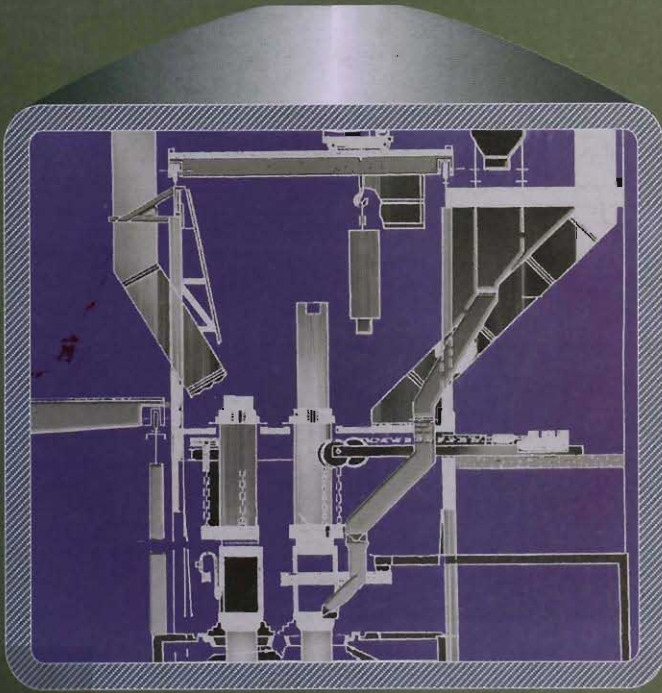


ACERACIÓN

Enrique Rocha Rangel Elodino Meléndez Valencia



ACERACIÓN

#217996
C.B.2393856

ACERACIÓN

Enrique Rocha Rangel
Elodino Meléndez Valencia



División de Ciencias Básicas e Ingeniería
Departamento de Materiales
Área Ciencias de los Materiales

2893856

Universidad Autónoma Metropolitana Unidad Azcapotzalco

Dr. Adrián de Garay Sánchez

RECTOR

Dra. Sylvic Turpin Marion

SECRETARIA

Dra. Norma Rondero López

COORDINADORA GENERAL DE DESARROLLO ACADÉMICO

D.I. Jorge Armando Morales Aceves

COORDINADOR DE EXTENSIÓN UNIVERSITARIA

Lic. Francisco Javier Ramírez Treviño

JEFES DE LA SECCIÓN DE PRODUCCIÓN Y DISTRIBUCIÓN EDITORIALES

UAM
TALAIA
R6.35

D.R.© 2009 Universidad Autónoma Metropolitana Unidad Azcapotzalco

Av. San Pablo 180, Col. Reynosa Tamaulipas

C. P. 02200, México, D. F.

Sección de Producción y Distribución Editoriales

e.mail: sec-editorial@correo.azc.uam.mx

Tel. 5318-9223 Tel./Fax 5318-9222

CORRECCIÓN: Rosendo García Leyva

ILUSTRACIÓN DE PORTADA: Consuelo Quiroz Reyes

DISEÑO DE PORTADA: Modesto Serrano Ramírez

Reclaboración de dibujos: Sergio Guerra Aguayo

ISBN 13: 978-970-31-0534-3

ISBN 10: 970-31-0534-3

Aceración

Enrique Rocha Rangel

Elodino Meléndez Valencia

2a. edición, 2006

1a. reimpresión (de la 2a. edición), 2009

Impreso en México/Printed in Mexico

CONTENIDO

| | |
|---|----|
| 1. Introducción | 1 |
| 2. Clasificación del Acero | 3 |
| 3. El Proceso Siderúrgico | 7 |
| 4. Procesos Neumáticos de Aceración | 36 |
| 5. Proceso Siemens-Martin | 42 |
| 6. Proceso de Aceración en Convertidores al Oxígeno | 45 |
| 7. Proceso de Aceración en Hornos Eléctricos | 59 |
| 8. Vaciado del Acero | 72 |
| 9. Metalúrgia del Vacío | 81 |
| 10. Ferroaleaciones | 91 |

INTRODUCCION

Testimonios que datan, por lo menos, de hace 5,000 años muestran que las aleaciones de hierro eran ya conocidas y empleadas en aquel entonces. Incluso es posible que el hierro hubiera sido empleado con anterioridad, pero a causa de su tendencia a oxidarse y descomponerse se ha perdido todo indicio. No obstante, en circunstancias y condiciones especiales, relativamente escasas, ciertas piezas escaparon a la oxidación y hoy son objeto de estudio.

Todas las pruebas de que se disponen permiten suponer que los antiguos aceros nunca fueron licuados en su proceso de obtención. Es decir, el acero se obtenía en el estado plástico valiéndose de forjas, en las cuales el combustible era carbón de leña. La escoria, que contenía muchos óxidos de hierro, se separaba del metal con martillo.

A medida que se iba desarrollando la obtención del hierro a partir de la mena, se iban perfeccionando los dispositivos que se usaban para insuflar el aire y quemar el combustible, así se elevaba poco a poco la intensidad de fusión y, por lo tanto, la temperatura del proceso.

Es así como en 1740 se comenzó a producir acero por fusión completa. Esta innovación fue obra de Hunstman, en Inglaterra, quien fundió materiales para producir acero en un crisol refractario, calentado con coque en un horno mantenido a gran temperatura gracias a un fuerte tiro. Dicho crisol producía tres coladas diarias de aproximadamente 26 Kgs. cada una, y tras ese servicio era preciso reemplazarlo.

Los modernos procedimientos para la obtención del acero bruto en estado líquido se inventaron hace ciento veinte y cinco años, como es el caso del procedimiento Siemens-Martin, en el cual se obtiene acero líquido sin gastar calor adicional, utilizando solo el calor desprendido de la oxidación de las impurezas contenidas en el arrabio. Posteriormente vino el desarrollo de nuevos procesos como: el Bessemer, el Thomas, los Convertidores al Oxígeno y, más recientemente, el denominado Horno de Arco Eléctrico.

La metalurgia del acero no es hoy en día una ciencia puramente aplicada (una colección de recetas) como fue hace algunos decenios. En la actualidad es muy difícil no solo desarrollar y perfeccionar los procesos de fusión de acero, sino también obtener un acero de alta calidad, sin servirse de los datos de la ciencia moderna y, ante todo, de la fisicoquímica y de la cinética.

De esta manera, el desarrollo de la metalurgia está encaminada al perfeccionamiento ulterior de fusión y colada del metal, la mecanización y automatización de la producción, la aplicación de una metodología de trabajo que permita mejorar los índices técnico-económicos de fusión y la calidad de los productos acabados.

Es así como la metalurgia del acero ha alcanzado actualmente un altísimo nivel técnico. Los procedimientos aplicados son el resultado de un trabajo infatigable de muchas generaciones de metalúrgicos y su perfeccionamiento se ha manifestado en el desarrollo de nuevos y mejores procesos destinados a la producción del acero mas barato y con la más alta calidad.

CLASIFICACION DEL ACERO

El acero puede ser clasificado de muchas y muy variadas formas, a continuación se dan algunas de ellas:

2.1. **Clasificación por el proceso de fabricación.-** Esta clasificación se da según el proceso por medio del cual el acero fue fabricado; así se tiene que hay:

Acero Siemens-Martin,
Acero Bessemer,
Acero de Convertidor al Oxígeno,
Acero de Horno de Arco Eléctrico, etc.

2.2. **Clasificación por su destino.-** Esta clasificación se da según el destino para el cual el acero será empleado, de esta manera se tiene:

Acero para Construcción,
Acero Herramienta,
Acero para Forja,
Acero para Chapa, etc.

2.3. **Clasificación en cuanto a su caracter de solidificación en las lingoteras.-** Esta clasificación está en función del grado de oxidación que tenga el acero, así se puede decir que un acero efervescente es el resultado de un desprendimiento abundante de gases. Por lo que se tiene:

Acero Calmado,
Acero Semicalmado,
Acero Efervescente.

2.4. **Clasificación en cuanto a su composición química.-** El AISI (American Iron and Steel Institute) y la SAE (Society of Automotive Engineers) han hecho una designación general para la clasificación de los aceros, que es la más utilizada en México.

El sistema de clasificación AISI es numérico y describe parcialmente su composición química. El primer número indica el tipo al cual pertenece el acero; así, el "1" indica acero al carbono, el "2" significa acero al níquel, el "3" indica acero níquel cromo. En caso de aleación simple, el segundo número indica el porcentaje del elemento predominante de la aleación. Normalmente los dos o tres últimos números indican el porcentaje de carbono en puntos porcentuales.

Por ejemplo, un acero "2340" indica un acero al níquel con aproximadamente 3% de níquel (3.25-3.75%) y 0.40% de carbono (0.35-0.45%).

Las series básicas para varios tipos de aceros según la clasificación AISI, incluyendo aceros al carbono simples), son:

| | |
|------|---|
| 10XX | GRADOS AL CARBONO |
| 11XX | GRADOS AL CARBONO RESULFURADOS |
| 12XX | GRADOS AL CARBONO REFORZADOS |
| 13XX | CON 1.75% DE MANGANESO |
| 23XX | CON 3.50% DE NIQUEL |
| 25XX | CON 5.00% DE NIQUEL |
| 31XX | CON 1.25% DE NIQUEL Y 0.65-0.80% DE CROMO |
| 33XX | CON 3.50% DE NIQUEL Y 1.55% DE CROMO |
| 40XX | CON 0.25% DE MOLIBDENO |
| 41XX | CON 0.50-0.95% DE CROMO Y 0.12% DE MOLIBDENO |
| 43XX | CON 1.80% DE NIQUEL, 0.50-0.80% DE CROMO Y 0.25% DE MOLIBDENO |
| 46XX | CON 1.55-1.80% DE NIQUEL Y 0.20-0.25% DE MOLIBDENO |
| 47XX | CON 1.05% DE NIQUEL, 0.45% DE CROMO Y 0.20% DE MOLIBDENO |
| 48XX | CON 3.50% DE NIQUEL Y 0.25% DE MOLIBDENO |
| 50XX | CON 0.28-0.49% DE CROMO |
| 51XX | CON 0.80-1.05% DE CROMO |
| 55XX | CON 1.00% DE CARBONO Y 0.50-1.45% DE CROMO |
| 61XX | CON 0.80-0.95% DE CROMO Y 0.10-0.15% DE VANADIO |

| | |
|------|--|
| 86XX | CON 0.55% DE NIQUEL, 0.55-0.65% DE CROMO Y 0.20 DE MOLIBDENO |
| 87XX | CON 0.55% DE NIQUEL, 0.50% DE CROMO Y 0.20% DE MOLIBDENO |
| 92XX | CON 0.85% DE MANGANESO Y 2.00% DE SILICIO |
| 93XX | CON 3.25% DE NIQUEL, 1.20% DE CROMO Y 0.12% DE MOLIBDENO |
| 98XX | CON 1.00% DE NIQUEL, 0.80% DE CROMO Y 0.25% DE MOLIBDENO |
| TS | SIGNIFICA ACEROS CON NORMA TENTATIVA |
| B | SIGNIFICA ACEROS AL BORO, p.e. 46B12 |
| BV | SIGNIFICA ACEROS AL BORO-VANADIO, p.e. TS43BV12 |

Esta lista representa una estandarización y simplificación de miles de diferentes composiciones químicas de aceros, siendo muy útil para denominar o seleccionar aceros con aleación para diferentes usos. En esta clasificación no se han incluido una serie de aceros para usos especiales como son:

Para Herramientas
 Alto Silicio para uso en equipo eléctrico
 Inoxidables
 Para Servicio en Altas Temperaturas.

Además, se utilizan las siguientes clasificaciones de acero según el AISI:

- a) Alta Velocidad.- Incluye los aceros de la serie M y T
- b) Inoxidable.- Incluye las series siguientes.

| GRUPOS | No de SERIE |
|--------------|-------------|
| AUSTENITICO | 2XX |
| AUSTENITICO | 3XX |
| MARTENSITICO | 4XX |
| FERRITICO | 4XX |
| MARTENSITICO | 5XX |

c) Grado Herramienta. - Incluye los aceros de las series siguientes:

SERIE W

SERIE S

SERIE O

SERIE A

SERIE D

SERIE H

SERIE L

SERIE F

SERIE P

EL PROCESO SIDERURGICO

3.1. FISICOQUIMICA DE LOS PROCESOS SIDERURGICOS.

Durante los procesos de fusión de acero se desprende o absorbe calor, se alcanza o se altera el equilibrio de las reacciones en desarrollo, la energía radiante de la flama o del arco eléctrico se transforma en energía calorífica y transcurren otros procesos energéticos.

En general, un horno destinado para fundir acero es un sistema muy complejo. Para caracterizar el estado del sistema se utilizan las magnitudes llamadas parámetros del estado. Como la presión, volumen, concentración, temperatura. Las magnitudes que caracterizan el proceso, o sea, la variación del sistema originada por la variación de los parámetros del estado, se denominan parámetros del proceso. Entre ellos se tiene: variación de energía libre ΔG , variaciones de entropía ΔS , variación de entalpía, etc. En la práctica de fusión de acero normalmente los procesos se desarrollan a presión constante (presión atmosférica). Por lo que si la presión es constante, el efecto térmico de una reacción es numéricamente igual a la variación de entalpía:

$$G_p = -\Delta H \qquad 3.1.1$$

Esto quiere decir que una vez desprendida cierta cantidad de calor, la entalpía del sistema disminuye en esta misma magnitud. De características de la posibilidad de desarrollo espontáneo de un proceso (reacción química) se emplea la variación de energía libre del sistema, en donde:

$$\Delta G = \Delta H - T\Delta S \qquad 3.1.2$$

Ahora bien, si:

$\Delta G < 0$ Indica que en la reacción dada hubo desprendimiento de energía (el sistema pierde la energía).

$\Delta G = 0$ Significa que la reacción alcanzó el equilibrio.

$\Delta G > 0$ Indica que la reacción (proceso) no puede desarrollarse espontáneamente. La reacción transcurre en la dirección inversa.

Así se tiene que la reacción (proceso) transcurre espontáneamente sólo en el caso de que la energía del sistema disminuya. La magnitud ΔG de una reacción se utiliza para determinar el grado de afinidad química de las sustancias, es decir, la capacidad que tienen éstas de entrar en reacción. El valor de la constante de equilibrio K_p sirve para caracterizar en qué medida la reacción transcurre en una u otra dirección. Las magnitudes ΔG y K_p están relacionadas por:

$$\Delta G = RT \ln K_p \quad 3.1.3$$

si:

$$\Delta G = \Delta H - T\Delta S$$

entonces:

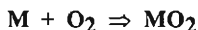
$$-RT \ln K_p = \Delta H - T\Delta S \quad 3.1.4$$

en donde:

$$RT \ln K_p = \Delta S - \Delta H/T \quad 3.1.5$$

De aquí que entre más grande sea ΔS y más pequeña sea ΔH , la reacción se llevará a cabo más completamente. De las ecuaciones se deduce también que entre más alta sea la temperatura, mayor será ΔS y menor será ΔH . En los casos en que durante la reacción se forma (o toma parte) la fase gaseosa (p.e. oxidación), en calidad de medida de la afinidad química se puede utilizar la presión de disociación del óxido P_{O_2} es decir, la presión parcial del oxígeno en equilibrio.

Para la reacción de oxidación del metal:



se tiene:

$$P_{O_2} = 1/K_p \quad 3.1.6$$

De aquí que entre más pequeño sea el valor de P_{O_2} , más estable será el óxido.

Al calcular las constantes de equilibrio de las reacciones que transcurren en los hornos de fusión de acero, se debe considerar que casi siempre las reacciones ocurren en las soluciones o con la formación de éstas. El metal y la escoria son las soluciones; pero las propiedades de las sustancias que forman parte de las soluciones se diferencian de sus

propiedades en la forma pura. Es importante considerar que estas diferencias tienen lugar como resultado de la interacción de las partículas de solvente con las partículas de la sustancia disuelta. En general, para las reacciones que transcurren en las soluciones los valores de concentración de los componentes se sustituyen por los valores de actividad del componente x (a_x) esta relacionada con la concentración del componente x por la relación:

$$a_x = \gamma_x [x] \quad 3.1.7$$

donde:

[x] Es la concentración molar del componente x
 γ_x Es el coeficiente de actividad

o bien:

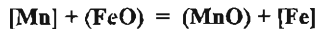
$$a_x = F_x [x] \quad 3.1.8$$

donde:

[x] Es la concentración en masa (%) del componente x
 F_x Es el coeficiente de actividad

El valor de γ_x o F_x depende de la naturaleza de la sustancia disuelta, la naturaleza del solvente, su composición, la temperatura y de varios factores más. En los casos en que el componente está disuelto en el metal se emplean los corchetes, por ejemplo: [C], [S], [Mn], etc., y cuando se trata del componente disuelto en la escoria se utilizan los paréntesis, por ejemplo: (MnO), (CaS), (FeO), etc..

Ahora bien, si se tiene la siguiente reacción:



Esto significa que la reacción ocurre entre el manganeso disuelto en el metal con el óxido de hierro disuelto en la escoria. La constante de equilibrio será:

$$K_{Mn} = \frac{a_{(MnO)}}{a_{(Mn)}a_{(FeO)}} = \frac{\gamma_{MnO}(\% MnO)}{\gamma_{(Mn)}[\% Mn]\gamma_{(FeO)}(\% FeO)} \quad 3.1.9$$

3.2. CINETICA DE LOS PROCESOS SIDERURGICOS.

Una reacción metalúrgica es termodinámicamente posible solo cuando hay disminución de energía libre. Ahora bien el tratamiento termodinámico solo ofrece información para establecer si la reacción es posible de desarrollarse o no, y no proporciona información acerca de la rapidez con la cual la reacción ocurrirá. Precisamente la cinética sirve para indicar con que rapidez ocurrirá una reacción. La velocidad o rapidez de una reacción química puede definirse como la velocidad con que disminuye la concentración de un reactante o la velocidad con que aumenta la concentración del producto de una reacción.

Si un reactante de concentración inicial C_0 tiene una concentración C al tiempo t , la velocidad se expresa como:

$$-\frac{dc}{dt} \quad 3.2.1$$

Si la concentración del producto es x al tiempo t , la velocidad se puede expresar como:

$$\frac{dx}{dt} \quad 3.2.2$$

3.2.1. Efecto de la concentración sobre la velocidad de reacción.

La velocidad de reacción química es proporcional a la concentración de las sustancias reaccionantes. La suma de las potencias (exponentes) a las cuales las concentraciones de los átomos o moléculas reaccionan sirven para determinar el orden cinético de reacción.

3.2.2. Reacción de Primer Orden

En una reacción de primer orden, por ejemplo:

$$A = x + y \quad 3.2.3$$

la velocidad de reacción está dada por:

$$-\frac{dc}{dt} = KC \quad 3.2.4$$

donde C es la concentración de A en cualquier tiempo t y K es la constante de velocidad. De la integración de la ecuación 3.2.4 dentro de los límites C=C₀ a t=0 y C=C para t=t se tiene:

$$K = \frac{2.303}{t} \log \frac{C_0}{C_0 - x} \quad 3.2.5$$

donde x es la cantidad de A que reaccionó al tiempo t.

Si se grafica log C₀/C₀-x sobre el eje y y t sobre el eje x resultará una línea recta. Donde la pendiente de la misma será igual a K/2.303

Así el periodo de vida medio para una reacción de primer orden (30% reacción) será:

$$t_{0.5} = \frac{2.303 \log^2}{K} \quad 3.2.6$$

3.2.3 Reacción de Segundo Orden

Si la velocidad de reacción es:

$$A + B = x + y \quad 3.2.7$$

depende de la concentración de A y B la reacción es de segundo orden si C_a y C_b son las concentraciones de A y B al tiempo t, la reacción puede expresarse como:

$$-\frac{dC_a}{dt} = -\frac{dC_b}{dt} = KC_a C_b \quad 3.2.8$$

Similarmente, si la cantidad de cada uno, A y B, después del tiempo t es x, la ecuación 3.2.8 puede escribirse:

$$-\frac{d(C_A - x)}{dt} = -\frac{d(C_B - x)}{dt} = K(C_A - x)(C_B - x) \quad 3.2.9$$

o

$$\frac{dx}{dt} = K(C_A - x)(C_B - x) \quad 3.2.10$$

donde C_a y C_b son las concentraciones iniciales de A y B respectivamente, integrando la ecuación 3.2.10 dentro de los límites $x=0$ para $t=0$ y $x=x$ para $t=t$, se tiene:

$$K = \frac{2.303}{t(C_A - C_B)} \log \frac{C_B(C_A - x)}{C_A(C_B - x)} \quad 3.2.11$$

Si $C_a=C_b=C$, de la integración de la ecuación 3.2.10, se obtiene:

$$K = \frac{1}{t} \left(\frac{x}{C(C-x)} \right) \quad 3.2.12$$

El periodo de vida media para una reacción de segundo orden, se puede deducir de la ecuación 3.2.12:

$$t_{0.5} = \frac{1}{Kc} \quad 3.2.13$$

Las constantes de velocidad de reacciones de orden elevado se pueden calcular de manera similar.

