que la relación será alrededor de 9; en este caso es posible observar que la velocidad de disolución (la cual obviamente depende de la superficie expuesta al flujo del metal) varía grandemente; y se deduce con esto que la acción del inoculante no puede ser constante durante la colada. Este problema actualmente se puede reducir con el tiempo de contacto con el hierro, lo cual puede ocurrir en coladas más bien grandes o a través de aleaciones modificadoras especiales. Estas precauciones son, sin embargo, costosas, y efectivas solo si se han utilizado específicamente para cada colada..

Una solución satisfactoria al problema de la disolución uniforme es la presentada por Dunks y McCaulay, adecuada para la inoculación del hierro gris y nodulización del hierro, la cual consiste en colocar la aleación en forma de gránulos en una cámara convenientemente diseñada para mantener una velocidad de disolución constante durante el vertido, siempre y cuando la velocidad de flujo del hierro sea invariable. Estas condiciones se pueden alcanzar fácilmente por medio de un estrangulamiento del sistema alimentador.

La sección transversal horizontal de la cámara que contiene la aleación, se debe mantener al mismo nivel, de modo que el área superficial de la aleación expuesta al flujo del hierro siempre sea constante durante el vertido. Para un tipo de aleación, la velocidad de disolución está determinada por el tamaño de cámara y por otros parámetros de la colada.

Actualmente, la concentración de la aleación disuelta en el hierro por unidad de tiempo es directamente proporcional al área superior de la aleación expuesta al flujo del hierro, e inversamente proporcional a la velocidad del flujo del hierro. Este hace posible el uso de la relación de velocidad del flujo del hierro entre el área de la cámara de aleación (también llamado Factor Solución) como un indicador cuantitativo de la mayor o menor capacidad de un sistema para disolver la aleación.

Es interesante observar que el factor solución es independiente del peso de la colada. Este último parámetro determina, en lugar de ello, la cantidad total de aleación nodulizante, por lo tanto, solamente requiere una dimensión vertical adecuada de la cámara de reacción, donde permanecen las dimensiones horizontales inalterables.

Esta inoculación o proceso de tratamiento aparece, por lo tanto, para tener un mejor control de disolución de la aleación, y consecuentemente su eficiencia. Hay, sin embargo, el peligro de inclusiones en la pieza debido principalmente al posible arrastre de granos residuales de aleación sin disolver, (Navas, 2013).

Diseño del sistema de alimentación

El diseño de un sistema de alimentación adecuado, utilizado en este proceso, es muy necesario, ya que de él dependen en gran medida otros factores, como son: la velocidad de disolución de la aleación, el factor solución, el diseño de la cámara de reacción, peso total de la colada, etc, (Remondino, 1990).

La clave para un provechoso sistema de alimentación In-Mold. es una cámara de reacción más un buen sistema de alimentación.

Así los puntos claves para el buen funcionamiento de este sistema pueden ser separados como sigue:

- a- Recipiente de vertido y mazarota
- b- Cámara de reacción
- c- Salida de la cámara.
- d- Escoriadores y trampas de escoria
- e- Conducto de colada
- f- Respiradero
- g- Cavidad de colada
- h- Sistema de control de choque o alimentación.

La forma, dimensiones y colocación de estos componentes pueden

variar de una empresa de fundición a otra. Sin embargo, todos tienen que ser utilizados para producir buenas coladas In-Mold. de hierro nodular.

a-Recipiente de vertido y mazarota: La mecánica para el recipiente de vertido y la mazarota, realmente no es diferente a los usados por cualquier otro método de producción de hierro nodular

b-Cámara de reacción: Se describe posteriormente.

c-Salida de la cámara: El control dimensional y posicionado de la salida de la cámara es muy importante, ya que controla la velocidad inicial del flujo del metal y la recuperación del magnesio. Su área es usualmente tomada 12 % mayor que la del escoriador o trampa de escoria, que es el siguiente elemento por su orden del sistema de alimentación.

Su posición permitirá una retención momentánea del hierro en la cámara de reacción antes de permitir que el metal entre a los otros elementos del sistema de alimentación. Así como debe evitar puntos muertos en la cámara, ya que ésta es un área con potencial para la erosión de la arena. Se incorporará, cuanto sea posible, el diseño de radios lisos. Se debe procurar sencillez al diseñar subdimensiones, (Batista y Navas, 2011).

d-Escoriadores y trampas de escorias: El área de los escoriadores puede variarse, de tal forma que se obtenga una velocidad adecuada de flujo del metal dentro del molde y con esto conseguir fundiciones limpias, libres de inclusiones de arena. Muchos autores han sugerido que mientras se logre mantener una distancia mínima de seis pulgadas entre la cámara de reacción y el primer conducto, las velocidades requeridas del metal serán entre 8 y 20 pulg/s.

La mayor ventaja de los sistemas de alta velocidad es que permiten que los alimentadores se llenen rápidamente y la pieza se obtenga en menos tiempo.

La desventaja del sistema es que no deja flotar las partículas sólidas de la fusión y es más propenso a defectos por arena debido a la erosión del molde.

Por otro lado, los sistemas de baja velocidad no son siempre la respuesta a los problemas de inclusiones (de arena). Dependiendo de la ubicación del sistema de choque o alimentador, este puede hacerse tan grande como inefectiva sea la trampa del escoriador. Esto es especialmente válido en sistemas donde la mayor parte de la pieza se llena antes que el alimentador

pueda llenarse y conformar esta acción de atrape.

Sin embargo, con áreas de escoriadores 10 % más grandes que el área de entrega al choque o alimentador, se alcanzan velocidades de 28 a 30 pulg/s, 700 a 760 mm/s. Esto lavarás las inclusiones como SiC y MgSiO₂ en su camino con posibilidad de erosionar y arrastrar arena dentro de la cavidad.

En general la ventaja de los sistemas de alimentación de baja velocidad es que son menos propensos a defectos de arena. La desventaja consiste en un tiempo más largo de llenado.

e-Conducto de colada: El conducto de colada es lo más próximo a los escoriadores principales. En la práctica se utilizan los conductos como el sistema de choque o de alimentación, pese a que se listan por separados.

El área de choque (de los alimentadores o tragadero) en dependencia del sistema.

La fórmula para determinar el área de choque o alimentador es:

$$\text{Area de choque} = P_v \times K / T_v \times \sqrt{E.M.H.}$$

Donde:

P_v - Peso del metal vertido

K -Constante ($K=0.32$)

T_v - Tiempo de vertido, en segundos.

$$EMH = H - P^2 / 2C$$

Donde:

H = Altura del metal por encima del choque o alimentador

C = Altura de la pieza

P = Altura de la pieza por encima del choque o alimentador.

La constante K puede variar de fundición a fundición. El reporte técnico de un comité de Materiales & Methods. Ltd sugiere el uso de 0,32, no obstante puede variar de 0,31 a 0,34 en dependencia de la práctica productiva.

Respiradero: Cuando se usa respiradero en la colada In - Mold se seguirá la práctica estándar de alimentación recomendada para hierro nodular. Se puede observar una tendencia incrementada de movimiento de las paredes

del molde debido a la nucleación mucho mayor y por ello el número de nódulos, se tomará cuidado para alimentar adecuadamente y proveer un molde rápido.

Cavidad de colada: Esta es la parte más importante del sistema debido a que el objetivo es producir repetidamente la más alta calidad de colada con el costo más económico.

Sistema de choque: El sistema del choque o estrangulador controla la velocidad de vertido. La colocación exacta del sistema controlador choque en el sistema de alimentación puede variar de fundición a fundición.

Con estos importantes aspectos, el diseño de modelos que incluye el sistema de alimentación, en la industria de fundición, puede jugar de tal manera que llegue a la construcción de un sistema que le dé óptimos resultados.

Peso de la colada

El peso total de cada colada depende principalmente del tamaño de la pieza y del diseño del sistema de alimentación. El peso de la colada interviene en otros parámetros como la velocidad y tiempo de vertido, diseño de la cámara y cantidad de aleación nodulizante.

Para el cálculo de la cantidad de aleación nodulizante, cabe mencionar que se considera únicamente el peso a partir de la cámara de reacción hasta la pieza requerida, sin incluir el resto del sistema de alimentación.

Granulometría

A pesar de tener la cantidad adecuada de esferoidizante, la granulometría llega a ser un factor importantísimo en el tratamiento de nodulización dentro del molde.

De acuerdo con varios trabajos de investigación en este proceso, se ha observado que cuando se emplean nodulizantes con granulometría (o tamaño de malla) muy finas no se obtienen buenos resultados, debido a que no ocurre una disolución adecuada; por lo contrario, cuando se utilizan granulometrías más grandes se encuentran resultados más convenientes.

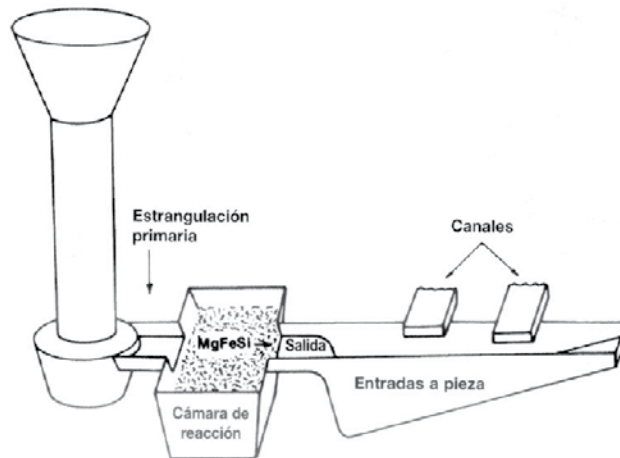
Cuando los nodulizantes están formados por una mezcla mecánica de compuestos, se requiere que exista una distribución de tamaño compatible

para cada uno de los dos componentes.

Otros autores afirman que en lugar de usar una granulometría u otra, se empleen insertos

Diseño de la cámara

Debido a que el metal fluye desde la base dentro del molde en la cual se lleva a cabo la cámara de reacción.



amiento del metal a cavidad especial te se conoce como

Figura 71. Proceso In-Mold.

Ilustración: Héctor Terán

Como ya se mencionó, la cámara de reacción ocupa un papel muy importante en el proceso, por lo que requiere de un diseño adecuado; además, de ella dependen muchos otros factores como son: velocidad de vertido, factor de solución, disolución de la aleación nodulizante, etc. Cabe mencionar que el tamaño de la cámara de reacción varía con el sistema de alimentación empleado durante el trabajo.

El factor básico de una buena cámara para la nodulización en el molde es la sección horizontal, la cual debe ser prácticamente constante en todas las alturas. Además, es importante que otros elementos de diseño de la cámara sean elegidos apropiadamente para satisfacer los dos requerimientos siguientes:

a-La cámara debe permitir un flujo regular del hierro sobre la aleación, para facilitar su disolución gradual.

b-El diseño de la cámara debe ser tal que los residuos de aleación sin disolver arrastrados por el hierro no penetren en la cavidad de la pieza.

Para ambos requerimientos es conveniente evitar el choque violento del hierro que fluye dentro de la cámara contra un área localizada de aleación

nodulizante. Esto provocará el desplazamiento y proyección de granos, con la consiguiente formación de inclusiones. Esto también puede generar vértices y algunas veces esquinas muertas donde la disolución es extremadamente lenta o totalmente incompleta.

Generalmente, el diseño de la cámara debe garantizar que la caída del hierro a la cámara no posea una diferencia de nivel excesiva, (más de 20 mm); además, es preferible ensanchar la sección de entrada y situar la salida a un nivel más alto que el de la entrada (algunas veces con la salida por el techo de la cámara). La sección de salida debe ser al menos 10 % más pequeña que la de entrada. El efecto de estrangulamiento facilitará la disolución de la aleación en sus fases subsiguientes.

Cuando es posible, también se procura ubicar la posición de la salida en línea con la entrada, para forzar al hierro a una cierta circulación sobre la aleación nodulizante antes de alcanzar la salida. Esto se logra con la ubicación de la dirección de la salida un tanto contrapuesta, pero aún paralela con la entrada y en otros casos en ángulo o cruzados.

La mayoría de las veces se utilizan cámaras con forma de paralelepípedo, aunque también pueden utilizarse satisfactoriamente las de forma cilíndrica.

En relación con la altura de la cámara se puede decir que la disolución de la aleación es menos uniforme a medida que la profundidad de la cámara aumenta. En la práctica, con un diseño de base cuadrada es conveniente que la profundidad no sea mayor que la longitud del lado horizontal.

A continuación se resumen los pasos que se deben seguir para la construcción de la cámara de reacción:

- a- Diseño del sistema de alimentación
- b- Determinar el volumen del sistema de alimentación
- c- Determinar la masa de la pieza de acuerdo con la relación siguiente:

$$M_{p.s.a} = V_p \times r$$

Donde:

$M_{p.s.a}$ -Masa de la pieza y el sistema de alimentación, en kg

V_p - Volumen de la pieza y el sistema de alimentación, en cm^3

r- Densidad del material, en g/cm^3

d-Determinar el tiempo de vertido de acuerdo con la masa de la colada y al sistema de vertido de la planta

e- Calcular la velocidad de vertido de acuerdo con la siguiente relación:

$$V_v = P_c / t_v$$

Donde:

V_v - Velocidad de vertido, en kg./s

P_c - Peso de la colada, en kg

t_v -Tiempo de vertido, en s

f- Considerar un valor del factor de solución. Cuando por primera vez se realiza este proceso se considera un factor de solución $0,069 \text{ kg/s/cm}$, según Dunks.

g- Calcular el área de solución de la cámara de acuerdo con la siguiente expresión:

$$A_s = V_v / F_s$$

Donde:

A_s - Area de solución de la cámara, en cm^2

F_s - Factor de solución, en kg/s/cm

Como la cámara utilizada es de base cuadrada el área se calcula por:

$$\text{Area} = \text{lado} \times \text{lado}$$

Los pasos siguientes se utilizan para determinar la profundidad o altura de la cámara de reacción.

h-Una vez seleccionada la aleación nodulizante que se empleará, se determina la cantidad de aleación que se introducirá en el molde y con esta se calcula el volumen de la aleación conforme a la siguiente expresión:

$$V_a = M_a / \rho.$$

Donde:

V_a -Volumen de la aleación, en cm^3

M_a - Masa de la aleación, en kg

ρ - Densidad de la aleación, en g/cm³

i- Se determina la profundidad de la aleación en la cámara:

$$P_a = V_a / A_s$$

Donde:

P_a - Profundidad de la aleación, en cm.

A_s - Area de solución de la cámara, en cm²

j- Finalmente se determina la altura de la cámara:

$$A_c = P_{a+3} \text{ cm standard}$$

Velocidad de disolución. Factor solución.

Los factores que controlan la velocidad de disolución de la aleación son:

a- Temperatura del metal

b- Velocidad de vertido

c- Area de la cámara de reacción y

d- Granulometría de la aleación nodulizante.

Factor de solución:

El trabajo experimental realizado por Morrogh muestra que existe una relación entre la velocidad de disolución, la velocidad de vertido y el área de la cámara de reacción.

Basado en esta relación la velocidad de disolución del nodulizante puede ser variada convenientemente mediante la alteración del área de la cámara de reacción.

Esta relación es expresada como sigue:

$$F_s = V_v / A_c$$

Donde:

A_c - Área horizontal de la cámara de reacción, en cm²

El factor de solución es un indicador cuantitativo de la mayor o menor capacidad de un sistema para disolver la aleación.

Se ha establecido como guía general que un factor de solución de 0,056 - 0,07 kg/s/cm dará una velocidad de disolución fija contra un consumo de aleación económico. Con un factor mayor que este, resultará una

velocidad de disolución baja y provocará una nodularidad pobre debido a un subtratamiento (es decir, un contenido de magnesio residual bajo).