3.2.4. Efecto de la Temperatura sobre la Velocidad de Reacción.

La dependencia de la constante de velocidad, K , con respecto a la temperatura, T , está regulado por la siguiente expresión, que es comúnmente llamada ecuación de Arrhenius:

$$K = A e^{-\frac{E}{RT}} \quad 3.2.14$$

donde:

A = Constante conocida como factor de frecuencia

E = Energía de activación de la reacción

R = Constante universal de los gases

T = Temperatura absoluta.

Aplicando logaritmos a ambos lados de la ecuación, se tiene:

$$\log K = \log A - \frac{0.4342E}{R} \left(\frac{1}{T} \right) \quad 3.2.15$$

La ley de Arrhenius puede probarse representando gráficamente el $\log K$ y la recíproca de la temperatura absoluta. De acuerdo con la ecuación 3.2.15 resultará una línea recta cuya pendiente es igual a:

$$-\frac{0.4342E}{R} \qquad 3.2.16$$

Expresión a partir de la cual se puede calcular la energía de activación.

3.3 ESCORIAS DE LOS PROCESOS SIDERURGICOS.

La escoria tiene gran influencia sobre el transcurso del proceso de aceración y sobre la calidad del acero producido. Por estas razones debe reunir ciertas condiciones físicas y químicas, que se deben controlar durante todo el proceso.

3.3.1. Formación de la Escoria.

La escoria se forma por la oxidación de las impurezas y materiales de carga, por la acción de los fundentes y por el desgaste del revestimiento del horno. Debido a su menor peso específico que el metal, tiende a flotar y permanecer en la superficie del baño metálico. La escoria se compone de diversas sustancias, las que forman entre sí soluciones, estas sustancias pueden ser:

OXIDOS
SULFUROS
SILICATOS
FOSFATOS
ALUMINATOS
GASES
OTROS.

3.3.2. Función de la Escoria.

Dentro de las principales funciones de la escoria e tienen las siguientes:

- a).- Atrapa los óxidos, resultado de la oxidación de las impurezas que salen del baño, asimismo permite dar las condiciones más favorables para la eliminación del fósforo y azufre del acero.

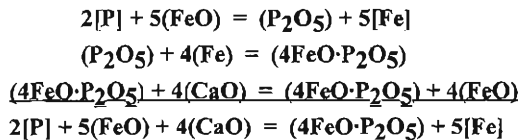
- b) Impide el paso de sustancias tóxicas al baño.
- c) Protege del efecto nocivo de la atmósfera del horno.
- d) Disminuye las pérdidas de metal por salpicaduras.

Las reacciones químicas que ocurren entre el metal y la escoria, ambos en fase líquida, se pueden explicar por medio de dos teorías diferentes.

3.3.2.1. *Teoría Molecular.*- Esta teoría parte de la idea de que la escoria fundida se compone de diversas moléculas de óxidos y sus compuestos químicos, cuyo número aumenta con la cantidad de elementos en la escoria.

Según esta teoría, durante las reacciones entre el metal y la escoria, únicamente participan moléculas simples. Investigaciones recientes han demostrado que esta teoría tiene algunas fallas, y no puede explicar satisfactoriamente muchas reacciones metalúrgicas.

La eliminación del fósforo según esta teoría sería:

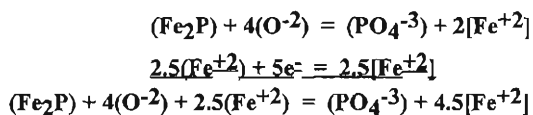


3.3.2.2. *Teoría Iónica.*- Esta teoría dice que las escorias presentan un carácter iónico y que están compuestas por aniones, tales como: O^{2-} , S^{2-} , SiO_4^{4-} , PO_4^{3-} , etc., y por cationes, tales como: Fe^{+2} , Mn^{+2} , Ca^{+2} , Mg^{+2} , etc. Esto se puede comprobar ya que:

- a) Existe un comportamiento electrolítico de las escorias fundidas.
- b) Las escorias presentan una presentable conductividad electro-iónica.
- c) Debido al aumento de la conductividad eléctrica de las escorias al aumentar la temperatura.

Según la teoría iónica, en la interfase escoria-metal (zona de reacción), surge una diferencia de potencial con lo que, las partículas cargadas se trasladan, lo que impide que se acumulen cargas y por consiguiente haya un aumento en la diferencia de potencial. De acuerdo a esta teoría, la acción recíproca entre el metal y la escoria se explica por el paso de cationes y aniones, simultáneamente en ambas direcciones.

La eliminación del fósforo según esta teoría sería:



3.3.3. Propiedades de las Escorias.

3.3.3.1. *Propiedades Químicas*.- La parte esencial de una escoria de aceración, la constituyen los óxidos, los que se pueden clasificar de acuerdo a su comportamiento químico en:

Básicos, tales como: CaO, MgO, MnO, FeO, CrO, Na₂O, K₂O.

Ácidos, tales como: SiO₂, TiO₂, P₂O₅, V₂O₅.

Anfóteros, tales como: Al₂O₃, Fe₂O₃, Cr₂O₃.

De aquí que según los óxidos que predominan en las escorias, éstas pueden ser ácidas o básicas.

Por lo que se tiene que la basicidad de una escoria es la relación existente entre los contenidos de óxidos básicos y óxidos ácidos en la misma, esto es:

$$B = \frac{(\% \text{CaO}) + (\% \text{MgO})}{(\% \text{SiO}_2) + (\% \text{P}_2\text{O}_5)}$$

Aquí para definir la basicidad solo se ocupan algunos óxidos, porque de todos los compuestos citados son los que se encuentran en mayor proporción.

La basicidad de una escoria puede ser estimada por medio de:

ANÁLISIS QUÍMICO

EXAMEN VISUAL DE MUESTRAS DE ESCORIA

DIFRACCIÓN DE RAYOS X

EXAMEN DEL COLOR DE LA ESCORIA

EXAMEN PETROGRÁFICO

MEDICIÓN DEL Ph

Otra característica importante de las escorias es su Poder Oxidante. Esta magnitud caracteriza la capacidad que tiene la escoria de oxidar el metal y sus impurezas.

El grado de oxidación de una escoria se toma por la cantidad de FeO presente en ella.

Para disminuir el poder oxidante de las escorias se agregan sustancias reductoras como CaC_2 y MgC_2 con lo que el contenido de FeO presente en la escoria disminuye y se dice entonces que se tiene una escoria con condiciones reductoras.

3.3.3.2. *Propiedades Físicas.* - Quizas la más importante de las propiedades físicas de una escoria, es la fluidez; una escoria densa con baja fluidez dificulta los procesos de difusión. La fluidez de una escoria se mide a través de la viscosidad de la misma. Cuando la viscosidad de una mezcla no está disponible, se puede calcular por medio de la siguiente expresión:

$$\mu = N_a\mu_a + N_b\mu_b + N_c\mu_c + \dots \quad \text{3.3.3.1}$$

donde:

μ_a, μ_b, μ_c .- Son las viscosidades de los componentes de la mezcla a la temperatura de interés.

N_a, N_b, N_c .- Son las fracciones mol de éstos componentes.

El efecto de la temperatura sobre la viscosidad de un líquido está dado por la relación:

$$\mu = Ae^{\frac{\Delta E}{RT}} \quad \text{3.3.3.2}$$

donde:

μ = Viscosidad del fluido a cualquier temperatura

A = Constante

ΔE = Energía de Activación

R = Constante universal de los gases

T = Temperatura absoluta.

La relación entre viscosidad y temperatura en una escoria básica se muestra en la figura 3.1.

El efecto de las adiciones de los fundentes a base de fluoruro sobre la viscosidad de la escoria se muestra en la figura 3.2, un efecto menos pronunciado se encuentran si se usan escorias más ácidas.

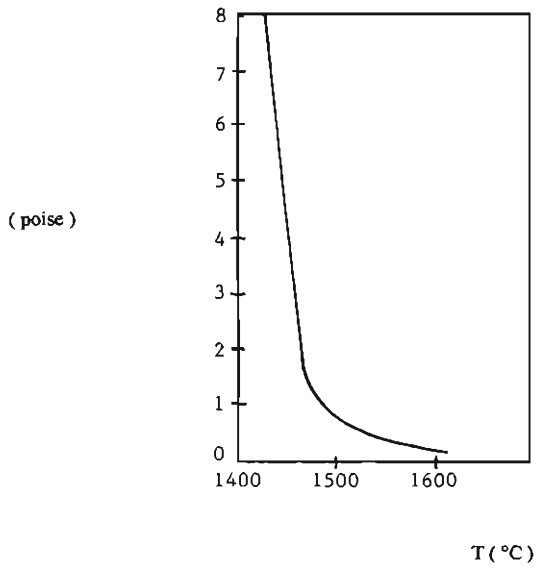


Fig. 3.1 Relación entre viscosidad y temperatura en escoria básica

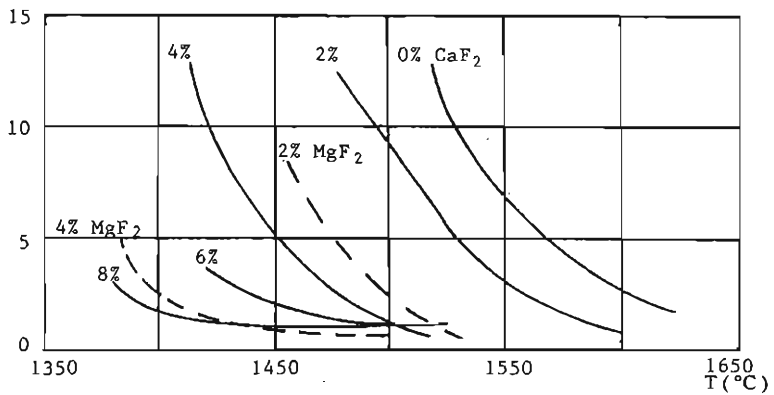


Fig. 3.2. Influencia del contenido de fluorita sobre la viscosidad de una escoria

Es muy importante enfatizar el hecho de que los fenómenos de transporte de masa dependen de la viscosidad de la escoria. Por lo que la razón de la reacción que involucra la difusión de un elemento a través de la escoria será favorecida por una baja viscosidad de la escoria (alta fluidez). De manera similar, la transferencia de calor a través de la escoria será dependiente de la viscosidad de la misma.

Las escorias pueden ser de dos tipos: naturales y sintéticas.

Las naturales son el resultado de la oxidación de las impurezas del metal, la acción de los fundentes que se cargan y por la erosión del material refractario.

Las escorias sintéticas son las que se obtienen a partir de la fusión y mezcla de diferentes compuestos químicos. Y son expresamente preparados para llevar a cabo la refinación de los aceros.

Finalmente, debido a que la calidad de la escoria tiene una influencia decisiva sobre la marcha del proceso y sobre la calidad del acero, es necesario que se controle varias veces, durante el proceso de aceración, tanto su composición química como su viscosidad.

3.4. REACCIONES PRINCIPALES DEL PROCESO SIDERURGICO.

La aceración es un proceso de refinación de arrabio, hierro esponja y chatarras a partir de la oxidación de las impurezas que estos materiales contienen, tales como: C, Si, Mn, P, y otros elementos. Los materiales que se ocupan para llevar a cabo la etapa desoxidante son:

AIRE

MINERAL DE HIERRO OXIDADO

CASCARILLA DE LAMINACION

OXIGENO GASEOSO (más ampliamente utilizado)

Las principales reacciones químicas que se presentan en un proceso siderúrgico según el orden en que éstas ocurren son las siguientes:

3.4.1. Eliminación del Silicio.

Debido a su fuerte afinidad por el oxígeno, el silicio se oxida rápidamente y en una etapa temprana del proceso, así el silicio se oxida con el oxígeno:

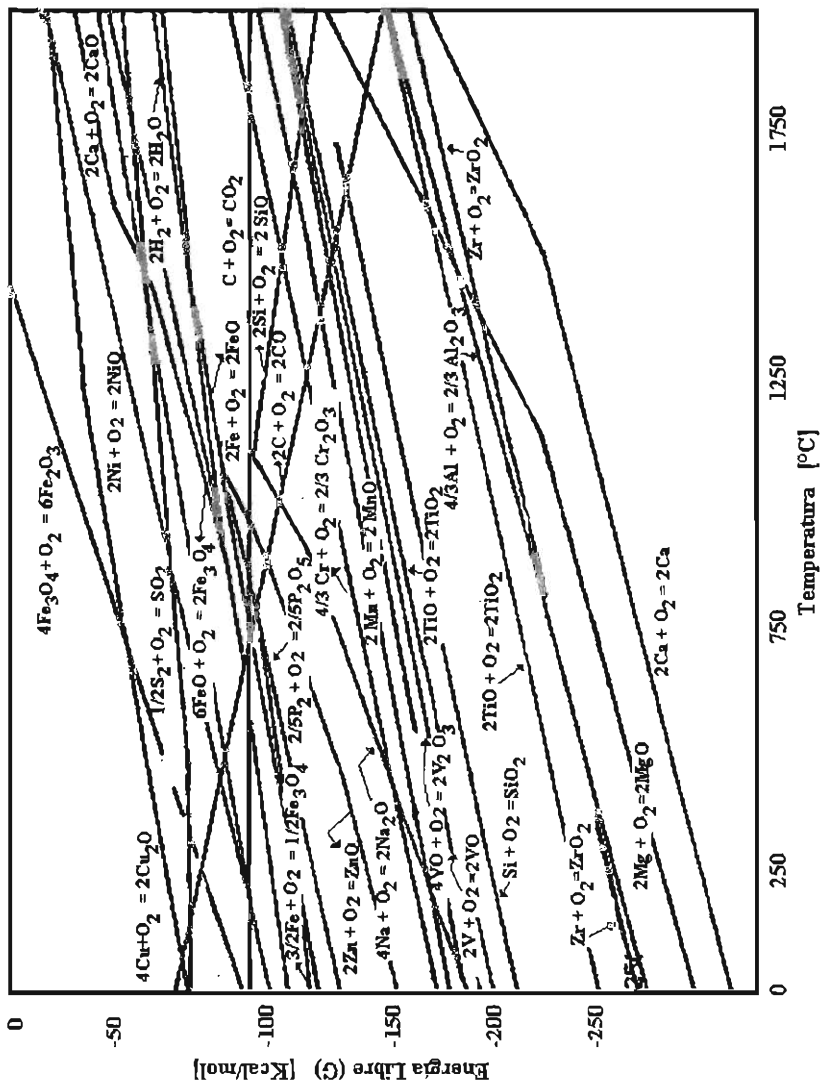


Fig. 3.3 Diagrama de Ellingham que muestra las energías libres de formación de diferentes óxidos en estado estándar a 1 atm. de presión

a) Presente en la fase gaseosa:



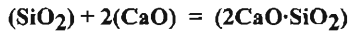
b) Contenido en los óxidos de hierro de la escoria:



c) Disuelto en el metal:



Estas reacciones presentan un fuerte desprendimiento de calor. La sílice resultante se comporta como un óxido ácido y se neutraliza con óxido de calcio para evitar daño al revestimiento del horno y para que no resulte nociva durante la eliminación de azufre.



Esta molécula que se forma no se disocia en el baño por lo que permanece inerte en la escoria.

3.4.2. Eliminación del Manganeseo.

El manganeseo disuelto en el metal se oxida por el oxígeno:

a) Presente en la fase gaseosa:



b) Contenido en los óxidos de hierro de la escoria:

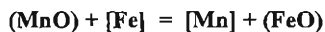


c) Disuelto en el metal:



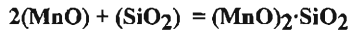
Todas estas reacciones son fuertemente exotérmicas.

El crecimiento del valor de ΔG° en la medida que la temperatura aumenta indica la posibilidad de que a elevadas temperaturas las reacciones sean inversas, es decir, la reducción del manganeseo por el hierro.



El manganeso se puede reducir también con el carbono y el silicio contenido en el acero.

La temperatura a la cual cesa la oxidación del manganeso y comienza su reducción depende de la composición del metal y la escoria. Para las condiciones de procesos ácidos se debe considerar que el MnO es un óxido básico, por lo cual entrará en intracción con los óxidos ácidos de la escoria, por ejemplo:



En los procesos de oxidación y reducción del manganeso influye mucho el grado de oxidación de la escoria. De esta manera, entre mayor sea el grado de oxidación de la escoria más completamente se oxida el manganeso y mayor será la temperatura que se requiere para su reducción

3.4.3. Eliminación del Carbono.

El carbono disuelto en el metal puede oxidarse por el oxígeno.:

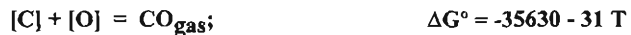
a) Presente en la fase gaseosa:



b) Contenido en los óxidos de hierro de la escoria:



c) Disuelto en el metal:



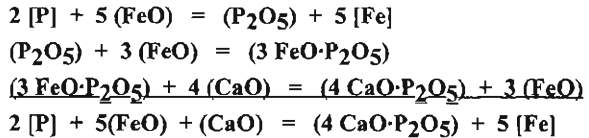
Si se analiza la variación de ΔG° con la temperatura, se encuentra que en todos los casos disminuye el valor de ΔG° con el aumento de temperatura, esto significa que el aumento de temperatura favorece el desarrollo de la reacción de oxidación del carbono.

La reacción de oxidación del carbono ocupa un lugar especial entre las reacciones de fusión de acero. Y el problema no consiste sólo en que casi todo proceso de fusión de acero está vinculado con la transformación de arrabio en acero y respectivamente con el proceso de oxidación del carbono contenido en el arrabio. Lo esencial es que la fase gaseosa, que se forma al oxidarse el carbono, agita el baño, homogeneizando su composición química y su temperatura, ejerce gran influencia en los procesos de eliminación de gases e inclusiones no

metálicas. A esta formación de gas y a su posterior salida del baño metálico se le llama ebullición del baño.

3.4.4. Eliminación del Fósforo.

En las hornos de aceración, la eliminación del fósforo a partir del metal se puede representar de la manera siguiente:



La constante de equilibrio de esta reacción es:

$$K = \frac{(\%4CaO \cdot P_2O_5)[\%FeO]^5}{(\%FeO)^3 [\%P]^2 (\%CaO)^4} \quad 3.4.4.1$$

despejando [%P] de la ecuación 3.4.4.1, se tiene:

$$[\%P] = \sqrt{\frac{(\%4CaO \cdot P_2O_5)}{K(\%FeO)^3 (\%CaO)^4}} \quad 3.4.4.2$$

El principio de Nernst da la proporción del contenido de fósforo que se tiene en la escoria y el contenido de fósforo que se tiene en el metal.

$$L_P = \frac{(\%P_2O_5)}{[\%P]} \quad 3.4.4.3$$

Por lo tanto, para tener una buena desulfuración se provoca un desequilibrio químico constante entre el metal y la escoria, que permite el paso del fósforo de uno a otra.

Si se iguala L_P y K , se obtienen las condiciones que debe reunir el proceso para una buena desfosforación

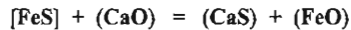
$$K_P^{1/2} \cdot (\%FeO)^{3/2} \cdot (\%CaO)^2 = \frac{(\%P_2O_5)}{[\%P]} \quad 3.4.4.4$$

Así se construye la siguiente tabla:

| CONDICION | SEGUIMIENTO PRACTICO | SEGUIMIENTO TEORICO |
|-------------------------------------|--|----------------------|
| Alta Basicidad en la Escoria | Adición de Cal | Aumentar $(\%CaO)^2$ |
| Alto Contenido de FeO en la Escoria | Adición O ₂ , cascarilla de laminación o mineral de Fe. | Aumentar $(\%FeO)$ |
| Baja Temperatura del Baño | Fin del Periodo de Fusión | Aumentar $K_p^{1/2}$ |
| Escoria Fluída y Activa | Agregar CaF ₂ | Figuras 1 y 2 |

3.4.5 Eliminación del Azufre.

La eliminación del azufre disuelto en el metal se da de la siguiente forma:



la constante de equilibrio de ésta ecuación es:

$$K_s = \frac{(\%FeO)(\%CaS)}{(\%CaO)(\%FeS)} \quad 3.4.5.1$$

despejando de 3.4.5.1 el sulfuro de hierro contenido en el metal, se tiene:

$$[\%FeS] = \frac{(\%FeO)(\%CaS)}{K_s(\%CaO)} \quad 3.4.5.2$$

A partir del principio de Nernst se obtiene el coeficiente de partición del azufre contenido en la escoria y en el metal:

$$L_s = \frac{(CaS)}{[FeS]} = K_s \frac{(CaO)}{(FeO)} \quad 3.4.5.3$$

De aquí se obtienen las condiciones para desulfurar los aceros:

| CONDICION | SEGUIMIENTO PRACTICO | SEGUIMIENTO TEORICO |
|-------------------------------------|---|-----------------------------------|
| Alta Basicidad de la Escoria | Adición de CaO | Aumentar %CaO |
| Alta Temperatura del Baño | Subir a 1600°C por lo menos | Aumentar Ks (aumenta la cinética) |
| Escoria Flúida y Activa | Adicionar de CaF ₂ | Figura 2 |
| Bajo Contenido de FeO en la Escoria | En los procesos basico-oxidantes es muy difícil, por lo tanto, se debe hacer una vez desoxidado el baño | |

3.4.6 Desoxidación del Acero.

La operación tecnológica con la cual el oxígeno disuelto en el metal se transforma en un compuesto insoluble en el metal o se elimina de éste último se llama desoxidación. El acero sometido a la operación de desoxidación se denomina desoxidado. Tal acero durante la solidificación en las lingoteras se comporta de un modo calmo, de ella casi no se desprenden gases y por eso se llama con frecuencia de acero calmado. Por lo contrario, si no se efectúa la operación de desoxidación, en el acero durante su enfriamiento gradual en la lingotera transcurrirá la reacción entre el oxígeno disuelto en el metal y el carbono $[O] + [C] = CO$ gas. En este caso las burbujas de óxido de carbono formadas se desprenderán desde el lingote en cristalización, el metal se agitará enérgicamente en la lingotera y la superficie del metal será tumultuosa. Tal acero se llama efervescente.

En algunos casos la desoxidación del acero se lleva a cabo de modo tal que a partir del metal no se elimine todo el oxígeno. El oxígeno disuelto quedado provoca una efervescencia breve del metal a comienzos de su cristalización. Tal acero se denomina acero semi-calmado.

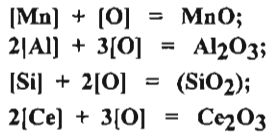
DESOXIDACION POR PRECIPITACION.

Desoxidación por precipitación (desoxidación profunda) consiste en transformar el oxígeno disuelto en el acero en óxido insoluble agregando al metal un elemento llamado desoxidante.

El desoxidante debe ser más afín al oxígeno que el hierro. Como resultado de la reacción se forma un óxido poco soluble en el metal, cuya densidad es menor que la del acero. El "precipitado" obtenido de tal modo emerge pasando a la escoria (de aquí el método ha recibido el nombre de desoxidación por precipitación). Este método de desoxidación se llama también a veces "desoxidación profunda", puesto que los desoxidantes se introducen

en la masa profunda del metal. En calidad de desoxidantes se suelen usar el manganeso (en forma de ferromanganeso), silicio (en forma de ferrosilicio), aluminio, aleaciones de metales de las tierras raras y otros.

La desoxidación transcurre por las reacciones siguientes:



Todas estas reacciones van acompañadas del desprendimiento de calor. El equilibrio de la reacción de desoxidación por precipitación se desplaza a la izquierda al aumentar la temperatura y a la derecha al disminuirla.

La mayor parte del acero fabricado se desoxida por precipitación. En los casos en que se desea obtener un acero especialmente puro se emplean otros procedimientos de desoxidación.

3.5. ALEACION DE LOS ACEROS.

El orden de adición de los elementos de aleación, al fabricar aceros aleados, depende de la afinidad química de los elementos de aleación por el oxígeno. El diagrama de Ellingham de la figura representa los valores estandares de variación de la energía libre de formación de los óxidos en función de la temperatura. Como muestra el gráfico, entre los óxidos citados el más estable es el óxido de calcio y el menos estable es el óxido de cobre. Con la elevación de la temperatura de estabilidad de todos los óxidos disminuye y sólo la estabilidad del óxido de carbono crece.

Sirviéndose de datos de esta figura se puede establecer el orden de aleación de los aceros, así se tiene que:

* El Ni y el Mo que tienen menos afinidad por el oxígeno que el Fe no se oxidan, por lo que se introducen con los materiales de carga.

* El Cr y el Mn tienen mayor afinidad por el oxígeno que el Fe, por lo que estos elementos se agregan en el periodo reductor, es decir, después de retirar la escoria oxidante.

* Dadas las condiciones de fusión del Horno de Arco Eléctrico, el W se puede oxidar aquí, razón por la cual aunque no es más afín al oxígeno que el Fe mejor se agrega durante el periodo reductor.

* El Si, V, Al, y el Ti presentan una fuerte afinidad por el oxígeno, por lo que se oxidan fácilmente; así el V se agrega 15 minutos antes de sangrar; el Si, 10 minutos antes; el Ti, 5 minutos antes y el Al 2 minutos antes.

3.6. ELIMINACION DE GASES EN EL ACERO

Durante el proceso de aceración se tiene el hecho de que el metal líquido absorbe Hidrógeno y Nitrógeno de la atmósfera del horno, la disolución de estos gases en el acero fundido es mayor entre más grande sea la superficie de contacto y la diferencia de temperatura de la interfase atmósfera-metal.

El proceso de disolución de dichos gases se da de la manera siguiente:

- 1.- Absorción del gas por el metal en la atmósfera-metal fundido.
- 2.- Disociación del gas.
- 3.- Difusión del gas hacia el seno del metal.
- 4.- Reacción de los átomos del gas con los componentes del metal y una consecuente continua disociación.

La ley de Sieverts se encarga de las explicaciones de éste fenómeno y dice lo siguiente:

La cantidad de cualquier gas disuelto en el acero a una temperatura dada es proporcional a la raíz cuadrada de su presión normal.

Termodinámicamente se tiene:

$$\frac{1}{2}X_2 = [\%X] \qquad 3.6.1$$

donde:

X = Gas presente en el acero.

La constante de equilibrio de 3.6.1 es:

$$K_{X_1} = \frac{f(X)[\%X]}{P_{X_1}^{1/2}} \quad 3.6.2$$

donde:

$f(x)$ es la fugacidad del gas

P_{X_2} es la presión parcial del gas.

si $f(x)=1$, entonces e tiene que:

$$K_{X_1} = \frac{[\%X]}{P_{X_1}^{1/2}} \quad 3.6.3$$

Despejando $[\%X]$ de 3.6.3 se tiene:

$$[\%X] = K_{X_1} \sqrt{P_{X_1}} = K_{X_1} P_{X_1}^{1/2} \quad 3.6.4$$

La solubilidad de los gases en el acero líquido depende de varios factores que a continuación se enlistan:

- a) Naturaleza del Gas.
- b) Naturaleza del Metal.
- c) Presión del Gas sobre el Metal.
- d) Temperatura.
- e) Area de Contacto Atmósfera-Metal Fundido.

Con la ebullición del baño, provocada por la salida de CO, se elimina una gran cantidad de gases contenidos en el metal, sin embargo, para su mejor eliminación se deben considerar algunos otros factores que influyen sobre la solubilidad de los mismos en el acero.

- 1.- Clasificación y control de las materias primas.
- 2.- Máximo cuidado durante el proceso tecnológico de producción.
- 3.- Aprovechamiento de la afinidad de los gases por ciertos elementos de aleación.
- 4.- Inyección de gases inertes en el metal fundido antes de sangrar.
- 5.- Uso de procedimientos modernos de desgasificación. Esto consiste en el uso de cámaras de vacío en hornos, ollas, lingoteras, etc., para eliminar la presión atmosférica; con

ello se crea una diferencia de presiones entre el metal fundido y el medio que lo rodea, por lo que los gases tienden a salir del acero y ya fuera de éste se extraen con potentes bombas.

La solubilidad del N y del H a 1 atm de presión se observa en la figura 3.4

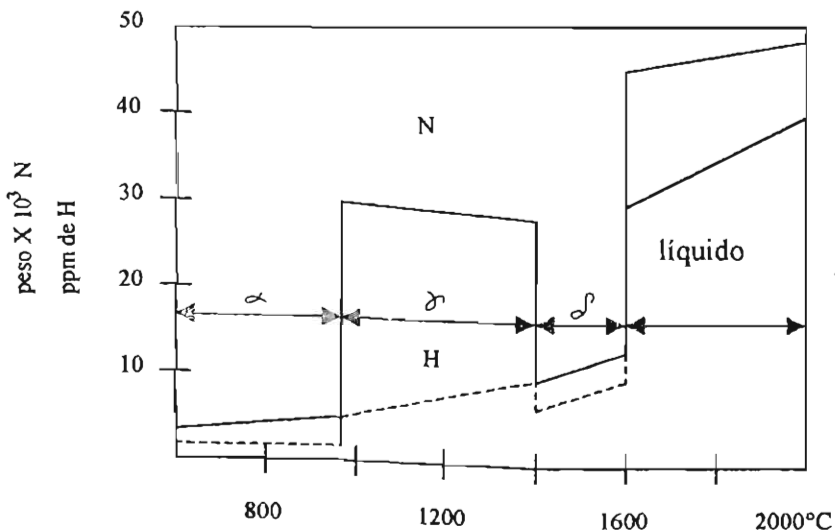


Figura 3.4 Efecto de la temperatura sobre la solubilidad del hidrógeno y nitrógeno a 1 atm. de presión en hierro.

Se puede observar que la solubilidad de un gas es influenciada fuertemente por la temperatura y siempre ocurre en el punto de transición de una fase a otra.

3.7. ELIMINACION DE INCLUSIONES NO-METALICAS

Durante el proceso de aceración se tienen presentes una serie de partículas de compuestos que no llegan a pasar a la escoria y que se encuentran en el baño metálico como inclusiones no-metálicas.

Las inclusiones no metálicas están constituidas por sulfuros, óxidos, silicatos, aluminatos, etc. Los que pueden tener la forma de filamentos, ser globulares o angulares.

Si estas partículas permanecen en el seno del acero cuando éste solidifica presentarán grandes problemas durante los procesos de deformación, ya que ocasionan decrementos en las propiedades físicas y mecánicas del acero. Por lo tanto, la presencia de

inclusiones no metálicas en el acero no es deseable, ya que juegan un papel muy importante en la calidad de los aceros y por eso deben ser alimandas durante el proceso de aceración.

La ebullición del baño (formación de burbujas de CO) favorece a la eliminación de las inclusiones a partir de su arrastre por medio del CO. La velocidad de flotación de las inclusiones no metálicas está gobernada por la Ley de Stokes:

$$= K \frac{2}{g\mu} \cdot r^2 \cdot g(d' - d) \tag{3.7.1}$$

donde:

V.- Velocidad de flotación de las inclusiones no metálicas; [cm/seg].

r.- Radio de la partículas; [cm].

μ.- Viscosidad del metal fundido; [poisses].

d'.- Peso específico del metal fundido; [gr/cm].

d.- Peso específico de las partículas; [gr/cm].

K.- Constante de solubilidad para inclusiones en el acero, es igual a 1.

g.- Constante de gravedad; [cm/seg-seg]

En base a esta fórmula se deduce que a menor peso específico de la partícula y mayor radio de la misma, mayor será su velocidad de flotación.

3.8. REFRACTARIOS DE LOS HORNOS DE ACERACION.

Se conoce como material refractario al material de construcción estable a altas temperaturas, ésta estabilidad debe ser mecánica, térmica y química, por lo anterior éste es el tipo de materiales que se usa para revestir hornos de aceración. Este material , al trabajar va a estar sujeto a tempeaturas elevadas, cambios bruscos de temperatura, golpes, abrasión, ataque químico de escorias y gases, erosión por metal líquido y muchos otros factores destructivos según el tipo de horno de que se trate, esto provoca que el campo de los refractarios sea muy extenso y esté evolucionando rápidamente

3.4.1. Clasificación.

Por su presentación los materiales refractarios se parecen a los de construcción normales y su clasificación es:

* Ladrillos o Tabiques.- Son piezas preformadas, prensadas y quemadas, que vienen listas para usarse.

- * Morteros.- Son materiales refractarios en polvo fino (#150), que se utiliza para rellenar las juntas en los ladrillos; en algunos casos el mortero lleva el doble efecto de pegar los ladrillos.
- * Concreto.- Son mezclas refractarias ya preparadas las que con adición de agua forman una liga hidráulica que fragua al 100% en un plazo que va de 8 a 24 horas.
- * Plásticos.- Son mezclas refractarias en forma de masa plástica que pueden moldearse directamente en el lugar donde se va a trabajar, compactándola con un martillo de mano o hidráulico.
- * Apisonables.- Son materiales refractarios en polvo que se instalan compactándolos en seco o casi secos y se usan principalmente para crisoles donde se tendrá un metal líquido en movimiento.
- * Parchadores.- Son modificaciones de los apisonables preparados para parchar hornos en caliente, para lo cual llevan aditivos que les permiten una adherencia rápida.

Desde el punto de vista químico los refractarios se clasifican en:

- & Ácidos.- Cuyos principales constituyentes son: sílice, silicoaluminosos.
- & Básicos.- Copuestos por magnesita, dolomita.
- & Anfóteros.- Hechos de alúmina, alúmina-magnesita, cromita.
- & Neutros.- Constituidos por: grafito, carburo de silicio, óxido de zirconio.

3.8.2. Tipos de Unión de los Refractarios.

Todo material refractario, cuando está trabajando, debe tener ciertas propiedades mecánicas, las cuales están dadas por la unión entre sus diferentes partículas. Esta unión o liga puede ser de diferente origen, así se tiene:

3.8.2.1. *Liga Directa o de Sinter.*- Esta liga se logra con materiales que no contengan sílice o silicatos y se obtiene al calentar la mezcla hasta una temperatura tal que la superficie de los cristales esté a punto de fusión, ocurriendo en ese momento una difusión de átomos de un cristal a otro quedando entrelazados; es una liga muy fuerte que se mantiene casi constante a temperaturas elevadas.

3.8.2.2. *Liga Hidráulica.*- Esta es lograda por adición de agua cuando las partículas finas (de unión) son un cemento.

3.8.2.3. *Liga Química*.- Es obtenida por la reacción química de algunos compuestos a temperatura ambiente con un catalizador. Entre los ligante más utilizados se tiene el silicato de sodio, el lignito de sodio y algunas resinas furánicas y fenólicas. El catalizador puede ser ácido fosfórico, ácido toluensulfónico o ácido bencelsulfónico.

3.8.2.4. *Liga Cerámica*.- Consiste en calentar la mezcla hasta que los silicatos de la misma se fundan formando un vidrio que al enfriarse, por su alta viscosidad, mantiene unido al resto del material. Esta formación de vidriod se tiene a temperaturas que van desde 100°C hasta 1700°C.

3.8.3. Tipos de Refractarios.

3.8.3.1. *Refractarios Silico-Aluminosos*.- Son todas las mezclas obtenidas a partir de sílice y aluminio, son muy comunes y presentan un caracter que va de neutro a ácido. En base a normas internacionales los refractarios silico-aluminosos se clasifican en:

REFRACTARIOS DE SILICE
REFRACTARIOS DE ARCILLA
REFRACTARIOS DE ALTA ALUMINA

Los refractarios de sílice son los materiales usados en procesos ácidos tales como: producción de hierros, vidrio zinc y para cobre. Debe tener un mínimo de 98.5% de pureza de SiO₂.

Se denominan refractarios de arcilla a todos los materiales que contienen menos de 50% de Al₂O₃. En general estos materiales son los más comunes y baratos ya que se fabrican con arcillas y caolines, su contenido de Al₂O₃ (alúmina) varía entre 30 y 45% y por tener abundancia de sílice siempre presentan una liga cerámica, lo que significa que sus propiedades en frío se mantienen en caliente aproximadamente 90°C abajo de su cono pirométrico, su caracter químico es de tendencia ácida por la misma cantidad grande de vidrio formada, su resistencia mecánica y al choque térmico es elevada.

Los refractarios de alta alúmina son aquellos que contienen más del 50% de Al₂O₃, su tipo varía de la manera siguiente: de tipo cerámico para aquellos que contienen entre 50 y 60% de Al₂O₃; de solución sólida para los que contienen entre 70 y 80% de Al₂O₃ y de sinterización o liga directa para los que contienen más de 90% de Al₂O₃.

Los refractarios de alta alúmina presentan un caracter químico neutro o anfótero cuando tienen maás de 70% de Al₂O₃ y resisten muy bien los choques térmicos, su

resistencia mecánica también es elevada. Tienen un cambio lineal premanentemente positivo, lo que significa que expanden permanentemente después de usados, por esto sus principales usos son bóvedas de hornos eléctricos, ollas de vaciado, en metalurgia de olla, en el horno olla y en algunos hornos de Cu y Al.

3.8.3.2. *Refractarios Básicos.*- Se les conoce así a todos los materiales que tienen como base a la magnesita (Mg_2O) o dolomita ($CaMg(CO_3)_2$) ambos materiales son muy resistentes al ataque de escorias básicas, pero se hidratan fácilmente y por su alta expansión resisten poco el choque térmico. Se usan en forma directa cuando van a estar en contacto con escorias de carácter básico, de otra forma se les agrega cromita (Cr_2O_3) para aumentar su resistencia al choque térmico.

Por norma internacional se clasifican como:

| | |
|-------------------|---------------------------|
| MAGNESITA | 85% min de MgO |
| MAGNESITA-CROMITA | 50-85% de MgO |
| CROMITA-MAGNESITA | 15-50% de MgO |
| CROMITA | 70-80% de Cr_2O_3 |
| DOLOMITA | 85% min de $CaMg(CO_3)_2$ |

El tipo de liga que presentan es casi siempre de sinter o directa, ya que tienen difusión de átomos de un cristal en otro cuando se calientan a temperaturas cercanas al punto de fusión. Esto se da por el uso de minerales casi libres de SiO_2 para su fabricación.

3.8.3.3. *Refractarios Aislantes.*- Son aquellos materiales cuyo principal requisito es ser poco conductores de calor, los materiales aislantes más usados son:

Lana o Fibra de Vidrio, cuyo rango de operación es de -200 a 180°C.

Tierras Diatomáceas, operan hasta los 800°C.

Lana o Fibra Mineral, trabajan hasta 1000°C.

Asbestos, operan muy bien hasta los 1300°C.

Lana o Fibra Cerámica, pueden ser:

Caolín, hasta 1250°C.

Bauxita, hasta 1450°C.

Alúmina, hasta 1600°C.