Recíprocamente, con un factor de solución más bajo se obtiene una gran velocidad de disolución, y resulta que toda la aleación se disolverá antes de finalizar el vertido del molde, por lo tanto, parte de la pieza puede no ser totalmente nodular.

Alternativamente, si una cantidad excesiva de aleación nodulizante se suministra para obtener una pieza con rápida velocidad de disolución, entonces pueden ocurrir defectos de fundición asociados con un sobreatamiento (es decir, un gran magnesio residual), con una calidad pobre de las piezas.

Observaciones prácticas han mostrado que la temperatura del vertido del metal en el rango 1370 -1 430° C tiene poca influencia sobre la velocidad de disolución de la aleación.

Particularmente, a medida que el área de la cámara se incremente, la velocidad de disolución se incrementa y recíprocamente a medida que el área de la cámara decrece, la velocidad de disolución también disminuye.

Determinación de la cantidad del nodulizante requerido

La cantidad de aleación nodulizante agregada a la cámara de reacción durante el proceso In - Mold para la producción de hierro nodular o dúctil debe ser la necesaria, ya que si es insuficiente no se obtiene una nodularidad satisfactoria en la pieza o ninguna; por lo contrario, si es excesiva es probable que existan problemas de disolución incompleta del nodulizante, inclusiones de escoria y una reducción en la economía del proceso.

Para el cálculo de la cantidad adecuada de aleación nodulizante que debe introducirse en la cámara de reacción se deben tener presentes las siguientes consideraciones:

- El porcentaje de magnesio residual o final en la pieza o colada
- El porcentaje de magnesio presente en cada una de las aleaciones nodulizantes empleadas. Para ello se requiere conocer la composición química del nodulizante.
- Una eficiencia factible del magnesio. Para la primera colada se puede

tomar como base un 80 % recomendado en el trabajo de investigación de Dvis, Buhr y Magny, en el cual afirman que con el proceso In - Mold. se puede obtener eficiencias de magnesio de 80 % o mayores. La eficiencia puede sufrir variaciones entre una planta de fundición y otra.

- El peso de la pieza o colada. Entendiéndose por esto el peso total de la colada menos el peso de los canales de alimentación que se encuentran antes de la cámara de reacción.
- El porcentaje de azufre del metal base.

Finalmente, la cantidad de nodulizante requerido se determina de acuerdo con las siguientes expresiones (1 y 2):

$$C_{a.n.} = Mg_{deseado} \times M_{p.s.a.} \times 100 / \%Mg_a \times E_{Mg}$$

Donde:

C_{an} - Cantidad de aleación nodulizante, en kg

$Mg_{deseado}$ -Magnesio residual deseado, en %

$M_{p.s.a.}$ -Masa de la pieza y el sistema de alimentación, en kg

$\%Mg_a$ - Porcentaje de Mg en la aleación nodulizante.

E_{Mg} -Eficiencia del Mg

Más lo requerido para neutralizar el azufre

$$C_{an} = \%S_{m.b.} \times 0.76 \times 100 \times M_{p.s.a.} / \%Mg \times E_{Mg}$$

Donde:

$\%S_{mb}$ - Porcentaje de azufre en el metal base.

7.9.1 VARIANTES DE CÁMARAS EN EL PROCESO IN_MOLD

La cámara de reacción como contenedor del nodulizante y lugar donde debe ocurrir la disolución de este, ocupa un papel muy importante en el proceso, por lo que requiere que su diseño sea adecuado; además que dependen de ellas muchos otros factores como son: velocidad de vertido, factor de solución, disolución de la aleación, etc.

En investigaciones realizadas se comprobó el grado de relación existente entre temperatura de vertido, área de la sección de cámara y la granulometría del nodulizante sobre la velocidad de disolución del nodulizante, tal como se muestra en la tabla 22.

Tabla 22. Influencia de intervalos de temperatura, área de la cámara y granulometría sobre la velocidad de disolución del nodulizante para el “In_mold”.

Temperatura °C	1352	1352	1352	1402	1402	1402	1452	1452	1452
Área de la Cámara	19	81	187	19	81	187	19	81	187
Velocidad de disolución									
Granulación Hasta 1mm	0.5	0.6	0.85	1.02	1.26	1.31	1.31	1.3	1.4
Granulación Desde 1 a 3 mm	1.35	1.42	1.34	1.7	1.77	1.67	2.17	2.27	2.07

Elaborado por: Héctor Terán

De la tabla se desprende que la velocidad de disolución en la cámara debe tener un valor tal que permita la disolución completa del nodulizante dentro de la misma cámara para evitar la entrada de partículas del mismo a la pieza; ésto se logra con una interrelación adecuada entre el área de la cámara de reacción, la granulometría del nodulizante y la temperatura de vertido.

Se conocen varias propuestas de colocación y funcionamiento de las cámaras de reacción las cuales comentaremos a continuación.

La figura 72 muestra un dispositivo de cámara y vertido colocado en la parte superior del molde. El mismo presenta aditamentos para la carga de la cámara con nodulizante, así como, un sistema de reten para evitar la entrada de inclusiones al molde, es costoso pues se debe fabricar para cada tipo de pieza un dispositivo diferente con las dimensiones de la cámara

según la masa

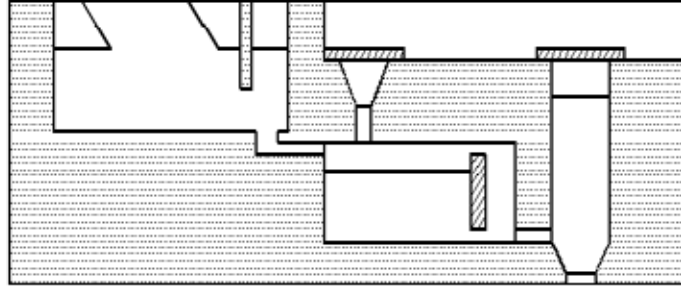


Figura 72. Sistema “In-mold” con dispositivo de cámara y vertido colocado en la parte superior del molde, con sistemas de carga del nodulizante y reten de inclusiones.

Ilustración: Héctor Terán

La figura 73 muestra un sistema “In_mold” con dispositivo de cámara y vertido colocado en la parte superior del molde, a este dispositivo se le adiciona un sistema de filtrado del metal antes de su entrada a la cámara de reacción. También presenta un reten para evitar la entrada de inclusiones al molde y un aditamento para la carga de la cámara con nodulizante, tiene la desventaja de ser complejo y costoso pues se debe fabricar para cada tipo de pieza un dispositivo diferente con las dimensiones de la cámara según la masa de la pieza.

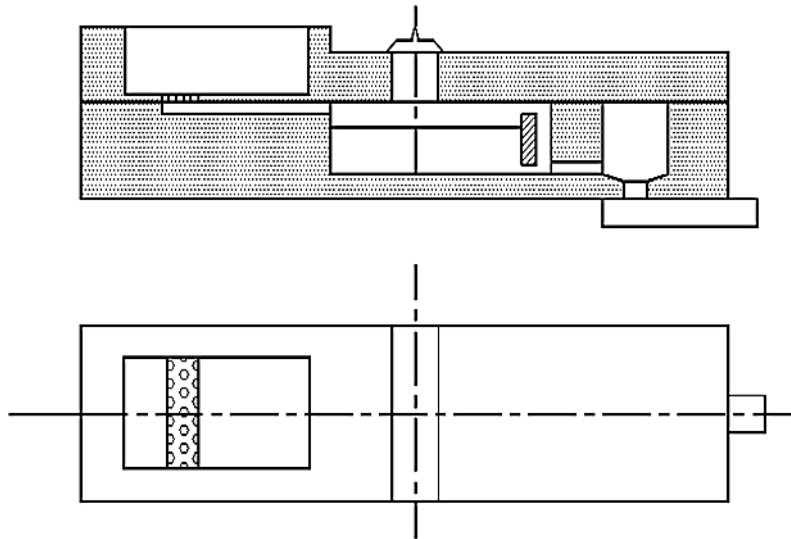


Ilustración: Héctor Terán

Figura 73. Variante del sistema “In-mold” con dispositivo de cámara y vertido colocado en la parte superior del molde.