3.8.3.4. *Aplicaciones.*- Para poder seleccionar adecuadamente un material refractario se debe tener un buen conocimiento de los mismos y un mejor conocimiento de los problemas

del horno donde se va a instalar. Estos problemas pueden ser de tres tipos: mecánicos, térmicos y químicos; y pueden presentarse varios en conjunto, como ejemplo de estos se tiene:

| TIPO | EJEMPLOS |
|-----------|---|
| Mecánicos | Golpes, Abrasión, Vibración, Peso, Esfuerzos. |
| Térmicos | Golpes de Flama, Choques Térmicos, Altas Temperaturas, Juntas de Expansión, Tipo de Combustible, Forma de Calentamiento, Continuidad de la Operación. |
| Químicos | Ataque de Escoria, Ataque de Gases, Reacciones de la Carga, Ataque del Combustible, Forma de la Carga, es decir, líquida, sólida o gaseosa. |

3.9. CALCULO DE TEMPERATURAS DE SANGRADO Y VACIADO

El diagrama Fe-C, como lo conocemos, es elaborado exclusivamente para estos dos elementos químicos. Se sabe de la influencia que tienen los elementos de aleación sobre este diagrama, ampliando o disminuyendo los campos en los que se encuentran ciertas fases.

Ahora bien, cuando se fabrica acero es importante conocer el efecto de todos los elementos aleantes sobre la temperatura de solidificación, ya que esto permitirá sangrar y vaciar el acero a la temperatura adecuada sin que esté muy caliente o muy frío, ya que conocemos la influencia negativa de dicho parámetro cuando se está fuera del rango. Así en la tabla 3.9.1 se da la influencia de cada elemento sobre la línea del líquido o en otras palabras, sobre el punto de solidificación.

TABLA 3.9.1. DISMINUCION DE LA TEMP DE SOLIDIFICACION DEL HIERRO PURO DURANTE LA ADICION DE ALGUNOS ELEMENTOS

| ELEMENTO | DISMINUCION DE LA TEMP DEL INICIO DE LA SOLIDIFICACION(1) DEL ACERO A UN CONT DE 1% DEL ELEMENTO, EL CARBONO INCLUIDO [°C] | TIENE VALIDEZ PARA UN INTERVALO DE CONTENIDO DE ELEMENTO EN EL ACERO [%] | DISMINUCION DE LA TEMP DEL INICIO DE LA SOLIDIFICACION(2) DEL ACERO A UN CONTENIDO DE 1% DEL ELEMENTO [°C] |
|-----------|--|--|--|
| Hidrógeno | 300 | 0.00-0.03 | - |
| Nitrógeno | 90 | 0.00-0.03 | - |
| Oxígeno | 80 | 0.00-0.03 | 60(*) |
| Carbono | 65 | 0.0-1.0 | 73 |
| | 70 | 1.0-2.0 | - |
| | 75 | 2.0-2.5 | - |
| | 80 | 2.5-3.0 | - |
| | 85 | 3.0-3.5 | - |
| Fósforo | 30 | 0.00-0.07 | 30 |
| Azufre | 52 | 0.00-0.08 | 30 |
| Arsénico | 14 | 0.0-0.5 | - |
| Estaño | 10 | 0.00-0.003 | - |
| Silicio | 8 | 0.0-3.0 | 12 |
| Manganeso | 5 | 0.0-1.5 | 3 |
| Cobre | 5 | 0.0-0.3 | 7 |
| Níquel | 4 | 0.0-9.0 | 3.5 |
| Molibdeno | 2 | 0.0-0.3 | (3) |
| Vanadio | 2 | 0.0-1.0 | 2 |
| Cromo | 1.5 | 0.0-18.0 | 1 |
| Aluminio | 0 | .0-1.0 | 3 |
| Wolframio | - | | 1 |
| Titanio | - | | 1 |
| Cobalto | - | | 1 |

1)Según Bronshteyn

2)Según Trubín y Oyks

La temperatura de sangrado es igual a:

$$\text{Temp. Sangrado} = \text{Temp. Solidificación} + 100 \text{ a } 150^{\circ}\text{C}$$

La temperatura de vaciado es igual a:

$$\text{Temp. Vaciado} = \text{Temp. Solidificación} + 80 \text{ a } 100^{\circ}\text{C}$$

3.9.1. Cálculo de las Temperaturas de Sangrado y Vaciado del Acero 8620

Para el acero 8620 se tiene:

Composición Química.-

| | | | | | | | | |
|------------|------|------|------|------|------|------|------|------|
| % ELEMENTO | 0.20 | 0.80 | 0.27 | 0.04 | 0.04 | 0.50 | 0.20 | 0.55 |
|------------|------|------|------|------|------|------|------|------|

Temperatura de inicio de solidificación = 1504°C

Entonces:

$$\text{Mn} \Rightarrow (0.80)(5) = 4.00$$

$$\text{Si} \Rightarrow (0.27)(8) = 2.16$$

$$\text{P} \Rightarrow (0.04)(30) = 1.20$$

$$\text{S} \Rightarrow (0.04)(25) = 1.00$$

$$\text{Cr} \Rightarrow (0.5)(1.5) = 0.75$$

$$\text{Mo} \Rightarrow (0.20)(2) = 0.40$$

$$\text{Ni} \Rightarrow (0.55)(4) = 2.20$$

$$11.71^{\circ}\text{C} \approx 12^{\circ}\text{C}$$

Temperatura de inicio de solidificación = $(1504 - 12)^{\circ}\text{C} = 1492^{\circ}\text{C}$

Temperatura de sangrado = $(1492 + 150)^{\circ}\text{C} = 1642^{\circ}\text{C}$

$$(1492 + 100)^{\circ}\text{C} = 1592^{\circ}\text{C}$$

Temperatura de Vaciado = $(1492 + 80)^{\circ}\text{C} = 1572^{\circ}\text{C}$

$$(1492 + 100)^{\circ}\text{C} = 1592^{\circ}\text{C}$$

El contenido de C sirve para conocer la Temperatura de inicio de solidificación para cada acero en el diagrama Fe-C.

PROCESOS NEUMATICOS DE ACERACION

4.1. PROCESO BESSEMER O PROCESO ACIDO (1855)

Este es un proceso de refinación de acero dentro de un convertidor con revestimiento ácido, a través del cual se inyecta aire a presión por el fondo perforado del recipiente.

El mecanismo metalúrgico de refinación es mediante la oxidación de la carga por el oxígeno que contiene el aire, oxidándose primero el Si, luego el Mn, C y algo de Fe.

Con este proceso no es factible eliminar el azufre y el fósforo ya que estos elementos se eliminan con CaO, por lo que requiere una escoria de carácter básico y como el revestimiento presenta carácter ácido esto se hace imposible.

Este proceso no necesita combustible, por lo que sus costos de producción son muy bajos, tiene una duración de 20 minutos aproximadamente y la cinética es gobernada por el color que desprenden las reacciones presentes en la refinación

La figura 4.1 muestra la estructura del convertidor.

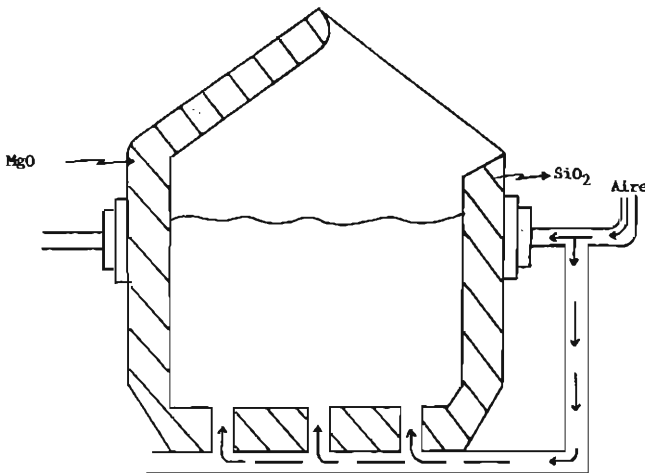


Fig. 4.1. Esquema del convertidor Bessemer

MARCHA DEL PROCESO BESSEMER

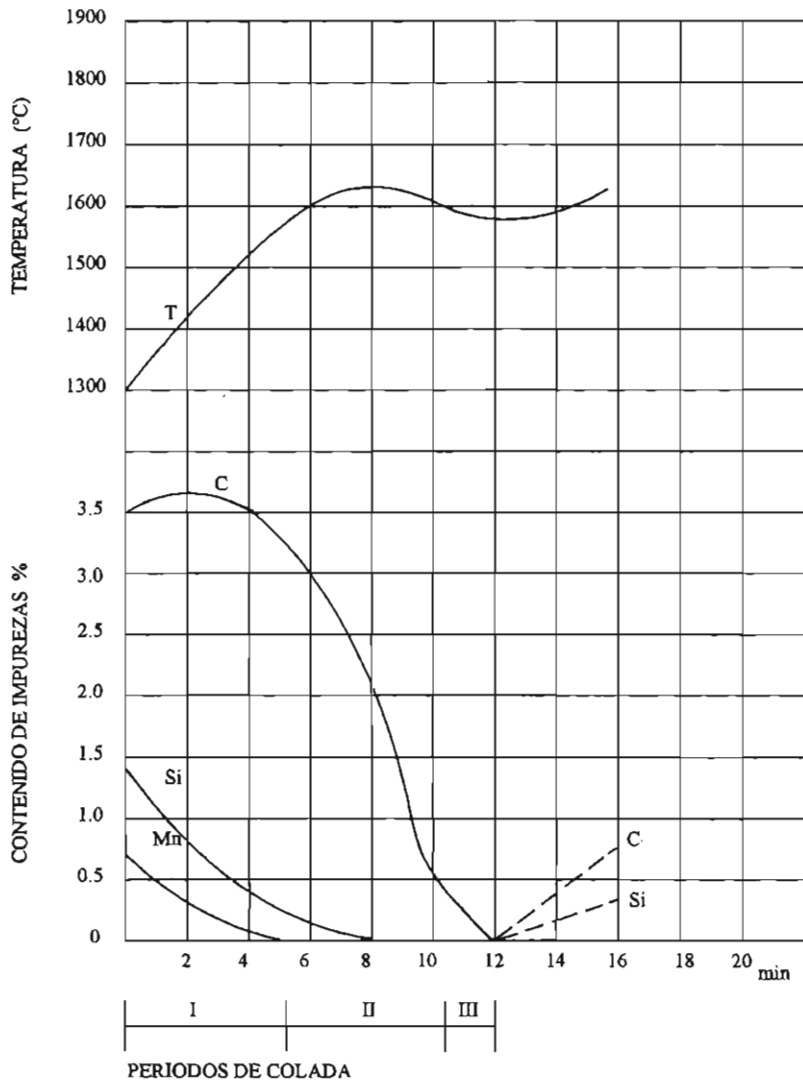
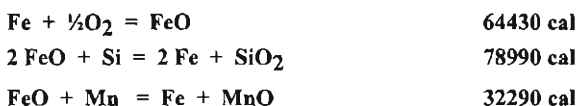


Fig. 4.2 Descomposición de la carga en el Proceso Bessemer.

En el proceso de conversión del arrabio en acero, ocurren tres periodos importantes:

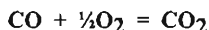
Primer Periodo.- Se caracteriza por la aparición de abundantes chispas por encima de la boca del horno convertidor. La aparición de las chispas se explica por la acción del aire en el hierro fundido; arrastrando pequeñas gotas de hierro, las cuales se queman en el aire produciendo las chispas. En este periodo empieza la oxidación energética de las impurezas del hierro, principalmente la del silicio que va acompañado por un desprendimiento considerable de calor y un aumento brusco de la temperatura en el convertidor.



Segundo Periodo.- Empieza con el aumento de la temperatura hasta 1500°C, lo que crea condiciones para una combustión intensa del carbono.



El CO que se forma provoca una energética ebullición del baño y la aparición de una brillante y blanca llama por encima de la boca del convertidor, debido a la combustión completa en el aire del monóxido de carbono para quemar CO₂.



Tercer Periodo.- Se caracteriza por la aparición de un humo pardo que es indicio de la oxidación energética del Fe. En ese momento termina el proceso.

4.1.1. Características Principales del Proceso.

El análisis típico de un arrabio para este proceso es:

| | |
|----|---------------------------------|
| C | 3-4% |
| Si | 1.0-2.5% (elemento termogénico) |
| Mn | 0.8-1.2% |
| P | 0.05% máximo |
| S | 0.05% máximo |

La escoria es de caracter ácido, muy viscosa y con altos contenidos de SiO_2 (70%), FeO y MnO .

El revestimiento es de tipo ácido con una campaña de 15 a 25 coladas de acero y su composición química es de:

| | |
|-------------------------|-----|
| SiO_2 | 93% |
| Al_2O_3 | 4% |
| FeO | 3% |

El MnO es un óxido de tipo básico que se neutraliza rápidamente con el SiO_2 de la escoria, formando silicatos.

La presión del aire de soplo está en función de la viscosidad del metal (mayor viscosidad implica mayor presión), aproximadamente se suministran presiones de 0.30-0.35 MPa.

Su capacidad es de 25 a 30 toneladas.

Los aceros obtenidos en un convertidor Bessemer son de baja calidad debido al alto contenido de P, S, H y N; por lo que se usan solamente para fabricar tornillos, clavos y chapas de baja calidad.

4.2. PROCESO THOMAS o PROCESO BASICO (1878).

Aquí el acero se refina en un convertidor con forma cilíndrica el que representa un revestimiento de material refractario tipo básico hecho de dolomita ($\text{CaMg}(\text{CO}_3)_2$).

El afino del acero se lleva a cabo con soplo de aire por la parte inferior del convertidor, siendo el oxígeno aquí aportado quién se encarga de oxidar el Si, Mn, C y P.

Debido a que la escoria que se obtiene en este proceso es de caracter básico, existe la posibilidad de eliminar el P y el S.

4.2.1. Características.

Las principales características del proceso son las siguientes:

a) La composición química del arrabio requerido para este proceso es:

| | |
|----|-------------------------------|
| C | 3.0-4.4% |
| Si | 0.6-1.2% |
| Mn | 1.0-1.5% |
| P | 1.7-2.5% (elemento termógeno) |
| S | 0.1% máximo |

MARCHA DEL PROCESO THOMAS

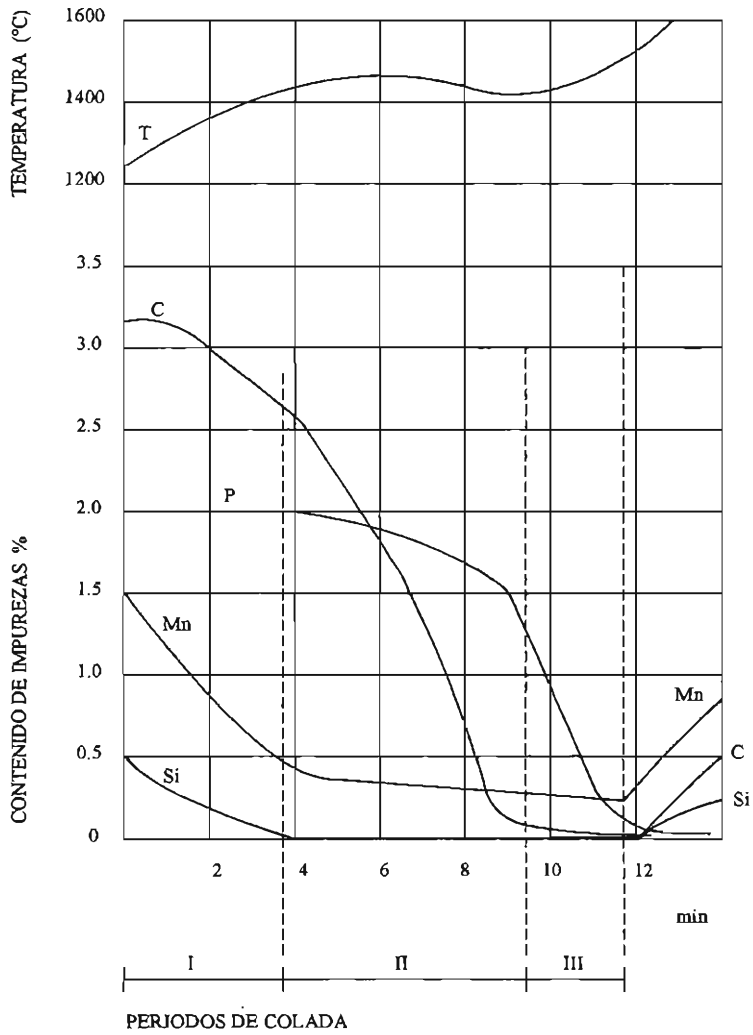


Fig. 4.3 Descomposición de la carga en el Proceso Thomas.

- b) La campaña del refractario dura aproximadamente 100 coladas en el piso y 1000 coladas en las paredes.
- c) La capacidad de estos convertidores es de 60 toneladas en su mayoría.
- d) La escoria obtenida en este proceso es muy rica en P_2O_5 , por lo que se emplea en la industria agrícola como fertilizante.
- e) El arrabio tiene poco Si ya que éste se oxida durante la fusión s SiO_2 formando escorias ácidas que corroen el revestimiento básico del refractario.
- f) El acero aquí obtenido es de baja calidad y se emplea para laproducción de chapas, tubos soldados, perfiles laminados para construcción, alambres y otros productos cuya obtención exige una gran cantidad de metal barato.

4.3. ESTADO MODERNO DE LOS PROCESOS THOMAS Y BESSEMER.

Las principales ventajas, que en general hacen que el afino de acero sea más barato que en un Siemen-Marti, BOF, horno de arco eléctrico; son:

- Estructura Sencilla del Convertidor
- No usa Combustible
- Consumo Pequeño de Refractarios.

Desventajas:

Tienen un gran inconveniente, que es el elevado contenido de nitrógeno en el acero (0.010 a 0.025), por lo tanto son muy frágiles.

Actualmente los dos procesos han sido prácticamente reemplazados por completo.

PROCESO SIEMENS-MARTIN

Este proceso se puede definir como la refinación de un acero dentro de un horno de flama con revestimiento ácido o básico y con un a principal característica que es el calentamiento regenerativo, es decir, aprovechar al máximo el calor generado por los combustibles que se inyectan al horno y por las reacciones químicas que al efectuarse dentro del mismo generan calor.

Para este efecto, el horno cuenta con instalaciones adecuadas llamadas: "Cámaras de Recuperación", por donde se hacen pasar los gases calientes generados, antes de salir a la chimenea. El calor que es absorbido por el refractario de las cámaras sirve para precalentar el aire de combustión.

El gran éxito que tuvo este proceso se debió en principio a su capacidad para fundir chatarra, lo que antes de su introducción en 1870, llegó a representar un inconveniente para las acerías que usaban el proceso Bessemer debido a que éste no consume chatarra. Además, el proceso Bessemer ácido no podía refinar en absoluto el fósforo o azufre de la carga, mientras que el proceso Siemens-Martin, en principio ácido y por lo tanto inadecuado para refinarlos, se modificó rápidamente a la variante con revestimiento básico.

En la figura 5.1 se muestra el horno Siemens-Martin con refrigeración

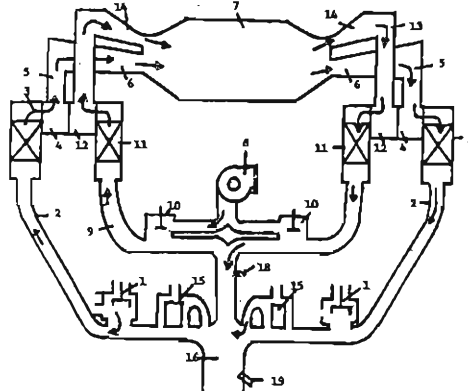


Fig. 5.1. Esquema del horno Siemens-Martin con refrigeración

- 1.Sello de gas. 2.Canal distribuidor. 3.Regenerador para gas. 4.Cámara de escoria. 5.Canal vertical de gas. 6.Tiro de gas en cabeza de horno. 7.Espacio de trabajo horno. 8.Ventilador para aire. 9.Canal de distribución. 10.Válvula de plato. 11.Regenerador de aire. 12.Cámara de escoria. 13.Canales verticales de aire. 14.Canales desembocadura de aire. 15.Válvula para hornos. 16.A Chimenea. 17.Compuerta de aire. 18.Válvula de desahogo. 19.Válvula principal de desahogo.