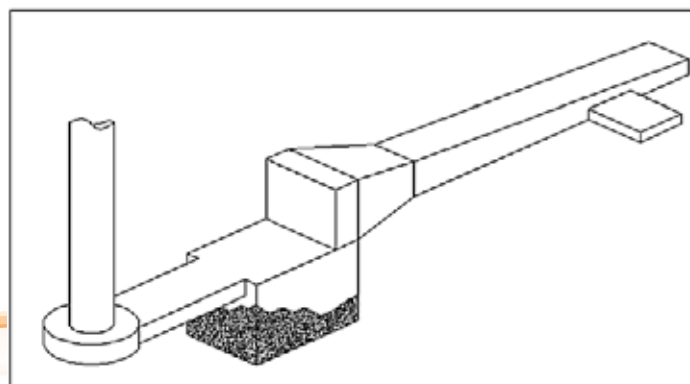


Ilustración: Héctor Terán

En la figura 74 se observa una cámara en forma de paralelepípedo ubicado en la parte inferior del molde. Seguidamente a la cámara se coloca en la parte superior del molde una trampa de escoria con el fin de evitar al paso de inclusiones de escoria y magnesio al metal. Este sistema no es costoso pero los cantos agudos característicos del paralelepípedo dificultan la reacción del nodulizante en esa zona, quedando parte del mismo sin disolverse, esto le resta rendimiento durante la nodulización.

Figura 74. Sistema "In-mold" con cámara en forma de paralelepípedo ubicado en la parte inferior del molde.

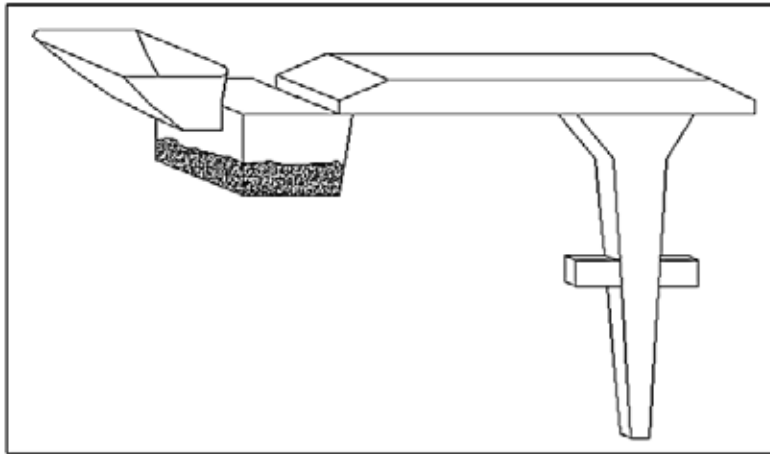


Ilustración: Héctor Terán

La figura 74 muestra un sistema "In_mold" con cámara en forma de paralelepípedo ubicado en la parte inferior del molde. Seguidamente a la cámara se coloca en la parte superior del molde una trampa de escoria con el fin de evitar al paso de inclusiones de escoria y magnesio al metal. Este sistema es para piezas con plano divisor vertical. Este sistema no es costoso pero los cantos agudos característicos del paralelepípedo dificultan la reacción del nodulizante en esa zona, quedando parte del mismo sin disolverse, esto le

resta rendimiento durante la nodulización.

Figura 75. Sistema “In-mold” con cámara en forma de paralelepípedo ubicado en la parte inferior del molde, para piezas con plano divisor vertical.

La figura 76 muestra un sistema “In_mold” con cámara en forma de paralelepípedo ubicado en la parte inferior del molde y para piezas con plano divisor vertical. Se le agrega una cubeta para lograr un vertido uniforme después de ocurrida la nodulización. Este sistema es una variante del anterior (figura 138) y posee las mismas desventajas.

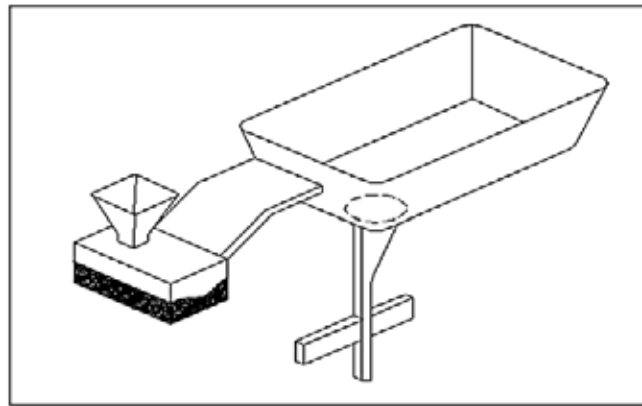


Ilustración: Héctor Terán

Figura 76. Variante del sistema “In-mold” con cámara en forma de paralelepípedo ubicada en la parte inferior del molde y para piezas con plano divisor vertical.

En la figura 77 se observa un sistema “In_mold” con el nodulizante colocado en forma de inserto sólido dentro de la cámara. El sistema consta de 4 secciones de diferentes valores con el fin de retener el paso de inclusiones al interior de la pieza. Tiene la desventaja de ser dificultosa la disolución del nodulizante, así como de ser un sistema con cierta complejidad lo que encarece y le resta maniobrabilidad al mismo.

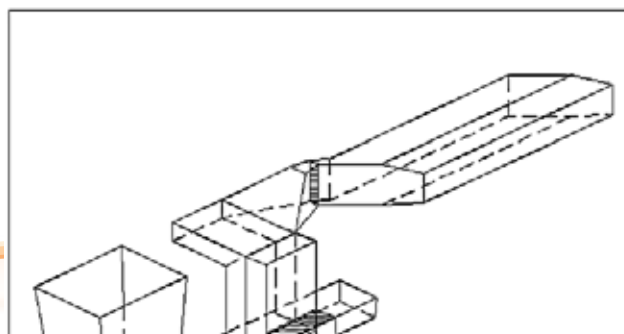


Ilustración: Héctor Terán

Figura 77. Sistema “In_mold” con el nodulizante colocado en forma de inserto sólido dentro de la cámara.

La figura 78 muestra un sistema “In_mold” con cámara en forma de paralelepípedo ubicado en la parte inferior del molde y para piezas con plano divisor horizontal.

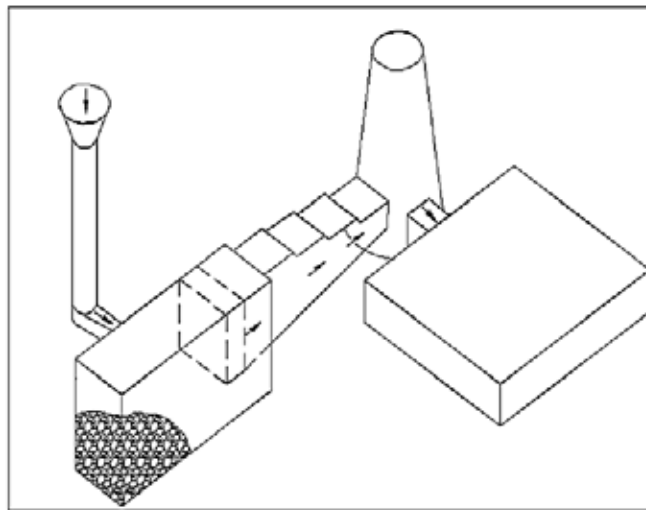


Ilustración: Héctor Terán

Figura 78. Variante de cámara en forma de paralelepípedo en la parte inferior del molde para molde horizontal.

La figura 78 muestra una variante de cámara en forma de paralelepípedo con diferente colocación y tipo de nodulizante.