5.1.1. Principales Características del Proceso.

El tipo de revestimiento puede ser ácido:

| | |
|----------|-----------------------------------|
| Arcillas | 18-45% Al_2O_3 y 55-82% SiO_2 |
| Silice | 94-98% SiO_2 |

o bien de caracter básico:

| | |
|-----------|---|
| Magnesita | 94-98% MgO |
| Dolomita | 30% CaO ; 22% MgO ; 48% CO_2 |
| Cromita | 30% Cr_2O_3 ; 18% MgO ; 14% FeO ; 24% Al_2O_3 |

El tipo de combustibles pueden ser gaseosos tales como:

Gas Natural
Gas de Coque
Gas de Alto Horno

y pueden ser líquidos tales como:

Diesel
Aceite Combustible
Aceite de Alquitrán

La composición química típica del arrabio usado para este proceso es:

| | |
|----|---------------|
| C | 3.0-4.2% |
| Mn | 0.6-2.0% |
| Si | 0.4-1.2% |
| P | 0.35% 'máximo |
| S | 0.10% máximo |

Sus capacidades van desde 5 toneladas hasta 500 toneladas.

Las principales materias primas utilizadas son:

Arrabio Líquido
Chatarra Sólida de ACero
Fundentes (cal, caliza, fluorita, etc.)
Carburantes (antracita, coque, grafito)
Materiales Oxidantes (O_2 gaseoso, cascarilla de laminación, mineral de Fe)
Materiales Desoxidantes y de Aleación (Al, CaO_2 , SiCa, FeSi, FeMn, etc.)

5.1.2. Ventajas del Proceso.

- 1.- Fácil control de la temperatura del horno y de la composición del acero
- 2.- Bajos contenidos de H, N, P y S.
- 3.- Se puede producir una amplia gama de aceros (bajo C, alto C, aleados, microaleados)
- 4.- Es un proceso flexible, por la vialidad de las materias primas y combustibles que acepta.

5.1.3. Desventajas del Proceso.

- 1.- El contenido de O_2 es elevado por lo que se consumen grandes cantidades de materiales desoxidantes.
- 2.- Existe la posibilidad de incrementar el contenido de azufre, ya que este proviene del combustible.
- 3.- Costos elevados de inversión inicial.
- 4.- Periodos largos de hornada comparados con el proceso en convertidor.

La fig. 5.2 muestra la descomposición de la carga en este proceso.

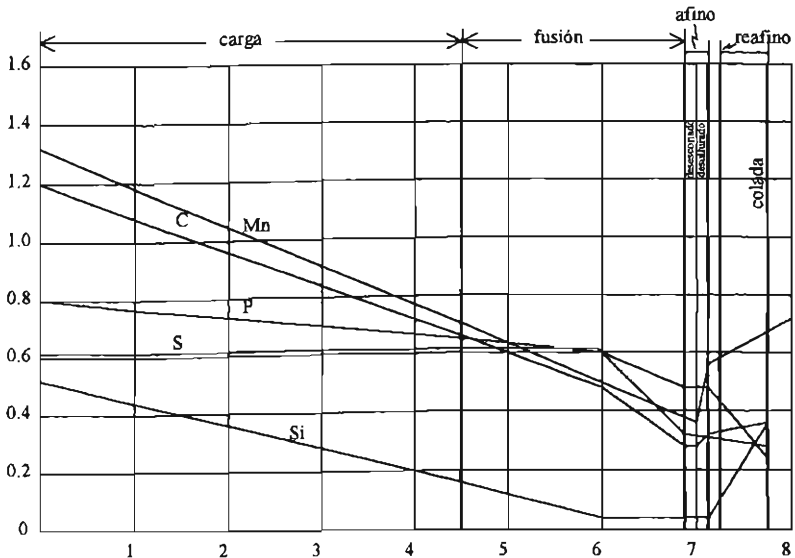


Fig. 5.2 Descomposición de la carga en el proceso Siemens-Martin

PROCESO DE ACERACION EN CONVERTIDORES AL OXIGENO

6.1. PROCESO STORA-KALDO

Este proceso fué creado en Suecia en 1955. Kaldo es abreviatura compuesta por las letras iniciales del apellido Kalling, autor del proceso y la denominación de la fabrica sueca Domnavert, donde por primera vez se empleo este procedimiento.

En este proceso se introduce oxígeno a un determinado angulo con respecto a la superficie del baño metálico, el que se encuentra en un horno rotatorio inclinado. El convertidor usado es muy similar al usado en los procesos Besemer y Thomas pero con fondo sólido. Además tiene la capacidad de inclinarse en diferentes posiciones para que se lleven a cabo las diferentes operaciones de carga y descarga, al mismo tiempo el horno puede girar sobre su eje longitudinal, a una velocidad de 30 rpm.

6.1.1. Secuencia de Operaciones.

En la Fig. 6.1 se muestran las diferentes posiciones que puede tener este convertidor así se tiene que; En la posición 1 el horno está inclinado hacia atras de 15 a 200 para cargar cal, caliza y mineral. En la posición 2 se inclina el horno hacia el lado contrario en donde se carga arrabio líquido. En la posición 3 se hace circular agua de enfriamiento a través de la lanza y se introduce la lanza por la boca del horno para iniciar el sople de oxígeno, al mismo tiempo el horno comienza a rotar hasta completar la refinación del acero. En la posición 4 se lleva a cabo la etapa de sangrado del horno.

Los cambios en composición de la carga metálica con respecto al tiempo de sople con oxígeno se muestran en la Fig. 6.2

Fig. 6.1 Procedimiento Kaldo

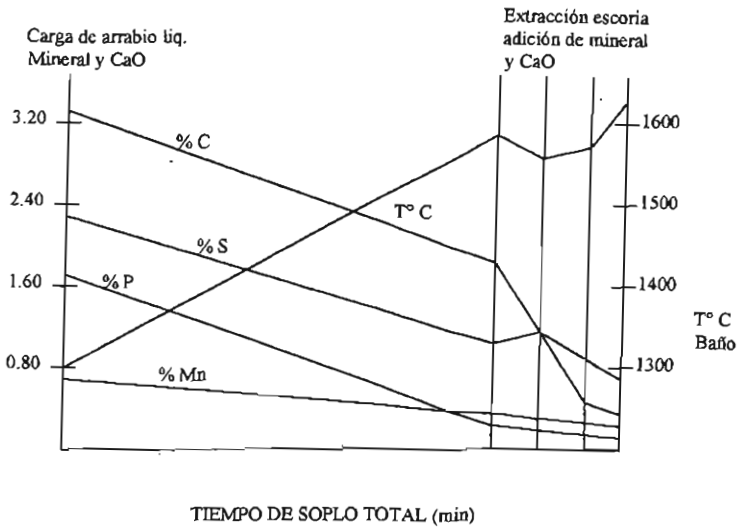
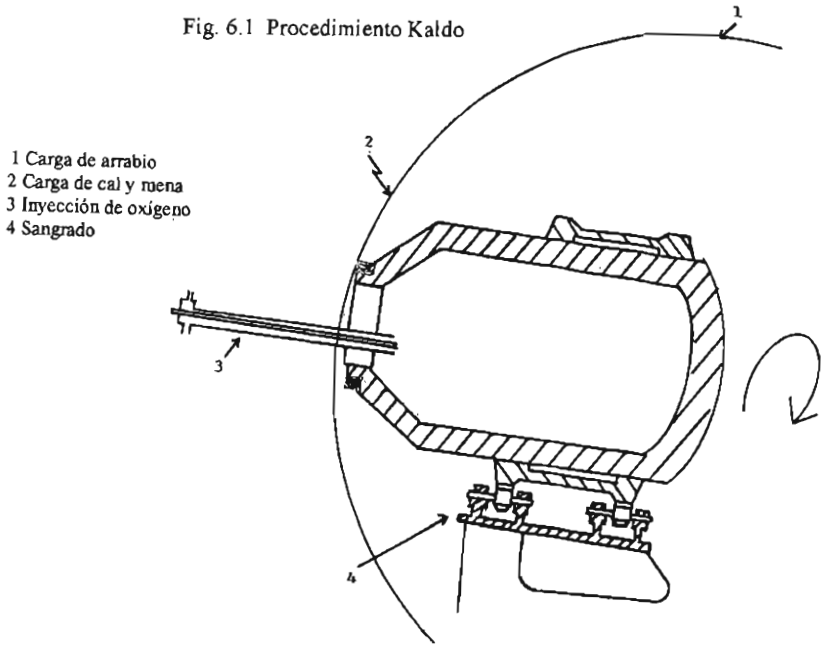


Fig. 6.2 Descomposición de la carga en el proceso Kald

6.1.2. Principales Características del Proceso.

El oxígeno usado tiene 95% de pureza y se inyecta a una presión aproximada de 4 atm.

El grado de oxidación de la escoria y de los elementos principalmente C y P se regula haciendo variar el número de revoluciones del convertidor, la situación de la lanza y el consumo de oxígeno.

De esta manera se tiene que al aumentar la velocidad de rotación, el ángulo de inclinación de la lanza con respecto al baño y el consumo de oxígeno se acelera la oxidación del carbono y disminuye el grado de oxidación de la escoria.

Al desacelerar la rotación y disminuir el ángulo de inclinación de la lanza, aumenta el grado de oxidación de la escoria, lo que acelera la desfosforación. En este caso la oxidación del C es más lenta.

-Se puede manejar de 30 a 40% en peso de chatarra.

Las capacidades de estos convertidores varían entre 50 y 150 ton.

El revestimiento del horno es de carácter básico y tiene una campaña de 100 coladas aproximadamente.

6.1.3. Ventajas y Desventajas del Proceso.

Ventajas:

La homogeneidad del baño es muy buena tanto en composición química como en temperatura, debido a la rotación del convertidor.

La rotación disminuye el sobrecalentamiento local del baño, en el lugar donde el metal está en contacto con el chorro de oxígeno.

La baja presión de oxígeno y su suministro bajo un ángulo respecto a la superficie del baño, dan lugar a que no todo el oxígeno sea asimilado por el baño. Así el oxígeno que queda en la cavidad del convertidor permite quemar una parte considerable de CO.

Se tienen bajos contenidos de H y N.

Desventajas:

Necesidad de un equipo mecánico muy complejo.

Tiempo de fusión más largo (65%) comparado con el BOF.

Mayores gastos de instalación y afino.

Por estos motivos los convertidores Kaldor solo se usan, actualmente en algunos países, fundamentalmente para transformar arrabios ricos en fósforo.

6.2. PROCESO ROTOR.

Otro proceso de aceración básico con inyección de oxígeno es el proceso Rotor, desarrollado en Oberhausen en Alemania Federal. Se emplea principalmente para refinar aceros partiendo de arrabios con alto contenido de fósforo, este proceso está basado en el mismo principio de rotación del proceso Kaldor, solo que este rota a una velocidad mucho menor que es de 0.5 a 2 rpm. En la Fig. 6.3. se muestra un esquema del convertidor.

El convertidor es cargado por uno de sus extremos y sangrado por el otro. El oxígeno se inyecta por el lado de carga, por medio de dos lanzas, las que se encuentran en una plataforma móvil y son enfriadas con agua. A través de una lanza se inyecta oxígeno de alta pureza (95%) al baño metálico y con la otra lanza se inyecta oxígeno de menor pureza (45%) con el propósito de quemar el CO formado durante el proceso.

La descomposición de la carga se muestra en la Fig. 6.4.

6.2.1. Principales Características del Proceso.

El revestimiento del convertidor es de carácter básico y debido a las elevadas temperaturas de trabajo, su campaña es de 100 coladas únicamente.

Sus capacidades van de las 25 ton. a las 70 ton.

- Para un convertidor de 66 ton. de capacidad, el proceso dura 2 hrs. aproximadamente, llevándose a cabo la inyección de oxígeno durante 1.5 hrs. aproximadamente.

6.2.2. Ventajas y Desventajas del Proceso.

Ventajas:

Debido a la rotación del horno, el área de contacto metal-escoria es muy grande, razón por la cual la desfosforación y la desulfuración se llevan a cabo muy eficientemente.

Las altas temperaturas alcanzadas permiten el uso de hasta 40% de chatarra así como el uso de mineral de hierro, de pellets y de sinter.

Se producen aceros bajos en H y N.

Desventajas:

Instalaciones muy complejas y costosas

El uso de arrabios con altos contenidos de fósforo (1.8 2.2%) obligan a trabajar en un proceso de doble escoria.

La primera con alto contenido de fósforo se extrae cuando se tiene 2% de C y de 0.1 a 0.2% de P. La segunda escoria se deja en el convertidor después del sangrado del acero, para ayudar a la formación de escoria en la siguiente colada.

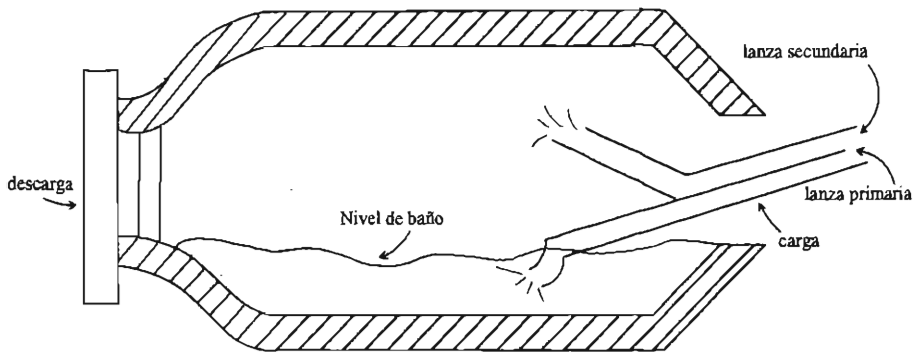


Fig.6.3 Esquema del convertidor de acero Rotor.

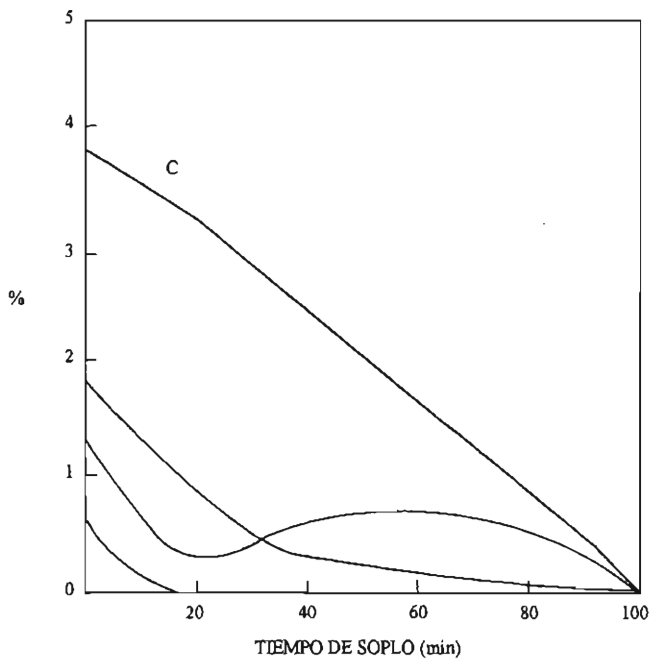


Fig. 6.4 Descomposición de la carga en el proceso Rotor



6.3. PROCESO OBM y Q-BOP

En 1960 la empresa Air Liquid de Canada diseño una tobera para la inyección de oxígeno dentro de un convertidor de acero de la que se muestra un esquema en la Fig. 6.5.

En 1967 la empresa Eisenwerk Gesellschaft Maximilianhutte de Alemania Federal uso industrialmente esa tobera, al proceso se le llamo OBM (Oxygen Bottom Maximilianhutte).

Al inyectar oxígeno y gas natural a través del fondo de convertidores Thomas empleando esa tobera se comprobo que debido a las altas temperaturas que habia en el convertidor se descomponian instantaneamente los hidrocarburos que llegaban a la boca de la tobera envolviendo el oxígeno, esta descomposición endotérmica, absorbia el calor y producía una fuerte refrigeración del refractario próximo a las toberas, dando mayor vida de servicio al mismo. El proceso se uso en Europa Central usando siempre fundiciones ricas en fosforo, de las usadas en el proceso Thomas, la calidad del acero obtenido es media debido a los altos contenidos de P e H en el mismo.

En 1971 U.S. Steel instala un horno OBM y tiene gran exito por lo que se aplica el proceso a nivel industrial con algunos cambios bautizando el proceso como Q-BOP (Quiet, Quality, Basic Oxygen Process). En el cual se utilizan arrabios pobres en fosforo, además se instala una tobera extra en el convertidor, por donde se inyectan polvos de CaO, mejorando de esta manera la calidad del acero producido.

La descomposición de la carga en este proceso se ilustra en la Fig. 6.6.

6.3.1. Principales Características del Proceso.

El oxígeno se sopla con flujos de $200\text{m}^3/\text{min}$ y $P = 10 \text{ atm}$; el propano se sopla a flujos de $0.5\text{m}^3/\text{min}$ y $P = 6 \text{ atm}$.

El consumo de oxígeno es de $60\text{m}^3/\text{ton}$ acero, el consumo de CaO es de 80 kgs./ton. acero.

El sople dura aproximadamente 20 minutos.

El revestimiento del horno es de caracter básico, teniendo una campaña de 1000 coladas en las paredes y 300 en el fondo.

- La capacidad de estos convertidores va de 25 a 200 toneladas.

6.3.2. Ventajas y Desventajas del Proceso

Ventajas:

Inversión moderada y costo de operación similar al del BOF.

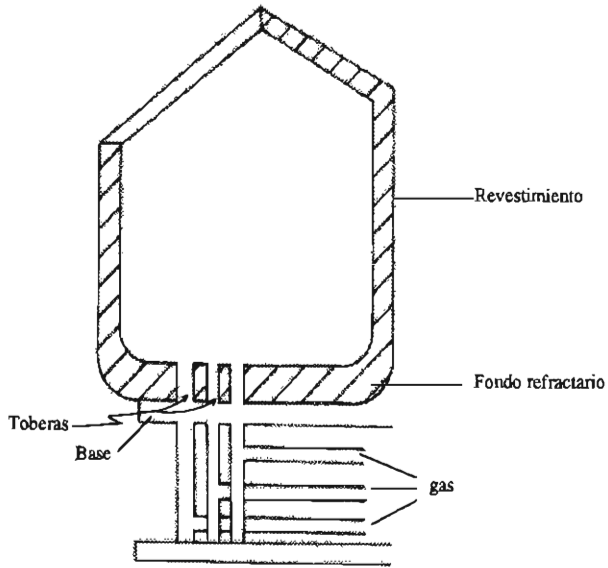


Fig. 6.5 Esquema del convertidor OB-M y Q-BOP donde se muestra la forma de la tobera para inyectar el gas.

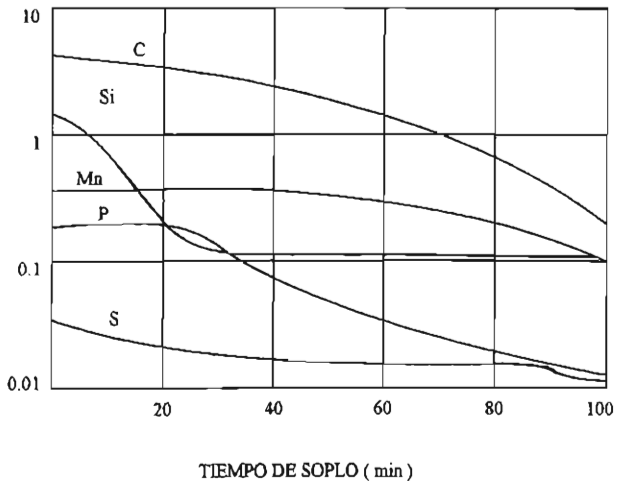


Fig. 6.6 Descomposición de la carga en el proceso Q-BOP

Tiempo de sople menor al BOF y más tranquilo, por lo tanto, existen menos proyecciones de metal, incrementándose a 93% el rendimiento mayor al 90% del BOF y 87% del Thomas.

Se puede usar hasta 35% en peso de chatarra.

La vida del refractario es hasta 5 veces mayor que en el proceso Thomas.

Menor cantidad de N en el acero.

Desventajas:

La carga y descarga se hace por el mismo lado.

Alto contenido de H en el acero.

Comparado con el BOF mayor costo del refractario

Menor calidad del acero comparado con el BOF.