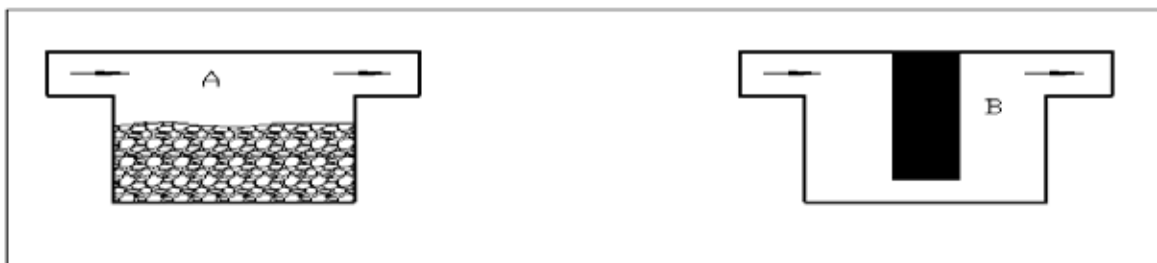


Ilustración: Héctor Terán

Figura 79. Variante de cámara en forma de paralelepípedo con diferente colocación y tipo de nodulizante. A) Nodulizante de grano grueso en el fondo de la cámara. B) Inserto sólido de nodulizante suspendido en la parte superior de la cámara. C) Inserto sólido de poca densidad suspendido en la parte superior de la cámara. D) Inserto sólido colocado en la parte inferior de la cámara.

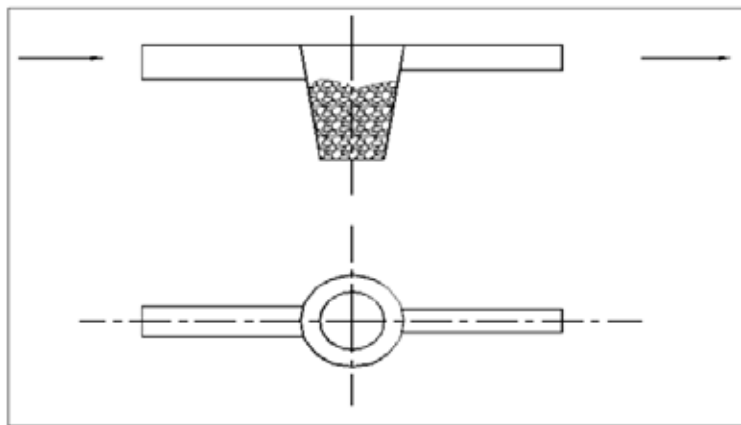


Ilustración: Héctor Terán

La figura 80 muestra una cámara cilíndrica en la parte inferior del molde. La relación entre el área de entrada y de salida de la cámara provoca una retención del metal en el interior de la misma facilitando la disolución del nodulizante. Tiene la desventaja de que el metal va disolviendo el nivel superior del nodulizante que reposa, quedando parte del nodulizante sin disolverse, esto le resta rendimiento al sistema.

Figura 80. Cámara cilíndrica en la parte inferior del molde. La relación entre el área de entrada y de salida de la cámara provoca una retención del metal en el interior de la misma facilitando la disolución del nodulizante.

En las figuras 81 y 82 se puede observar una cámara cilíndrica en la parte superior del molde. Entrada del metal de forma perpendicular al eje, presenta estrangulamiento del flujo para provocar arrastre de las partículas granuladas del nodulizante. El flujo de metal a alta velocidad provoca un arrastre del nodulizante, pero al ser la salida perpendicular al eje de la base del cilindro, parte del mismo es arrastrada hacia el canal colector de escoria y pasa a la pieza en forma de inclusiones. Este fenómeno provoca disminución en el rendimiento de la nodulización y las piezas quedan con incrustaciones de escoria.

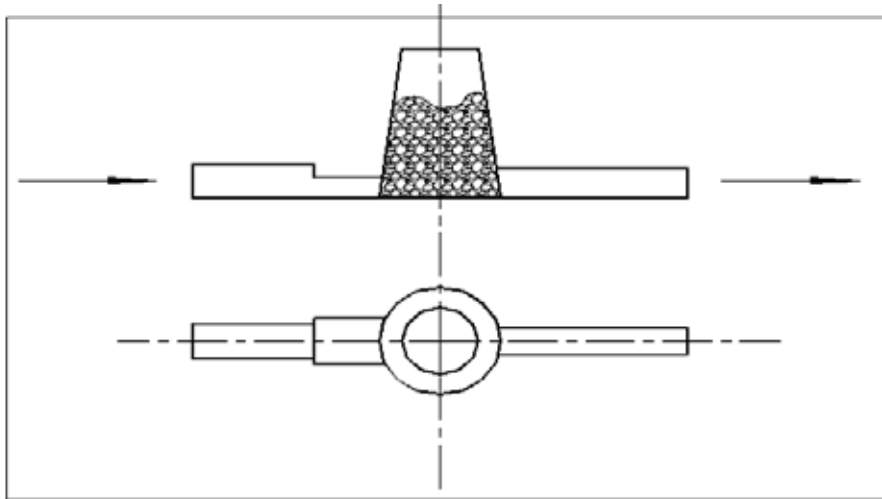


Ilustración: Héctor Terán

Figura 82. Cámara cilíndrica colocada en la parte superior del molde. La saeta indica el sentido de recorrido del metal vertido.

La forma geométrica y posición de la cámara de reacción no influye en la metodología para determinar otros parámetros que son indispensables para la construcción de la misma. Con relación a la altura de la cámara, se puede decir que la disolución de la aleación es menos uniforme a medida que la profundidad de la cámara aumenta. En la práctica, con un diseño de base cuadrada es conveniente que la profundidad no sea mayor que la longitud

del lado horizontal, (Kudrin, 1984).

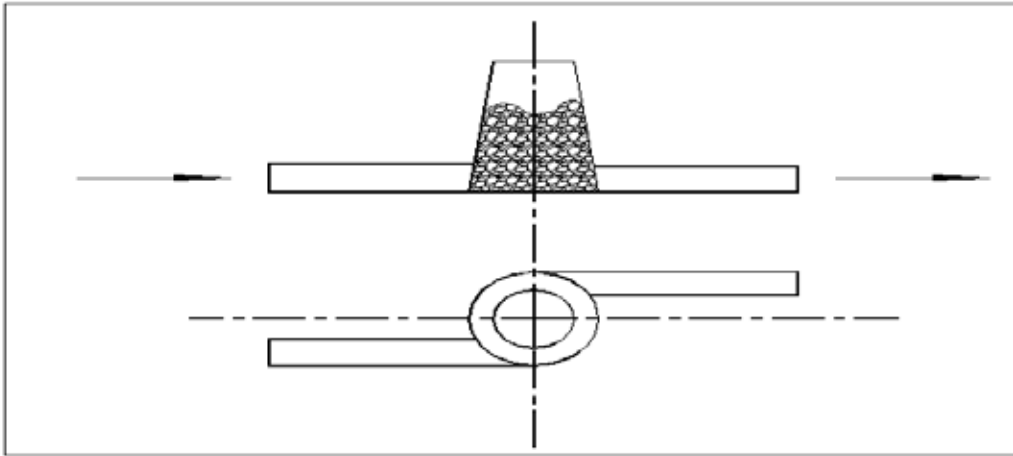


Ilustración: Héctor Terán

Figura 82. Cámara cilíndrica en la parte superior del molde. Entrada del metal de forma perpendicular al eje, presenta estrangulamiento del flujo para provocar arrastre de las partículas granuladas del nodulizante.

Los autores del libro desarrollaron una investigación con la cámara ubicada en la parte superior del molde. En la figura 182 se muestra el diseño de esta cámara. Este diseño se basó en los cálculos de continuidad del flujo del metal, determinándose la velocidad del flujo en cada área involucrada. Se calcularon las características del flujo del metal en cada sección y por último se determinaron las fuerzas de arrastre y sustentación según las metodologías de Bird R.B, Año. 1973 Moreno. C. Año. 1986 y Nekrasov. B. Año 1980. Los resultados son los siguientes:

Tabla 23. Resultados de los cálculos de continuidad, carácter del flujo y fuerzas de arrastre y sustentación.

Parámetros	Zona del flujo		
	Entrada	Cámara	Salida
Ecuación de gasto	$V_E=40.3 \text{ cm /s}$	$V_C=1.91 \text{ cm /s}$	$V_S=77.7 \text{ cm /s}$
No de Reynold	3139 Turbulento	1646.6 Laminar	3315.2 Turbulento
Fuerza de arrastre		$F_A=0.1188 \text{ N/m}$	
Fuerza de sustentación		$F_S=0.1011 \text{ N/m}$	

Elaborado por: Héctor Terán

Como resultado del calculo de las fuerzas de arrastre y sustentación $F_a > F_s$ y por tanto se demuestra que dentro de la cámara debe ocurrir un arrastre de las partículas del nodulizante y a su vez tendrá lugar la disolución del nodulizante en el metal. El mismo tiende a elevarse en el interior de la cámara por haber una restricción en el área de salida.

En el punto superior de la cámara debe ocurrir la disolución completa o parcial del nodulizante y una disminución de la temperatura debido a la diferencia de temperatura entre el metal a $1400 - 1420 \text{ }^\circ\text{C}$ y el nodulizante a temperatura ambiente. El metal en el punto superior de la cámara se encuentra relativamente frío en comparación con el metal en el entrante de la cámara, por esa razón el tiende a bajar al punto inferior (siguiendo la ley de convectividad de los flujos de líquidos) y encontrará una salida hacia el escoriador. Todo este proceso ocurre en un régimen de torbellino. Se realizaron pruebas con este tipo de cámara cuyos resultados se pueden observar en la tabla 24.

Tabla 24. Resultado de la prueba realizada con la cámara cilíndrica en la parte superior del molde.

Tipo de cámara	Magnesio Residual %	Resistencia a la tracción MPa	Estructura metalográfica	Alargamiento relativo %	Nivel de solubilidad %
Cilíndrica en parte superior del molde	0.030	300	Grafito nodular Factor de forma 0.8	4	Disolución completa

Elaborado por: Héctor Terán

A continuación se presentan algunas macrofotografías de las estructuras obtenidas:



(a)



(b)

Ilustración: Héctor Terán

Figura 83. Microfotografía de la estructura obtenida por los experimentos. Caso (a) ver tabla 44 Grafito esferoidal. 60 nódulos por campo. Matriz ferrítica. Factor de forma 0.8. El porcentaje de nódulos por campo es de 95%. En la figura (b) se observa una estructura combinada de nódulos y grafito laminar en matriz ferrítico perlítica.

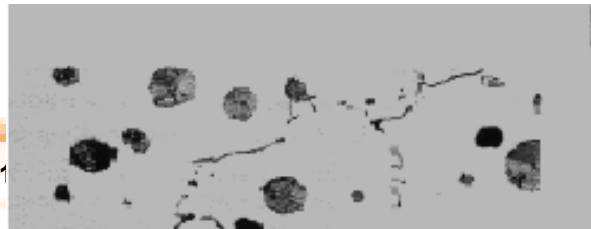


Ilustración: Héctor Terán

(a)

(b)

Figura 84. En la fotografía (a) se observa una estructura de grafito laminar de matriz ferrítica. En la (b) se puede observar una estructura combinada de nódulos (x100).

REFERENCIAS

- 1) Abramov A. "Manual del joven fundidor". Editorial Alta Escuela. Moscú.1983, pág 203
- 2) Aguirre Gomes corta P. M Utilización del horno de inducción de media frecuencia en las fundiciones modernas. (Therminsa España), VI foro internacional de fundición. Habana, 2010.
- 3) Batista. C. A. y Ordoñez H. U Tecnología de desulfuración en Cazuela con el fin de obtener Hierro con grafito Esferoidal. Ingeniería Mecánica. No3 Año 1999.
- 4) Batista C. A. y Ordoñez H. U. Selección de un nodulizante, forma y posición de una cámara de reacción para su aplicación en la obtención de hierro con grafito esferoidal por el método In-Mold. Ingeniería Mecánica No.3 año 2003.
- 5) Beslik.C. Métodos de obtención de hierro nodular en cazuelas de vertido. Gaceta Industrial y económica 21.XI.1988.
- 6) Borona .F Instalaciones para desulfuración fuera del horno. Chermetinformacia.1994 No 8.
- 7) Capodilupo. D., Masucci. P., Brascugli. G. Y Angelis. V. de Operating improvements in electric steel production on the Terni EAF after introduction of slag foaming practice. Proc. 60 Int. Iron and Steel Congress, ISIJ, Nagoya (Japón), 1990 : 98-103.
- 8) Conejo. A.N, Torres. R y Coellar. E. Análisis industrial de la reducción del óxido de hierro mediante la inyección de finos de carbón al horno eléctrico de arco. Cenim, Revista Metalurgia, Vol. 35 (2), 1999-Marzo-Abril, pág. 111-125, España.
- 9) Díaz Martín Ángel y otros. Optimización del ahorro energético en el horno eléctrico de arco. Quinto congreso nacional de tecnología siderúrgica. Bilbao. 2010.
- 10) Fruehan, R.J. Met. Mat. trans. 28B. Oct. 1997; 751.
- 11) Gonzalez. A. Cálculo de la carga para aceros aleados y aleaciones no ferrosas. UCLV. Santa Clara, Cuba, 2011.
- 12) Hughes.S. Foundry Trade Journal. 1989.No.332.334.336.
- 13) Hughes.S. Foundry Trade Journal. 1993.No.487.488.489.

- 14) Kudrin V.A. Metalurgia del acero. Editorial Mir 1984 pág 52.
- 15) Lule.R. Memorias del Encuentro Nacional de Siderúrgicos, San Luis Postosí-SLP. México. 1994.
- 16) Mannion. G. "Experiencias with the production of meehanite Nodular iron casting whith the inmold process. Foundry Trade Journal Vol 137 pág 139-147 Aug. 1994.
- 17) Navas M.E y Batista C.A. Métodos de cálculo en fundición. Universidad de Holguín. 2012. pág 190.
- 18) Navas M.E y Batista C.A. Variante tecnológica para la producción de aceros al carbono. VI Conferencia Científica Internacional de la Universidad de Holguín, "Universidad y Sociedad" Holguín 2013.
- 19) Morrogh.H. Journal of Iron and Steel Jrist. 1990.No.564.
- 20) Morral, F. R. Metalurgia General. Editorial Reverté. Barcelona, España 1985, pág 695.
- 21) Navas M.E y Batista C.A. Fusión del hierro y el acero en hornos eléctricos. Universidad de Holguín. 2013. pág 80.
- 22) Rodríguez P. H., Navas M.E y Batista C.A y otros. Introducción a la ingeniería mecánica IV. Universidad de Holguín. 2012. pág. 245.
- 23) Sanz. Economie de cocke au cubilot par aumentario de la capacite de préchauffage. "Fondeur d^aujourd`hui" No 16, Feb. 1996, pág 45-51.
- 24) Samón G.S. "Cálculo racional de mazarotas en piezas de acero fundido". Santa Clara 2012.
- 25) Stepheni. Karsay. Fundición con Grafito Esferoidal I Producción. Estado actual de su Tecnología. Talleres Gráficos EDELVIVES 1992.
- 26) Tartera J. Tendencias modernas de la fusión en cubilote "Técnica metalúrgica". No 264, pág 19-32. España 1984.
- 27) Oña S. A. Guía para la realización de balances energéticos en hornos eléctricos de arco (HEA) Formas de proceder y presentación de resultados. CADEM, Grupo EVE, Enero 1999, Bilbao, España pág 85.
- 28) Palacios Reparaz J.M, Arana Bilbao J.L y otros. La fabricación del acero. UNESID 1998. Pág 77-88.
- 29) Remondino.M."Experimental studies of metallodynamics during Pouring" 48rd International Foundry Congress. Tech.Rep No 823 . 1990.
- 30) Rusky. G, Raposo. S, Hopperdizel. P (Brasil). Inyección de oxígeno

para una post-combustión efectiva en horno eléctrico de arco. 11no Seminario de acería. IAS. Instituto Argentino de siderurgia, Buenos Aires, Argentina. 1997.