6.4. PROCESO LD O BOF

La idea de producir acero inyectando oxígeno puro sobre la superficie del arrabio fundido fué de Bessemer quien patentó en 1856 este proceso, sin embargo no lo pudo desarrollar dado la imposibilidad de obtener la cantidad suficiente de oxígeno y además de alta pureza en esa época.

Fuó en 1946 que las plantas de aceración austriacas en Linz y Donavitz hicieron experimentos para producir acero dentro de un convertidor con el sople de oxígeno de alta pureza sobre la superficie del arrabio, por medio de una lanza que se encuentra en posición perpendicular al baño y a una cierta distancia del mismo. El nombre de proceso LD se lo debe a las iniciales de las dos empresas donde se desarrolló (Linz y Donavitz) y el nombre de BOF como es mejor conocido en América es por las iniciales de Basic Oxygen Furnace (Horno Básico al Oxígeno).

En la Fig. 6.7. se muestra un esquema de la estructura del convertidor.

6.4.1. Inyección de Oxígeno.

La refinación del arrabio se inicia al comenzar el sople del oxígeno (99.5% de pureza) con flujos que van de 300 a 450 m³/min. y presiones de 10 a 14 kg/cm². La variación de la altura de la lanza sobre el nivel del baño está entre 0.8 y 1.5 mts. dependiendo de las condiciones de la escoria, de la carga del arrabio y de la temperatura.

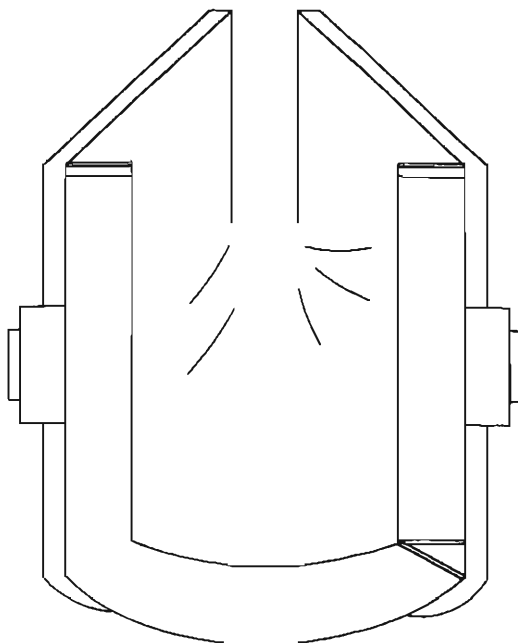


Fig. 6.7 Esquema del convertidor BOF o LD

Las lanzas son de Cu electrolítico, las que en su interior están refrigeradas permanentemente con agua, la boquilla de la lanza tiene 3 orificios con un ángulo de 10 a 120 de inclinación, la duración aproximada de cada lanza con respecto al refractario del horno es de 1000 coladas.

La adición de fundentes se inicia inmediatamente después de inyectar el oxígeno, con el siguiente orden: cal dolomítica, cal siderúrgica, fluorita y posteriormente materiales enfriantes si es necesario.

Un aspecto importante para el proceso de soplado es la formación de espuma en la escoria, ya que este fenómeno permite estimar la calidad de la escoria a lo largo del soplado.

El chorro de oxígeno al salir de la lanza se mezcla por la turbulencia con la masa del metal y gas que lo rodea, como consecuencia se ensancha en forma de cono al aumentar la distancia a la boca de la lanza disminuyendo la velocidad y presión de choque. Cuando la

velocidad alcanza un valor estimado, la energía del chorro es suficiente para que pueda realizarse el fenómeno de pulverización.

Si se sopla una cantidad constante de oxígeno, se forma un cráter ancho y poco profundo, este se obtiene cuando la distancia de la lanza y el nivel del líquido o metal es muy grande, provocando gran cantidad de espuma, derrame y poca eficiencia de afinación. Durante el afino del arrabio en el convertidor la lanza está en posición baja gastándose oxígeno para las reacciones de decarburización, por lo cual solo puede formarse suficiente cantidad de óxido ferroso para formar una escoria fluida y activa. Si la lanza está a mayor altura, la presión de choque es muy pequeña y el oxígeno se emplea perfectamente en escorificar el baño, este tipo de operación se realiza al inicio del soplo.

La formación de escoria campaña del convertidor otro factor importante, a mayor campaña mayor tiempo de formación de espuma. Este proceso es favorecido por un contenido elevado de Si en el arrabio y por la adición de CaF_2 , ambas circunstancias aumentan la fluidez de la escoria. El contenido de FeO en la escoria aumenta durante el soplo si disminuye la presión de oxígeno y si junto con ello se emplea una distancia muy grande de la lanza al baño durante los primeros minutos, la adición de mineral en estos minutos o la utilización de la escoria residual de la colada anterior también acelera la formación de escoria.

En la fig. 6.8 se muestra la descomposición de la carga en función del tiempo.

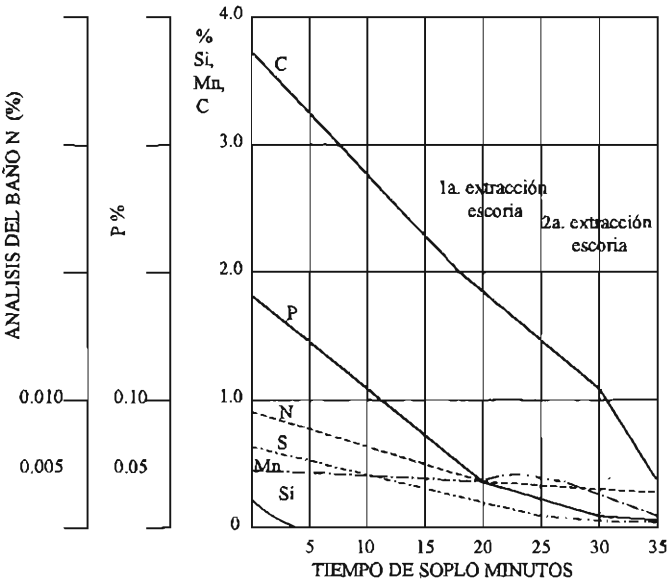


Fig. 6.8 Eliminación de los elementos en el proceso L.D.

6.4.2. Relaciones y Principios para las Dimensiones de un BOF.

En convertidores grandes la altura es aproximadamente igual al diámetro. El diámetro interno del convertidor a la altura del nivel del baño metálico y la profundidad del mismo está en relación directa con la intensidad del soplo de oxígeno y con el tamaño del área sobre la cual el chorro de oxígeno se pone en contacto con el baño. La relación del volumen interno del convertidor con respecto al volumen de la carga es por lo menos de 4 a 1. La relación del diámetro de la superficie del baño con respecto a la profundidad del mismo debe ser de 2.5 a 4.

El aumento de la presión de oxígeno a una misma profundidad del baño puede provocar la perforación del fondo, pero una disminución en la presión o un aumento en la profundidad del baño disminuye la intensidad de refinación. El aumento de área de caída del chorro de oxígeno disminuye las proyecciones o salpicaduras de metal, por lo tanto, como consecuencia del aumento del área de caída de oxígeno debe existir un aumento en el diámetro del convertidor.

En la tabla 6.1. Se muestran algunas dimensiones y otros datos técnicos de convertidores BOF de diferentes capacidades.

Las principales causas de bajos rendimientos en un convertidor son:

- 1.- Derrames durante la inyección de oxígeno.
- 2.- Tiempo de inyección de oxígeno.
- 3.- Cantidad de escoria obtenida.
- 4.- Peso incorrecto de fundentes.
- 5.- Temperatura de vaciado incorrecta.

Factores que incrementan los derrames:

- 1.- Altos contenidos de Si y P en el arrabio.
- 2.- Altura del baño metálico.
- 3.- Criterio para la adición de mineral cargado al inicio del solplo.

Tabla 6.1 DIMENSIONES PRINCIPALES Y DATOS TECNICOS DE CONVERTIDORES AL OXIGENO

| | | | | | | | | |
|--|------|------|------|------|------|------|------|------|
| CAPACIDAD (TON) | 35 | 74 | 100 | 140 | 180 | 230 | 270 | 320 |
| VOLUMEN ESPECIFICO DEL ESPACIO DE TRABAJO (m ³ /t) | 0.89 | 0.83 | 0.75 | 0.75 | 0.81 | 0.85 | 0.90 | 0.95 |
| ALTURA TOTAL (H) DEL CONVERTIDOR (m) | 7.38 | 7.53 | 8.60 | 8.90 | 8.50 | 8.08 | 9.17 | 10.6 |
| DIAMETRO DE TRABAJO (D1) (m) | 2.80 | 3.40 | 4.20 | 4.60 | 5.80 | 6.20 | 7.20 | 7.20 |
| RELACION H - D | 1.84 | 1.51 | 1.43 | 1.37 | 1.15 | 1.00 | 1.00 | 1.14 |
| DIAMETRO LIBRE DE LA BOCA DEL CONVERTIDOR (m) | 1.39 | 1.77 | 2.20 | 2.20 | 2.43 | 2.82 | 2.90 | 3.00 |
| DIAMETRO LIBRE DEL ESPACIO DE TRABAJO AL NIVEL DEL BAÑO (m) | 2.63 | 3.30 | 4.10 | 4.50 | 5.65 | 6.00 | 6.70 | 7.00 |
| PROFUNDIDAD ORIGINAL DEL BAÑO (m) | 0.95 | 1.10 | 1.35 | 1.40 | 1.60 | 1.65 | 1.77 | 1.80 |
| INTENSIDAD DE SOPLO DE OXIGENO (m ³ normales/min) C.N.P. Y T. | 95 | 204 | 240 | 320 | 420 | 550 | 680 | 850 |
| INTENSIDAD MAXIMA DE SOPLO (m ³ N/min) | 105 | 220 | 300 | 420 | 540 | 690 | 810 | 960 |
| DIAMETRO DEL AREA DE GOLPEO DEL CHORRO DE OXIGENO SOBRE EL BAÑO METALICO (m) | 0.25 | 0.63 | 0.70 | 0.85 | 1.00 | 1.35 | 1.70 | 1.75 |

4.- Parámetros de diseño y condiciones de operación de la lanza de oxígeno.

6.4.3. Sistemas Colectores y Limpiadores de Gases y Humos.

La gran cantidad de humos y polvos es característica del proceso BOF durante el proceso de afinación. En base a estadísticas se considera que los gases y polvos están constituidos por 95% de CO y de 130 a 200 grs de FeO por m³ normal de mezcla polvo que se desprende durante el afino, se considera que aproximadamente hay de 1 a 1.5% de polvos por tonelada de acero producido o sea, si una acería produce anualmente 1,000,000 toneladas de acero, esta desprendera alrededor de 15,000 toneladas de polvo.

Los sistemas colectores son los que se encargan de recibir directamente la mezcla de gases y polvos, de estos existen dos tipos: los sistemas abiertos de combustión completa y los sistemas abiertos de combustión incompleta.

En los primeros el CO se quema directamente, a través de flujos de aire para convertirlo en CO₂, mientras que en los otros solo se realiza la conversión de CO a CO₂ por la presencia de Oxígeno proveniente del medio.

6.4.4. Sistemas de Limpieza.

Los sistemas de depuración de gases se pueden dividir en secos, húmedos y combinados. En base a una amplia investigación se establecieron las siguientes condiciones para una separación casi perfecta de los polvos, así se encontro que:

- 1.- El separador mecánico, los ciclones y los labadores no son apropiados para limpieza de los polvos del convertidor por que el polvo esa demasiado fino.
- 2.- La combinación de labadores y desintegradores en general, dan buenos resultados con respecto al grado de limpieza, sin embargo, a costa de un consumo elevado de energía y agua.
- 3.- La combinación de lavadores bentury con filtros electrostáticos húmedos, es el metodo más apropiado para la separación del polvo, tanto desde el punto de vista técnico como económico, por lo que este metodo es ampliamente usado, aún cuando se tiene gran consumo de agua y la necesidad de manejar por separado los lodos que se generan.
- 4.- El metodo electrostático seco de separación de polvos es mucho más económico que los metodos húmedos, con igual o mayor facilidad de separación del polvo del convertidor. La única condición es mantener la temperatura constante de los gases antes del separador electrostático, razón por la cual antes de los filtros electrostáticos se colocan los llamados

estabilizadores de temperatura, la gran desventaja es la posibilidad de la explosión de los gases al no ser quemados de CO a CO₂.

6.4.5. Secciones del Departamento BOF

El departamento BOF básicamente se divide en 3 secciones que son:

a) Nave de Convertidores.

Como su nombre lo indica comprende el área donde se encuentran los convertidores así como chimeneas y todo el sistema de limpieza de gases.

b) Nave de Carga.

Comprende la sección de recepción de arrabio y pesaje del mismo, el patio de chatarra con su báscula correspondiente y la zona de pesaje de materiales aditivos tales como fundentes, aleantes, desoxidantes, etc. En otras palabras aquí se llevan a cabo las operaciones correspondientes al manejo de arrabio, chatarra y aditivos.

c) Nave de Vaciado.

Abarca todo lo relacionado al vaciado del metal, ya sea que este se lleve a cabo en lingoteras o por colada continua. Por lo que aquí se preparan las ollas, moldes, lingoteras, etc.

6.4.5. Ventajas y Desventajas del Proceso.

Ventajas:

El uso de oxígeno de alta pureza, permite producir aceros bajos en H y N.

Gracias al calor generado, se puede usar gran cantidad de chatarra (50% en peso de la carga).

El mineral de Fe se reduce fácilmente.

El exceso de calor permite afinar muy bien los arrabios altos en Si y P.

La calidad del acero producido es muy buena.

La eliminación del azufre es satisfactoria.

Desventajas:

Se presentan derrames durante la inyección de oxígeno.

Se tiene un elevado consumo de oxígeno.

La inversión inicial es elevada.

Se tienen muchos criterios para la ubicación de la lanza.

PROCESOS DE ACERACION EN HORNGS ELECTRICOS

7.1. PROCESO DE HORNO DE ARCO ELECTRICO.

En los últimos veinte años, el proceso de horno de arco eléctrico básico avanzó enormemente y de ser un horno dedicado a la producción de aceros especiales o para fundiciones en ciclos intermitentes, se convirtió en una unidad de producción de acero en gran escala para lingotes o máquinas de colada continua. Las razones del aumento de popularidad son:

1.- Independencia del arrabio líquido, la carga natural para el horno de arco eléctrico es la chatarra racarburante de coque o chatarra de hierro colado; aunque también se puede usar arrabio líquido o hierro de reducción directa.

2.- Su alta productividad (20 a 80 tph); dos hornos pueden mantener una maquina de colada continua con muchas coladas en secuencia: si toma i hora 20 minutos colar una hornada, dos hornos, cada uno variandose cada 2 horas 40 minutos, mantendran operando una maquina de colada continua sin interrupción alguna, excepto para cambiar una olla vacía en la máquina de colada por una llena.

3.- La posibilidad anterior, junto con el costo relativamente bajo del capital que requiere la combinación de hornos de acero básico/máquina de colada continua, ayudaron a popularizar la minaacería común.

4. Los hornos son siempre del tipo basculante y permiten la fácil extracción de la escoria.

5. El calor se concentra por la radiación de los arcos y la resistencia de la carga; y, el control de la temperatura es sencillo y necesario y la eficiencia térmica alta, especialmente debido a que no existe aire de combustión que pase a través del horno, siendo los arcos la única fuente de calor. Las altas temperaturas se pueden obtener con facilidad, limitándolas sólo el desgaste del refractario.

6. Debido a la ausencia de aire, es posible obtener condiciones no oxidantes, realmente reductoras, lo que hace posible una desulfuración sumamente eficiente, sobre todo a altas temperaturas.

7. Como resultado de las posibilidades de refinación bajo escorias neutras o reductoras, la oxidación de la carga se puede mantener baja, asegurando un mínimo de pérdidas por oxidación de ferroaleaciones. Por la misma razón, se pueden agregar al horno grandes cantidades de ferroaleaciones mientras se mantiene el calentamiento con arco lo que hace posible producir aceros de alta aleación.

8. Los hornos pueden detenerse o ponerse en marcha fácilmente sin dañar los refractarios comunes, lo que hace posible planear las operaciones para uno o dos turnos por día, paros de fines de semana, etc.

9. Debido a la ausencia de volúmenes excesivos de aire y de gas de combustión, la instalación para limpieza de polvos es relativamente compacta aunque necesaria, ya que se genera una gran cantidad de polvos.

10. Puesto que la temperatura, el tiempo de vaciado y la composición química del acero se controlan muy bien, en las plantas con varios hornos es posible hacer grandes lingotes para forjas especiales que exceden la capacidad de un solo horno. Al sincronizar varias hornadas, vaciarlas en rápida sucesión y colocarlas en un mismo molde.

Sin embargo se deben considerar tres desventajas:

1.- Existe gran dependencia de los precios de chatarra, ya que las operaciones normales requieren la carga de 100% de chatarra.

2. Existe la posibilidad de contaminar el acero con elementos residuales (atrapados) en la chatarra. Aunque se pueden tolerar ciertos contenidos inesperados de alto cobre, níquel o cromo o aun utilizarlos ocasionalmente para hacer grados correspondientes de baja aleación, las fusiones con alto estaño, tales como las que se obtienen por lo general con la chatarra desestañada o proveniente de los incineradores urbanos, ocasionan grandes pérdidas debido al agrietamiento superficial del acero; este problema se podría aminorar utilizando el hierro esponja.

3.- Existe la tendencia hacia la absorción y retención del hidrógeno y del nitrógeno, el primero es sumamente perjudicial para los aceros de alta calidad y el segundo para los aceros destinados a productos planos (lámina y planchón). La atención cuidadosa para la eliminación de la humedad en cualquier fase de la aceración y el uso de suficiente oxígeno, pueden reducir el problema del hidrógeno y la rápida fusión, perjudicial para la vida del refractario y puede mantener el nitrógeno abajo de los límites establecidos.

En la fig. 7.1.1 Se muestra un esquema de horno

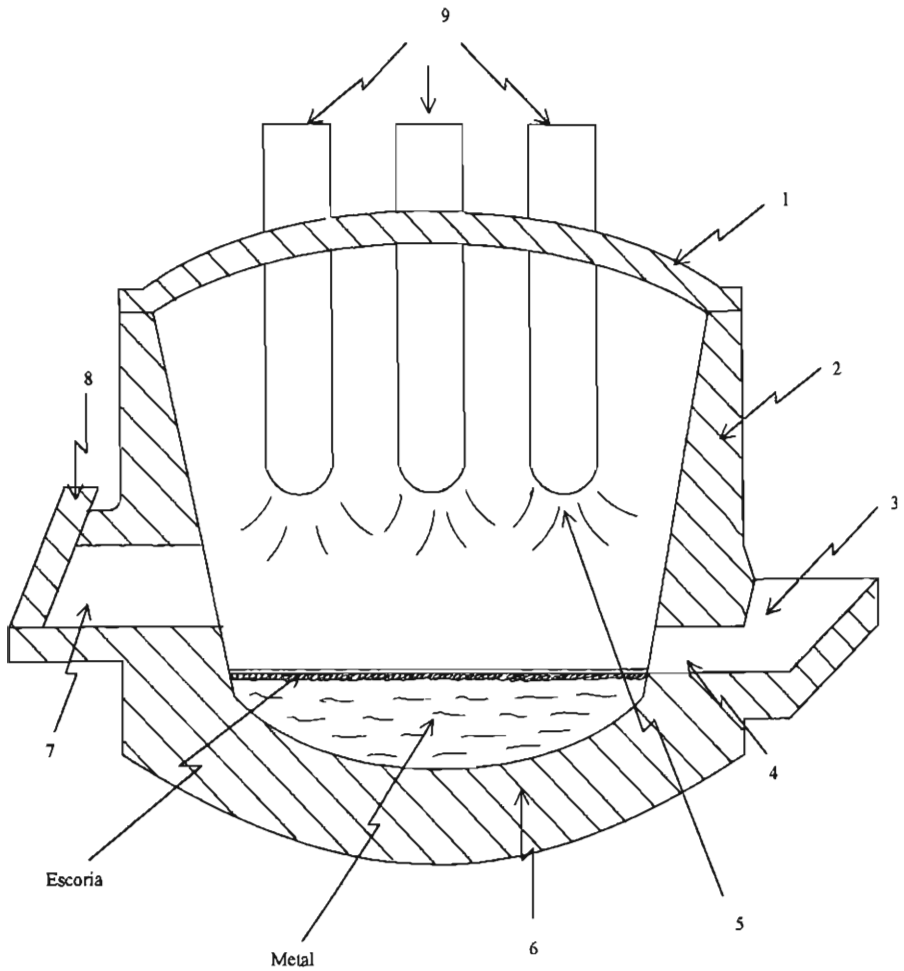


Fig.7.1 Esquema del Horno Eléctrico de Arco

1 Bóveda, 2 Paredes, 3 Canal de colada, 4 Orificio de sangría del arco, 5 Arco eléctrico, 6 Solera, 7 ventana, 8 Compuerta, 9 Electrodo.