31) Shukobki. J T Basamento físico-químico de los procesos metalúrgicos. Edit. Alta escuela. Año 1984 pág 323.

32) Stepin.P. Condiciones de formación del hierro con grafito Esferoidal. Masgish.1984, pág 233.

33) Titov. N. D. Tecnología del proceso de fundición. Editorial Mir, Moscú. 1994,
a. pág 460.

34) Yugi Ogawa y Naoki Tokumitsu. Observation of slag foaming by x-Ray fluoroscopy, Proc. 6to Int. Iron and Steel congress, ISIJ, Nagoya (Japón), 1990; 47-152.

BIBLIOGRAFÍA

- 1) Alexandor. N.H. Control del estado del metal Líquido para la obtención de HGE. Liteinoe Proistbostba .No3 Año 1998
- 2) Astigarra Urquiza Julio. Hornos de Arco para fusión de acero, Teoría de cálculo aplicación. Serie McGraw - Hill n9 Electrotecnologías. España, 1995, pág.192.
- 3) Batista C. A y Navas M.E. Producción de hierro nodular con nodulización en el molde. Segundo taller internacional CIMEX 2011, Universidad de Holguín. 2011.
- 4) Batista C. A y Navas M. E. Propiedades de Fundición de los metales y aleaciones. Universidad de Holguín, 2002. pág 55.
- 5) Batista C. A. y Ordoñez H. U. Análisis y Procedimientos para la Obtención de Hierro Nodular por el Método In-mold, bajo las Condiciones de la Industria en Cuba. Tesis Doctorado Holguín 2013, pág130.
- 6) Batista C. A y Navas M. E. Variante Tecnológica de desulfuración en Cazuela. III Conferencia Científica Internacional de la Universidad de Holguín, "Universidad y Sociedad", Holguín 2007.
- 7) Batista C. A y Navas M. E. Tecnología de Producción de hierro nodular por el método In-Mold con Cámara redonda arriba. III Conferencia Científica Internacional de la Universidad de Holguín, "Universidad y Sociedad", Holguín 2007.
- 8) Batista C. A. y Ordoñez H. U. Determinación de la granulometría del Nodulante II y el parámetro de la cámara más adecuado para la obtención del hierro con grafito esferoidal por el método In-Mold. Ingeniería Mecánica No.3 año 2003.
- 9) Batista E.C, Pereira C.Fy Porto C.A9 (Brasil). Sistemas de Automatización y control de acerías USIMINAS. Innovaciones tecnológicas en acerías y colada continua. Seminario ILAFA 1998, Santiago de Chile, 1998.
- 10) Bakkerus and Van der Holst. The T-Nock Process for Making Ductil iron. Modern Casting Tech. No 711 July 1995.
- 11) Bigeb A.M. Metalurgia del acero. Editorial metalurgia, 1988, pág 446.

- 12) Bowman.B (E. Unidos). Nuevas tecnologías en hornos eléctricos de arco (UCAR, E. Unidos). 11no Seminario de acería. IAS. Instituto Argentino de Siderurgia, Buenos Aires, Argentina. 2009.
- 13) Bozbrinski, B..M. Aleaciones de fundición y tecnología de su fusión en la construcción de maquinaria. / Editorial Mashinostroenie, 1984, pág. 431.
- 14) Boyle. B T. Termodinámica de los procesos Metalúrgicos. Técnica de la AF. Año 1991 No1.
- 15) Boletín Técnico MG 5R-1 MG 5R-2 Liga Ferrosilicio Magnesio 6% con tierras raras para hierro nodular.Año.2000.
- 16) Boletín Técnico MI SR -1MI SR-2 El Rolls-Royce entre los Inoculantes efectivos para hierro sintético.Año. 2001.
- 17) Technical Data MI 43. This alloy is used mainly in nodular Iron as strong graphitizer.Año.2001
- 18) Boletín Técnico MG 5C-1. Ligas de Ferro Silicio con 6% de Magnesio Medio.Año. 2000.
- 19) Boletín Técnico IM TI . Inoculante para Hierro vermicular. Magnesio Medio .Año. 2000.
- 20) Boletín Técnico MI TI Alto Calcio para fundiciones Esferoidales. Año.2000.
- 21) Boletín Técnico MG 3R Nodulizante de baja actividad para Hierro nodular. Año 2000.
- 22) Boletín Técnico MI 63 Un inoculante potente de calidad Comprobado para hierro sintético y nodular.Año2001.
- 23) Boletín Técnico MI CE Un poderoso inoculante para hierro sintético y una fuente de Cerio para el hierro nodular.Año.2001.
- 24) Boletín Técnico MG 9RMG 9R-2 For Ductile iron Nodulizing.Año.2001.
- 25) Castledine.T.J. Experiences in the Application of the INMOLD Process to the vertically Jointed DISAMATIC Moulding System. DISA Donvention 98.
- 26) Cenkebich.I Optimización de la obtención de piezas de H.N. por el método in-mold.Liteinoe Proistbostba No12 1999.pág 13-14.
- 27) Conejo. A. Y Magaña. F. Estabilidad de escoria espumosa del HEA. XIX Simposio Nacional de Siderurgia, ITM. Morelia, Mich. (México),

2009: 2.1-2.6.

28) Chaikin A.A. Refinado del HGE modificado en el molde por medio De filtros Cerámicos. Liteinoe Proistbosta.No 4 Año 1994.

29) Chatel.S Revue de Metallurgie .1988 No 2

30) Davis K.G. Dissolution of MgFeSi Alloy During Indmold Treatment. British Foundryman. 1990. No. 457.

31) Dijon R H.The disolution factors for the "In- Mold Process. British Foundryman.No 8. 1999.

32) Domas.C.A. Desulphurisation of hot metal with Calciun.The Iron Age.1982.

33) Dunks.C.M. Mold Nodulizing and Continuos Stream Treatment Techniques as Operated in Europe.Foundry Trade Journal. 1976. No 234.

34) Enrique, Fernando "Manual del fundidor". Editorial Científico-Técnica. Ciudad Habana.2012, pág143.

35) Genderevich N. A. Elección del modificador para la obtención de Piezas de hierro de alta resistencia modificado en el molde. Liteinoe Proistbostba. No2 1999 pág16-17.

36) Girchovib.N.G.Método de investigación para determinar la Formación del hierro con grafito esferoidal y su valoración. Edit.Masgish.1976, pág45.

37) Gómez F.E. "Manual del fundidor".Segunda edición Editorial Científico- Técnica. Ciudad. Habana.2013.

38) Gorshkob.A.A. Acerca de la formación del grafito esferoidal en las Burbujas Microscópicas durante la cristalización. Edit. Bishaia Scuola.1978, pág123.

39) Harry E. Journal Iron and Steel Institut 1994 No10 78.p..

40) Hity D. Electr.Furnace Proc. AIME 1998.V.27 pág 52-56.

41) Hornby. S.A, Evenson. E, (Canadá). Análisis continuo de humos para la optimización de hornos y reducir costos energéticos con control de la polución. Innovaciones tecnológicas en acerías y colada continua. Seminario ILAFA 1998, Santiago de Chile. 1998.

42) Hogan. P. Steel Tecnology Int., 1992: 2.

43) Iuffe. A Modificación del H.G.E. en el molde.Liteinoe Proistbostba No 12.Año1994.

- 44) Inside the Mold. A.F.S. Transactions .vol.82, pág 239-252.Año 1994.
- 45) Iron Casting with Spheroidal or Nodular Graphite Specification 3rd reun. [www.clickafoundry.com / specification.1](http://www.clickafoundry.com/specification.1).
- 46) Inoculation and Spheroidizing Treatments Directly in the mould.64rd International Foundry Congress Año.1998.
- 47) Joining and Fabrication of Nodular Iron Casting by welding.www.implog.com/foundry/books.htm
- 48) Katz. Y Landefeld. C. E. Desulfuración "Cupula Hand-book", Quinta edición, American Foundry Men's Society Inc. Desplaines. 1984, pág 351-53.
- 49) Kitaigorobki.A. Estudio de rayos X para cuerpos cristalinos y Amorfos GITTL.1992.
- 50) Kobalevich.E.B. Nueva tecnología de obtención de hierro Nodular Liteinoe Proistbostba. No3 1999 Pág 10.
- 51) La escoria en el cubilote. Fundición práctica. Foseco. No 27.1976. pág 1-7.
- 52) Leyva. A. F. y Morales. R. Desulfuración de acero con escorias sintéticas en ISPAT Mexicana. XIII encuentro nacional de siderúrgicos. Puebla, México, 1996.
- 53) Leyva B. O, Tápanes R. D y Otros. Trabajo de curso. Evolución constructiva en los hornos de arco eléctrico. UDM. Antillana de Acero. La Habana. 2012.
- 54) Linchebki B. Técnicas para experimentos metalúrgicos 2da Edición. Metalurgia.1989.
- 55) Machikin.B.I Aumento de la calidad de las aleaciones ferrosas Edit. Kiev.1981.pág160.
- 56) Malishev A. Influencia del Silicio sobre las propiedades del HGE. Liteinoe Proistbostba No 9 Año 1991.
- 57) Material Didáctico sin valor comercial. FES-CAUTIPLAN. UNIVERSIDAD AUTONOMA DE MEXICO. 1995
- 58) Mayk.C. N .Sistema de Alimentación para modificación en el molde .Liteinoe Proistbostba No 11 Año1998.
- 59) Makay Ch.C Makarcit para el revestimiento de hornos de inducción. Universidad de Holguín, 1993.

- 60) Medana. R. Used of Solid Inserts of Spheroidizing Alloys for Production of "In- Mold" Ductile iron Casting. British Foundryman.1989. No2.
- 61) Morrog.H. British Foundryman.1989. No2.
- 62) Navas M.E y Batista C.A. Producción de hierro en cubilote. Universidad de Holguín. 2014. pág 100.
- 63) Navas M.E y Batista C.A. Guías de prácticas de laboratorio para fundición I. Universidad de Holguín. 2012. pág 56.
- 64) Navas M.E y Batista C.A. Utilización del mineral de manganeso en sustitución FeMn, en la producción de aceros al carbono, III foro internacional de fundición. La Habana, 2014.
- 65) Navas M.E y Batista C.A. Nuevas tecnología de producción de aceros al carbono. Evento Internacional MAQUINAG 2011, Holguín, Cuba, 2011.
- 66) Navas M.E y Batista C.A. Determinación de parámetros y velocidad de reducción del Mn utilizando el mineral de Mn en la producción de Acero. VI Conferencia Científica Internacional de la Universidad de Holguín, "Universidad y Sociedad" Holguín 2013.
- 67) NakanishiK. On the desulphuration Rate of hot metal by Magnesium. Iron and Steel Institut.Jap.1997.
- 68) Nikiforob A Desulfuración fuera del horno.Metalurgia Ferrosa. Información científico Técnica1976 No 1993.
- 69) Norrisr. Waitek y otros. La tecnología del alambre recubierto con magnesio para la internacional de la industria de la fundición. Año XVII. Abril 1995. p 33-38. 1 Veracruz México 1995.
- 70) NC-10-17:81 Acero Mn130 para la fundición de piezas. Especificaciones de los índices de calidad.
- 71) NC-10-18:81 Piezas moldeadas de fundición gris: marcas.
- 72) NC-57-38:84 Arrabio y ferroaleaciones.
- 73) NC-10-16:80 Piezas fundidas de acero de construcción al carbono. Clasificación y características técnicas.
- 74) Oña. S. A y otros. Fabricación de acero en hornos eléctricos de arco (H.E.A). Evaluación del consumo energético. 1992-1996. DYNA, junio 1998 Pág 47.
- 75) Ohira. G. British Foundryman. 1990. No24.
- 76) Ordoñez H.U, Batista C. A y Navas M. E Utilización del Magnesio

- como Desulfurante y su influencia en las propiedades del HGE obtenida por el método "Ind-Mold" Mundo Mecánico. No Año 1999
- 77) Ordoñez H.U, Batista C. A y Navas M. E Influencia del Azufre en el rendimiento de las piezas de hierro nodular obtenida por el método "In-Mold". Mundo Mecánico No 6 Año 2000.
- 78) Ortiz N. O. y otros. Manual de recuperación de piezas. Editorial científico-técnica. Ciudad de La Habana. 1993. pág 403.
- 79) Pak. J. J. Min. D.J. y You. B.D. Slag foaming Phenomena and its Superassion techniques in BOF steelmaking process. Steelmaking conference procceding. EE.UU., 763-769.
- 80) Povolotski.J. Desoxidación y desulfuración de aleaciones Ferrosas. Metalurgia 1982 pág 208.
- 81) Prosid. Información sobre uso de hornos eléctricos. Puebla, México. 1999.
- 82) Plasma. Metalurgia y electricidad. Año XLVLLL No 562 dic. 1984. pág 62. España.
- 83) Preparation of Cast Iron Foundry Alloys at <http://www.metallography.com//technoters/iron/iron..htm>.
- 84) Propuesta A.T.F.A-121 U.N.E. .Fundición de Grafito esferoidal. Tipos y condiciones de suministro y recepción de piezas moldeadas. España 1972.
- 85) Remondino. M."Quallity and economic aspects of inmold Treatment" 54rd International Foundry Congress 1998.
- 86) Podrzucski.G, Kalata.G.Métodos modernos para la fusión del Hierro. Edit Slanska (en idioma polaco).
- 87) Reynolds H.J. Mejoramiento de la calidad del Hierro Fundido con la ayuda de la desulfuración fuera del Horno. La Foundieré No12 Año 1994.
- 88) Suchkov AN. Aleaciones y su tecnología de fusión. Universidad de Holguín. 1990. pág 132.
- 89) Suchkov AN. Producción de hierro en hornos de inducción eléctrica. Moscú 1990. pág 288.
- 90) Scladanovich.B.I Influencia de la desulfuración fuera del horno en la temperatura del hierro fundido. Producción Metalúrgica. No 5 1990.
- 91) Scheil.E. Zeit. Fur Metallkunde.1978.No 5. 256-257.

- 92) Speer M Disolution and Desulfurization Reactions of Magnesium vapor in Liquid Iron Alloys –AFS.cast.Metals Research Journal 1993.
- 93) Stepin.P. Proceso de cristalización del hierro con la introducción de magnesio en un intervalo de temperatura cerca de la eutéctica. Edit Masgish.1992.123.p.
- 94) Smirnov N., Cabezas G. y Fanjul A. Producción de acero. Editorial pueblo y educación, Ciudad de La Habana, Cuba. 1984, pág 304.
- 95) Technical Data. MI 75-B A Potent Inoculant for Grey and Iron as strong graphitizer.Año.2001
- 96) Technical Data. MG 308. For Flow Through Nodulizing Techniques. Año.2001.
- 97) Tecnicl Data MG518 An Improved Alloy for “In-Mold systems” Año. 2001
- 98) Technical Data. MG 9 C3. A revolutionary alloy for Ductile iron Production.Año. 2001.
- 99) “The Pont-a-Mousson process for ductile Iron”. Foundry Management and Technology. Vol.9 pág86-91 Sept. 1994.
- 100) Tujin E J. Modificación del hierro en el molde. Liteinoe Proistbostba No2 1999, pág17-19.
- 101) Tzbriak. A.N. “Procesos físicos químicos en la zona de contacto metal molde” Edit. Inst. De Problemas de Fundición .Academia de Ciencias de Ucrania. Kiev. 1987.
- 102) Vázquez. S. Inyección periódica automatizada de grafito durante la funsión y afino en la fabricación de acero en HEA. Memorias del XIV Encuentro Nacional de Siderúrgicos, Ixtapa, Gro (México), 2-3 oct 1997.



Publicaciones Científicas



ISBN: 978-9978-301-60-9