Los hornos son conectados a fuentes de corriente alterna trifásica y tienen tres electrodos colocados en forma vertical, el calentamiento y la fusión se llevan a cabo a costa del calor generado por los arcos eléctricos producidos entre los electrodos y el metal.

Con el objetivo de disminuir el calentamiento y la oxidación de los electrodos se colocan unos anillos alrededor de estos sobre la parte exterior de la bóveda. Estos anillos se enfrían con agua por lo que a su vez estos ayudan a enfriar la bóveda.

7.1.1. Equipo Eléctrico del Horno de Arco.

La conexión entre el transformador y los brazos portaelectrodos se realiza mediante barras bus y gruesos cables de cobre. La sección de los cables es muy grande y depende de la capacidad del horno y potencia del transformador, puesto que a través de ellos pasa corriente de alto amperaje y bajo voltaje. Con esto se disminuyen las pérdidas por conducción.

La potencia del transformador se puede determinar por:

$$P_n = 110 Dcs^3.32/ T$$

KWA

La fuente de calor es el bombardeo de la superficie de los electrodos por partículas cargadas con iones positivos en el cátodo y electrones en el ánodo.

Durante el inicio de la operación del horno, la carga metálica está fría, y debido a que la conductividad térmica del metal es alta, el calor rápidamente se difunde por todos lados, desde las partes calentadas por el arco eléctrico. En el momento en que la carga metálica se convierte en cátodo por el cambio de polaridad, su temperatura no es suficiente para la emisión de electrones y por eso el arco se interrumpe (se apaga).

Debido a que la conductividad térmica del carbono es aproximadamente menor 100 veces que la del hierro, el carbono se enfría lentamente y el arco se vuelve a formar fácilmente. En cuanto la carga metálica se calienta lo suficiente y parcialmente se funde, el arco se forma sin interrupción.

Un arco que se interrumpe constantemente no es deseable ya que no se aprovecha toda la capacidad del transformador, con lo cual el tiempo de fusión es más largo.

Para que el arco no se interrumpa se colocan pedazos de coque o grafito sobre la carga fría, en los puntos de contacto del arco de los electrodos.

Para el cálculo de la cantidad de calor que el arco eléctrico irradia, en una superficie circular se usa la siguiente expresión:

$$Q = \frac{Pa \cos(f)}{4 \pi r^2}$$

Donde:

Pa es la potencia del arco eléctrico, en kw

r es la distancia entre la superficie irradiada y el centro del arco eléctrico

f es el ángulo que se forma entre la dirección del radio r y la perpendicular a la superficie irradiada.

En la fig. 7.2 se muestra el esquema eléctrico simplificado de un horno eléctrico

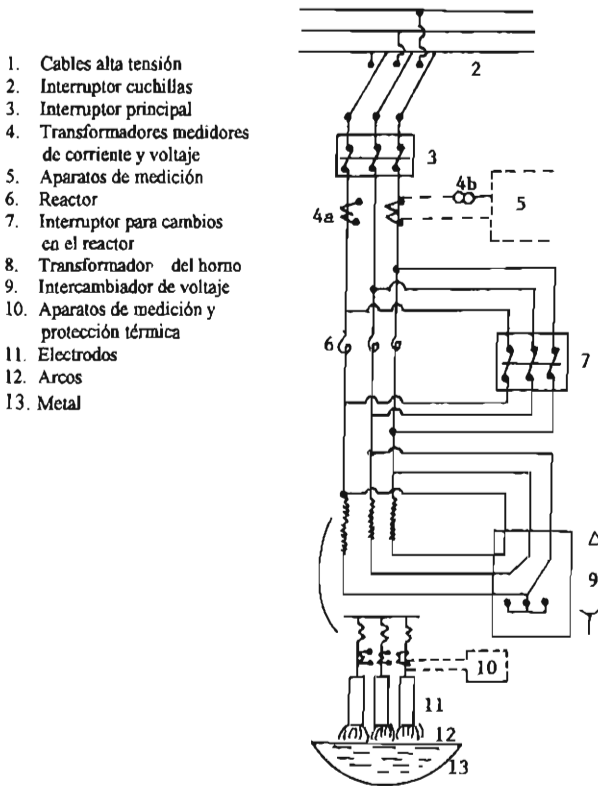


Fig. 7.2 Esquema eléctrico simplificado de un horno de arco.

7.1.2. Dispositivo para Agitación Electromagnética

Este dispositivo sirve para agitar electromagnéticamente el metal líquido. Este instrumento se conecta durante el periodo de reducción y al vaciar la escoria.

Debajo del fondo del horno, fabricado de acero no magnético se instala un núcleo (estator) alargado, provisto de dos arrollamientos, que está encorvado según la forma del horno. Los arrollamientos del estator son alimentados por una corriente bifásica de baja frecuencia (0.5 a 2 Hz) con un ángulo de defase = 90 ° lo que crea en el metal un campo magnético móvil.

7.1.3. Electrodo.

La corriente se suministra al espacio de fusión del horno eléctrico por los electrodos. Los artículos fabricados de carbono son los únicos que pueden resistir altas temperaturas y conservar al mismo tiempo, buena conductibilidad eléctrica. El diámetro de los electrodos se calcula a través de la siguiente expresión.

$$D = \frac{4I}{i_{adm}}$$

Donde:

I es la intensidad de la corriente de alimentación, en A
 i_{adm} es la intensidad admisible de corriente, en A/cm

Para eliminar las pérdidas en forma de residuos, los electrodos son cilíndricos, cada extremo del electrodo lleva torneado y fileteado un (alojamiento de niple) para alargarlo por empalme con otro electrodo.

Su consumo es de aproximadamente de 7 kgs. por tonelada de acero.

El consumo de energía varía de 550 a 700 kwh/ton dependiendo de la capacidad del horno, velocidad de fusión y refinación, tipo de acero a fabricar así como de las características de la chatarra y aleaciones.

7.1.4. Periodos del Proceso de Fusión.

1. Preparación del horno.- Consiste en la corrección de las zonas desgastadas y deterioradas del revestimiento por medio de polvos de magnésita.
2. Carga de los materiales.- Los materiales se cargan con cestos provistos de fondos abatibles, colocando los materiales como sigue, en el fondo se coloca una parte de menudos para proteger el

revestimiento de golpes de chatarra, a continuación se coloca chatarra gruesa y pesada en el centro, en la periferia chatarra de sección media y arriba la chatarra menuda restante. La colocación apretada de los materiales mejora su conductibilidad y asegura una combustión estable del arco, acelerando la fusión. Posteriormente se agregan los fundentes junto con coque o grafito y los alcantes.

3. Fusión.- Una vez terminada la carga del horno, se bajan los electrodos y se conecta la corriente. Los materiales situados bajo los electrodos se funden, el metal líquido se vierte hacia abajo, acumulándose en la parte central de la solera y los electrodos se bajan paulatinamente aumentando el lecho de fusión. En lo ulterior a medida que va aumentando la cantidad de metal líquido, los electrodos se elevan, ya que cuentan con un control automático que permite mantener constante la altura del arco. En el periodo de fusión se asegura la formación temprana de una escoria que evite que el metal quede saturado por gases y carburado por los electrodos.

Durante la fusión se oxidán los componentes de la carga, se forma la escoria y se pasa el fósforo a ella. La oxidación se lleva a costa del oxígeno atmosférico, el de la cascarilla de laminación y el del mineral introducido con los materiales de carga. Con la ayuda de toberas se inyecta oxígeno o gas combustible para acelerar la fusión (ahorrando así hasta un 15% de energía eléctrica) la fusión dura de 1 a 3 hrs.

4. Periodo oxidante.- Los objetivos de este periodo son:

- a) Disminuir el contenido de fósforo en el metal
- b) Disminuir los contenidos de hidrógeno y nitrógeno en el metal
- c) Calentar el metal hasta una temperatura proxima a la de sangría (120 a 130°C arriba de la temperatura del líquido).

En este periodo se elimina aproximadamente 65% de la escoria formada para eliminar el P y se agregan más fundentes y mena de fierro con lo que se logra la ebullición del baño debido a la abundancia de CO₂ formado con lo que se favorece la salida de H y N del baño, a la vez que se homogeniza el mismo. El periodo de oxidación termina cuando el carbono está oxidado hasta el límite inferior del contenido en el acero de la marca fabricada mientras que el P ha disminuido a 0.01% y así este periodo termina con la evacuación de la escoria oxidante. Este periodo dura unas 2 hrs.

5. Periodo reductor.- La finalidad de este periodo es:

- a) Desoxidar el metal.
- b) Eliminar el azufre.
- c) Poner en rango la composición química del acero y la temperatura de sangría.

Todos estos objetivos se consiguen paralelamente; una vez evacuada la escoria oxidante se agrega en el hono FeMn, FeSi y Al con el propósito de realizar una desoxidación por precipitación del metal. a continuación se forma la escoria agragando fundentes como CaO y CaF₂ principalmente. Al final del periodo reductor se agregan desoxidantes más fuertes como son; CaSi molido y Al en polvo, como resultado disminuye la cantidad de FeO en la escoria obteniendose así lo que se conose como escoria blanca y de acuerdo con la ley de distribución del oxígeno este pasa a la escoria a partir del metal (desoxidación por difusión).

Durante este periodo se lleva a cabo la desulfuración ya que aquí se tienen las condiciones idoneas. Es aquí también donde se lleva a cabo la agitación electromagnética.

En ocasiones el periodo de reducción no se lleva a cabo con una escoria blanca, sino con una escoria gris que es más básica y está compuesta por CaC₂ (este compuesto desoxida y desulfura más energicamente). El periodo dura aproximadamente 80 min.

6. Sangría del acero.- Esta se lleva a cabo una vez que se ha homogenizado la composición y temperatura del baño y se ejecuta aproximadamente 130°C arriba de la temperatura del líquido.

7.1.5. Evacuación y Depuración de los Gases.

En el transcurso de la fusión sale del horno de arco eléctrico una gran cantidad de gases polvorientos a temperaturas entre los 900 y 1400°C, el contenido de polvo en el periodo de soplado del baño con oxígeno llega a 70 gr/m³ de gas, la cantidad de gases que se desprenden, por ejemplo en un horno de 100 tn en este periodo es de 18 a 20 mil m³ /hr. Para crear las condiciones necesarias en la acería es necesario captar y depurar los gases de escape.

En las acerías viejas dotadas de hornos de pequeñas capacidades se emplean las campanas instaladas por encima de la boveda. Sin embargo estas campanas son voluminosas y no aseguran la captación completa de los gases. En la actualidad se usa ampliamente la evacuación de los gases a través de un orificio practicado en la boveda del horno y la depuración de ellos eliminando el polvo por medio de humedad y tubos venturi. En la Fig. 7.3 se da un esquema del sistema de depuración de gases en este tipo de hornos.

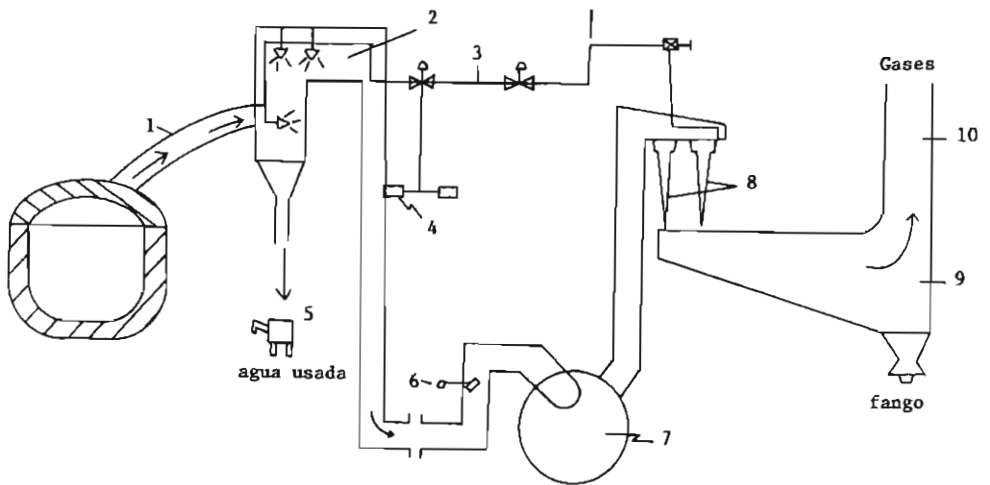


Fig. 7.3 Sistema depurador de gases en el horno de arco eléctrico.

- 1.- Tubo revestido, 2.- Lavador de gases, 3.- Red de agua corriente, 4.- Termopar,
- 5.- Depósito colector, 6.- Compuerta, 7.- Aspirador de humo, 8.- Tubos Ventury,
- 9.- Recoge gotas ciclónico, 10.- Pozo de escape.

7.1.6. Posibles Avances Futuros de la Aceración en Hornos Eléctricos.

Es de esperarse que continúe el fuerte crecimiento reciente de los hornos de arco eléctrico básicos y la secuencia de la colada continua así como del incremento de las potencias usadas. Los hornos de las miniacérrías estarán principalmente dentro del margen de 50 a 120 ton. pero para operaciones mayores se emplearán hasta de 200 ton. El aumento de la productividad requerirá más mejoras en la tecnología eléctrica, tales como la amplia adopción de interruptores cambiadores de escalones de voltaje y mejores electrodos de más larga duración. El cambio rápido mecánico de los electrodos deberá remplazar a los lentos procedimientos manuales.

Los aumentos de productividad no serán muy grandes a menos que se mejore la calidad de los refractarios para tener mayor disponibilidad de los hornos. Esto se logrará con mejores refractarios, pero también con la creciente adopción del sistema de enfriamiento con agua de los puntos calientes, incluyendo a las bóvedas, como ya se ha iniciado.

El precalentamiento de la chatarra requiere operaciones complicadas, pero puede adoptarse donde quiera que la proporción del costo de los combustibles, incluyendo los gases de subproducto, a la energía eléctrica, sea favorable. El precalentamiento del hierro prereducido puede ocasionar una oxidación excesiva y aun el peligro de ignición.

El empleo del hierro prereducido como sustituto de la chatarra se incrementará notablemente en los países que se dispone tanto de mineral como de gases reductores.

La importación de hierro de reducción directa puede ser económica si los precios de la chatarra permanecen a altos niveles, posiblemente a causa de su exportación, pero los países que importan chatarra pueden elegir el hacer o el importar el hierro de reducción directa en su lugar. Si se emplea el hierro prereducido exclusivamente éste se deberá cargar continuamente dentro de los hornos, sin interrumpir el suministro de energía y sin separar la bóveda del horno, y esto por sí solo producirá grandes ganancias de productividad. Entonces la práctica de colar continuamente muchas coladas de un solo horno en secuencia, podrá ser rutina diaria.

Los controles del proceso deberán incluir el uso amplio de cargas de de costo mínimo y adiciones de aleaciones de bajo costo, calculadas con computadora. Los sensores de oxígeno se usarán para finalizar la mayoría de las hornadas, para mejorar la calidad del acero, y disminuir el uso de ferroaleaciones. La refinación en la olla será común y en muchos casos se continuará con la desgasificación al vacío; con lo que, la agitación por inducción en los hornos desaparecerá.

La refinación de los aceros inoxidables se hace hoy en día extensamente por el proceso AOD (Argon Oxigen Decarburation) sirviendo el horno de arco únicamente como auxiliar en la fusión de chatarra. Esta tendencia continuará y se extenderá a los grados de más alta aleación; y así, las prácticas de doble escoria serán poco usuales.

7.2 PROCESO DE HORNO DE INDUCCION

7.2.1. La fusión en el horno de inducción.

La fusión de los metales en el horno de inducción sin núcleo, consiste en hacer pasar una corriente de alta frecuencia a través de una bobina cilíndrica de cobre, produciendo así un campo magnético alterno, el cual pasa a través de la carga induciendo corrientes en ella y ocasionando su posterior fusión (de la carga metálica).

La condición ideal desde el punto de vista eléctrico, sería que la carga llenara completamente el interior de la bobina, de tal manera que no hubiera espacios libres entre ellas, con lo cual evitarían pérdidas de flujo. Sin embargo esto es imposible y debe haber un crisol o revestimiento, para retener el metal cuando este fundido además de un aislamiento térmico para proteger de bobina y evitar las pérdidas de calor. La figura 7.4 muestra una vista transversal del horno de inducción.

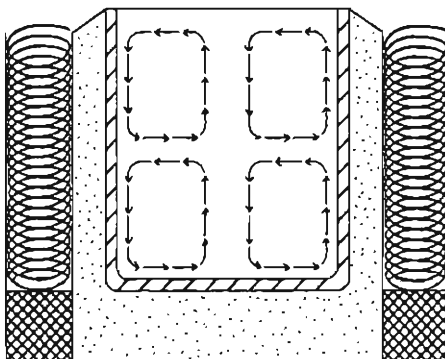


Fig. 7.4 Vista transversal del horno de inducción

La frecuencia mínima para un metal determinado y diámetro de la carga se determina de acuerdo con:

$$f_{\min} = 25 \times 108 (\rho/d^3)$$

Donde:

ρ es la resistencia específica del metal fundido, en ohm/cm^3

d es el diámetro de la carga, en cm

La fórmula indica que si aumenta la carga y disminuye su resistencia, se disminuye la frecuencia de la corriente utilizada.

7.2.3. Dimensiones del Horno.

En la práctica se utiliza una relación entre las dimensiones de la bobina con respecto a las dimensiones del crisol, por lo tanto para la fusión de acero se tiene que:

- a) La relación de la altura de la bobina H con respecto a la altura de la carga debe ser de 1.2 a 1.5.
- b) La relación entre la altura del horno con respecto a su diámetro es de 1 a 1.5.

Guardando estas relaciones se tiene el mayor aprovechamiento del espacio útil del horno.

7.2.3. El Revestimiento del Horno

El espacio de fusión del horno de inducción sin núcleo tiene la forma de un crisol, hecho de material refractario el que se apisona directamente en el horno. Este material refractario que puede presentar carácter ácido o básico debe reunir las siguientes condiciones:

- a) Las paredes deben ser lo más delgadas posibles, ya que las paredes gruesas impiden que el flujo magnético se cierre en la carga, con lo que se prolonga el tiempo de colada y por consiguiente se aumenta el consumo de energía eléctrica.
- b) El revestimiento no debe ser conductor, de otra manera se producirían cortos circuitos.
- c) El revestimiento debe ser suficientemente resistente al calor para que soporte la temperatura de fusión de distintos tipos de aceros.

- d) Debe resistir mecánicamente, ya que durante la fusión es necesario golpear la carga con barras de acero , para acelerar la fusión y evitar que la carga se puntee al soldarse entre si.
- e) Los cambios de volúmenes del material refractario deben ser minimos.

7.2.4. Principales Ventajas y Desventajas

Ventajas:

Ausencia de los electrodos, debido a lo cual el metal no se carboniza durante la fusión, esto permite fabricar aceros de muy bajo contenido de carbono.

Ausencia del arco eléctrico de alta temperatura, por lo que disminuye la perdida por ignición del metal.

- Agitación electromagnética, por lo tanto se tiene un metal homogéneo.

Desventajas:

Baja temperatura de la escoria, ya que esta se calienta a partir del metal, razón que dificulta la eliminación del fosforo u azufre.

Baja resistencia del revestimiento.

Baja productividad.

Es por éstas tres razones principalmente que en la actualidad los hornos de inducción no se utilizan para la producción de acero, empleandose básicamente en investigación y para la fusión de hierros y algunas aleaciones no ferrosas.

VACIADO DEL ACERO

La mayor parte del acero producido se procesa en laminadores o en forja y solamente una parte muy pequeña del acero se emplea para la producción de piezas moldeadas. Los laminadores y forjas deben recibir el acero con una forma apropiada de este, razón por la que se vacía en las lingoteras, con sección transversal y tamaños adecuados dentro de las cuales solidifica en forma de lingotes.

La solidificación del acero en las lingoteras va acompañada de una serie de fenómenos importantes como son; segregación, cristalización, desgasificación, etc.

El vaciado es la fase final de la producción del acero y en ella queda expuesto a la acción de una gran cantidad de efectos. Con frecuencia ocurre, que el mejor acero fabricado en el horno se hecha a perder durante el vaciado; los defectos del acero causados durante el vaciado por lo general ya no es posible eliminarlos.

8.1.1. Nave de vaciado

El equipo y las instalaciones de la nave de vaciado son muy variados, así se tiene que:

- Para el vaciado en fosas se tienen, unas fosas que están revestidas con material refractario, con el piso bajo el nivel del piso de la nave. Cada fosa admite tantas lingoteras como sean necesarias para poder vaciar en ellas, todo el acero de las ollas o tinas.

- Para el vaciado en carros, se tienen unos rieles sobre los que se colocan carros, los que a su vez llevan una lingotera encima sobre la que se vacía el acero.

En esta zona hay dos tipos de gruas, pesadas que sirven para manejar la olla o la tina llena de acero y ligeras que llevan a cabo otro tipo de operaciones de carga, como manejo de lingoteras, lingotes refractarios, etc.

En esta nave se tiene la zona de reparación y preparación de las ollas y lingoteras con su respectivo equipo de precalentamiento.

Ollas de vaciado.- son grandes recipientes con una coraza de acero, en forma de cono truncado invertido; la coraza está revestida con un material refractario, el que tiene composición de 70% min. de alumina. La capacidad de la olla debe ser tal que pueda recibir todo el acero y parte de la escoria. Las ollas tienen uno o dos picos para que por ahí escurra la escoria, así mismo cuentan con uno o dos orificios para que por ahí se vacie el acero, estos orificios están colocados en el fondo de la misma. Estos orificios se tapan con un tapón cerámico o de grafito, que se coloca en el extremo inferior de la barra taponeadora, que se maneja desde el exterior mediante un mecanismo de palanca.

En la figura 8.1 se muestra el esquema de una olla de vaciado. Al final del vaciado la olla se revisa y se repara, sin exceso de materiales, para evitar el riesgo de que se desprendan y contaminen el acero.

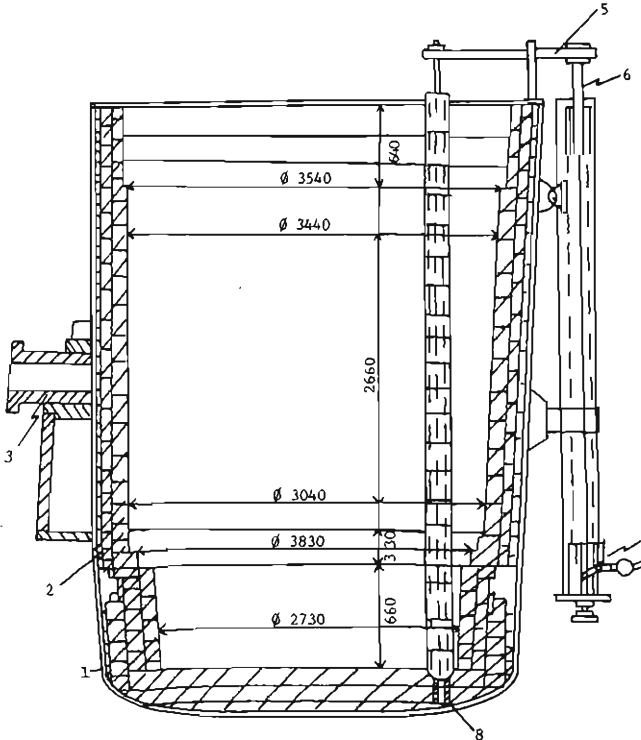


Figura 8.1 Olla de vaciado para acero

1 Coraza, 2 revestimiento, 3 muñón, 4 retén, 5 borquilla, 6 corredera, 7 palanca, 8 casquillo.

Lingoteras.- son moldes permanentes en donde solidifica el acero construidos de hierro gris, según la sección transversal que presentan las lingoteras se dividen en; cuadradas para laminación, rectangulares para desbaste de planos, redondas para tubos y poligonales para forja, así como las hay con fondo y sin fondo. Debido a motivos de extracción fácil del lingote, las lingoteras tienen una pequeña conicidad en su perfil interno, de esta manera conocida de los lingotes para laminación es de 2.5 a 3% y la conicidad para lingotes de forja es de 3 a 5%. El % de conicidad se determina con la siguiente expresión:

$$\% \text{ conicidad} = (M_{ma} - D_{me}) 100 / 2H$$

Donde:

D_{ma} es el diámetro mayor de la lingotera

D_{me} es el diámetro menor del lingote

H es la altura del lingote

El tamaño de la lingotera depende del tamaño del producto final, la relación H/D es de 2.5 a 1.

El espesor de las paredes de la lingotera está en función de la resistencia mecánica de la misma y tiene una gran influencia sobre el proceso de solidificación de los lingotes, este espesor puede ser la cuarta o la quinta parte del diámetro promedio del lingote, cuyo peso sea menor a 4 toneladas.

8.1.2. Remotas o Cabezas (Mazarotas)

Estas son cuerpos de hierro gris revestidos interiormente con material refractario y los que tienen forma de cono truncado, las que se colocan sobre la parte superior de la lingotera, durante el vaciado del acero, de esta manera el acero vaciado se mantiene el mayor tiempo posible en el estado líquido y se puede alimentar el rechupe que se forma en la parte superior durante su solidificación.

En los lados de las remotas en ocasiones se coloca polvo exotérmico, de esta manera el calor generado por el retrasa la solidificación.

8.1.3. Temperatura y Velocidad de Vaciado del Acero.

El acero que sale del horno debe calentarse entre 100 y 150°C arriba de la temperatura de fusión. Este sobrecalentamiento se necesita para asegurar el mantenimiento de la temperatura requerida en el proceso de colada, para compensar las pérdidas de calor durante la sangría, la permanencia del acero en la olla y en el curso de la colada.

Una temperatura excesivamente alta del acero durante la colada origina el empeoramiento de la calidad del lingote. Ya que el acero muy sobrecalentado solidifica durante un tiempo mayor en la lingotera lo que provoca un gran desarrollo de la heterogeneidad química del lingote. Con el aumento de la temperatura del acero crece también su saturación de gases.

Tampoco es deseable la colada del acero a una temperatura demasiado baja. El metal frío es mucho más tenaz lo que obstaculiza la flotación de inclusiones no metálicas al solidificar el metal, igualmente disminuye la alimentación de metal por parte de la mazarota en cristalización lo que ocasiona que el lingote tenga un fuerte rechupe y una elevada porosidad.

La velocidad de colada alta provoca el aumento de la cantidad de grietas longitudinales sobre la superficie del lingote. Por otro lado la colada con una velocidad disminuida ocasiona la formación de

una costra cuyos repliegues son defectos serios del lingote. Razón por lo cual la velocidad de colada está en relación con la temperatura del metal, el metal caliente se cuela más lentamente, mientras que el metal frío necesita una velocidad mayor de colada. Esta velocidad de colada se caracteriza por la velocidad de ascenso del metal en la lingotera (m/min).

Los valores óptimos de temperatura y de velocidad de colada se eligen teniendo en cuenta la masa del lingote, el procedimiento de colada, la composición del acero y las propiedades del acero.

8.1.4. Estructura del Lingote.

La estructura cristalina del lingote solidificado en una lingotera se muestra en la Figura 8.2.

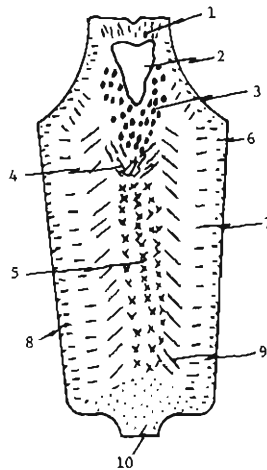


Fig. 8.2. Estructura de solidificación en un lingote de acero

1. Puente de metal; 2. Rechupe; 3. Cavity de contracción; 4. Porosidad axial de contracción;
5. Cristales iguales desorientados; 6. Cristales menudos; 7. y 8. Cristales columnares;
9. Cristales columnares orientados hacia el centro térmico; 10. Cono de precipitación.

La extensión de las diferentes zonas de cristales depende de la intensidad de enfriamiento del lingote, la conductibilidad térmica del acero, determinada por su composición y la cantidad de hidrógeno contenido del acero. La heterogeneidad de la estructura de los lingotes obstaculiza la obtención de artículos de acero que posean, en diferentes partes suyas, las mismas propiedades

mecánicas. La contracción es debida al aumento de densidad del acero al pasar del estado líquido al estado sólido.

8.1.5. Heterogeneidad química de los lingotes.

Los lingotes de acero son heterogeneos no sólo por su estructura sino también por su composición química. El acero líquido no es más que una solución homogénea de carbono, manganeso, silicio, azufre, fosforo, oxígeno, etc. disueltos en hierro líquido, pero la cantidad de estas impurezas contenidas en diferentes puntos de un lingote de acero es desigual. La heterogeneidad química aparece durante la solidificación del lingote. La segregación es causada por la disminución de la solubilidad de las impurezas del hierro al pasar este del estado líquido al estado sólido. Por eso los ejes de cristales que crecen en primer lugar contienen una menor cantidad de impurezas que el acero base, mientras que el metal líquido restante se enriquece de impurezas.

Los elementos contenidos en el acero tienen una propensión diferente a la segregación. El grado de segregación se caracteriza por la expresión siguiente:

$$\frac{(C_{max} - C_{min})}{C_1} \times 100\%$$

Donde:

C_{max} y C_{min} es la concentración máxima y mínima de un elemento contenido en una y otra parte del lingote.

C_1 es la cantidad del elemento contenido en el acero líquido.

Existen dos tipos de segregación, la microsegregación y la macrosegregación.

Por microsegregación (segregación dendrítica) se entiende a la falta de homogeneidad del acero dentro de los límites de un cristal (dendrita), aparece como resultado de la cristalización selectiva. Los elementos más propensos a la microsegregación son el P, S y C. La influencia negativa de la microsegregación se manifiesta en la aparición de una estructura estirada en el acero acabado de composición diferente y por lo tanto con propiedades mecánicas diferentes.

Por macrosegregación se entiende a la falta de homogeneidad del acero en diferentes partes del lingote, alcanza valores mayores que la micro y por lo tanto es más peligrosa, son propensos a ella el S, P, C y O. La segregación origina la heterogeneidad de las propiedades en diferentes partes del acero y puede ser causa de rechazo del material en el caso de que la composición en algunas partes se desvíe de los valores prefijados.

8.1.6. Defectos de los lingotes.

Entre los defectos de los lingotes de acero figuran los ya examinados: rechupes, heterogéneidad química, costras sobre la superficie de los lingotes. Además de otros que se forman durante el vaciado y la solidificación del lingote, así se tiene:

Porosidad axial.- se forma debido a la disminución de la temperatura de colada, el incremento de la masa del lingote, la presencia en el acero de los elementos que elevan la contracción como el C, la presencia de elementos que hacen más viscoso el acero como Cr y Ti y la conicidad del lingote.

Repliegue de la costra.- es el defecto más difundido de la superficie del lingote. La causa de su aparición consiste en la oxidación y el enfriamiento de la superficie abierta del metal líquido en la lingotera.

Grietas longitudinales en caliente.- estas aparecen como resultado de la ruptura de una costra fina del metal solidificado durante la solidificación del lingote. la longitud de estas llega a medir 1 mt. o más, y el ancho es de 1 a 3 mm.

Sopladuras.- estas son el resultado de gases atrapados en cantidades elevadas dentro de la estructura del lingote, se deben a metales mal desoxidados, alturas altas de vaciado y al exceso de lubricante aplicado en las paredes de las lingoteras principalmente.

8.2. COLADA CONTINUA.

El vaciado del acero en lingoteras es dificultoso, prolongado y costoso , debido a que debe mantenerse una gran cantidad de lingoteras de reserva y la operación de la preparación de los conjuntos de vaciado es un trabajo duro y cansado. El lingote tiene una sección transversal muy grande y debe ser reducida durante la laminación y forja. De ahí que en los últimos años se ha desarrollado enormemente el proceso de colada continua del acero, durante el cual ya no son necesarias las lingoteras.

Durante la colada continua, el acero se vacía a una lingotera pequeña y corta enfriada con agua (cristalizador), la que tiene el fondo móvil. Después del vaciado y solidificación del primer acero introducido, el fondo se comienza a mover hacia abajo, con una velocidad tal que el acero que sigue llenando el cristalizador , alcance a solidificar. El acero solidificado se extrae por medio de unos rodillos extractores. Después de estos rodillos se encuentran los dispositivos de corte con oxiacetileno principalmente, cortando el producto a las dimensiones deseadas. En la Figura 8.3 se muestra un

dibujo de una maquina de colada continua del tipo vertical. Los tipos de maquinas de colada continua se clasifican, según el metodo de extracción del producto, así se tienen:

- a). Verticales que fueron las primeras en desarrollar.
- b). Verticales con flexionador, en donde el producto se extrae horizontalmente.
- c). De arco con cristalizador recto, el producto se extrae de manera horizontal.
- d). Tipo S.

Las maquinas originales necesitaban construcciones de 30 a 40 mts. de altura y fosas profundas para obtener el producto. Un desarrollo posterior consistio en colocar un rodillo flexionador del producto, inmediatamente despúes de los rodillos extractores y así optener el producto en forma horizontal. Antes del dispositivo de corte hay un juego de rodillos enderezadores del producto.

Las máquinas actuales tienen 4, 6, 8 y 10 líneas o hilos para altas producciones. Las hay para colar palanquillas (bilets), tochos (blooms) y planchones (slabs), además se pueden combinar con cualquier tipo de horno de aceración.

8.2.1. Principales Ventajas de la Colada Continua

- 1.-Se eleva considerablemente el rendimiento del metal útil (al colar en lingoteras, en cada lingote el recorte de cabeza debido al rechupe varía entre 10 y 20%, en colada continua el rendimiento de las piezas brutas es de 95 a 97%).
2. Disminuye la herogeneidad química y la de la estructura cristalina del acero como resultado del enfriamiento acelerado del lingote.
3. Se mejora la superficie de las piezas brutas obtenidas.
4. No se necesitan trenes de desbaste.
5. El proceso de colada continua se presta de un modo relativamente fácil a la automatización.

El enfriamiento en una maquina de colada continua debe ser el adecuado para que forme una cascara de costra sola (capa) lo suficientemente gruesa para resistir los esfuerzos provocados por el

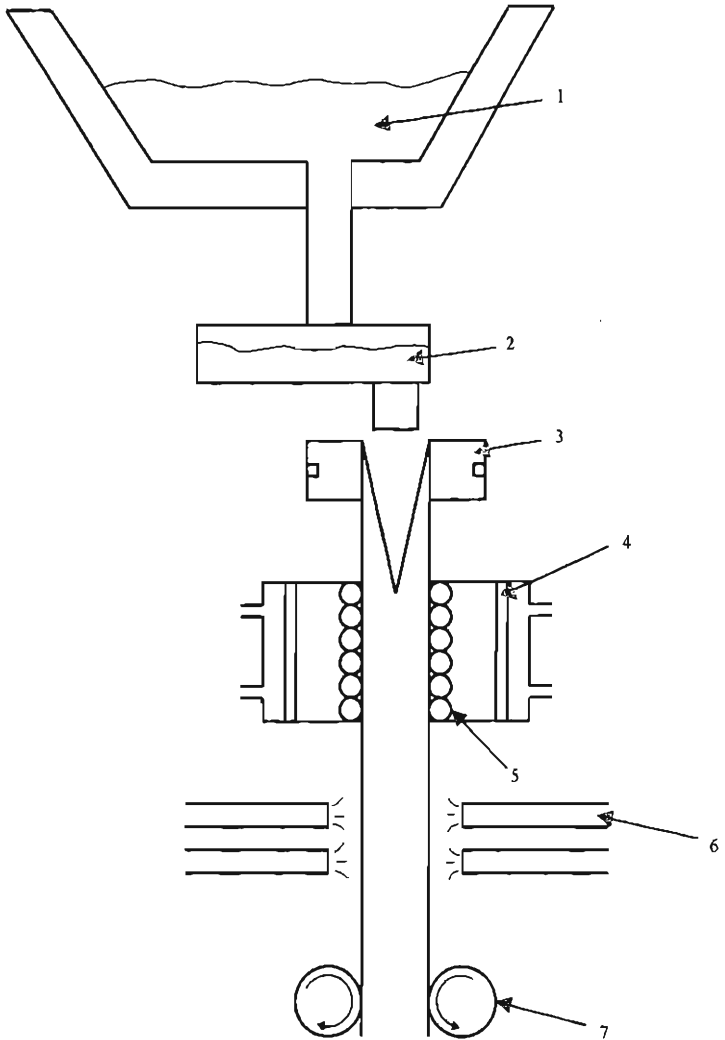


Fig. 8.3 Máquina de colada continua vertical

- 1 Metal líquido, 2 Distribuidor, 3 Molde (Cu, grafito), 4 Enfriamiento secundario,
5 Rodillos guía, 6 Aspersores, 7 Rodillos extractores.

sistema extractor de la maquina y además resistir la presión ferrostática de la columna de metal líquido.

8.2.2. Paramétros de la Colada Continua.

1. Influencia de la longitud del molde.

Una longitud demasiado grande del molde ocasiona un aumento en la fricción, lo cual causa problemas en la pared del molde y la costra formada, estos problemas son grietas.

2. Lubricación del molde.

Disminuye la fricción, cubre con una capa el metal terminado disminuyendo así la oxidación de este. Por lo regular se utilizán aceites, con el fin de que al entrar en contacto con el metal líquido se evaporen.

3. Influencia de la intensidad de refrigeración en el molde.

La intensidad de refrigeración es muy importante ya que de ella depende la cantidad de transferencia de calor y por consecuencia el espesor de la costra solidificada a la salida del molde. El espesor de la costra también depende del espesor del molde, material del molde, flujo de agua y la uniformidad de la transferencia de calor en las cuatro caras. La alteración de la uniformidad en el enfriamiento (molde) puede provocar grietas profundas (transversales), debido a la desuniformidad de las tensiones a que la costra se ve expuesta al tener partes pequeñas en el espesor.

4. Influencia de la temperatura.

Una alta temperatura del metal en el molde ocasiona; un retardo en el inicio de solidificación, una disminución en el espesor de la costra solidificada y por lo tanto un aumento de la presión ferrostática que actúa sobre la costra.

5. Influencia de la velocidad de colada.

Un aumento en la velocidad de colada provoca los mismos efectos que vaciar a una temperatura elevada.

Para un tocho de 6" X 6" la velocidad de colada es de alrededor de 80"/min. y para una palanquilla de 4" X 4" esta es de 100"/min.

METALURGIA DE VACIO

9.1. Introducción

Existe una demanda creciente de aceros de calidad, así como de métodos que permitan fabricarlos a costos reducidos. Uno de los métodos utilizados con esta finalidad es la desgasificación a baja presión del acero líquido, combinada con operaciones metalúrgicas en la planta de tratamiento al vacío.

Hace más de ochenta años se pensó en este método, pero los primeros tratamientos al vacío no se aplicaron realmente hasta 1928, en que se utilizaron en los hornos de inducción para fundir metales con una gran afinidad por el oxígeno. En estos hornos el metal pasa también a los moldes en una cámara de vacío. Este procedimiento se aplicó más tarde al acero y se emplea hoy para la obtención de productos de alta calidad.

Los modernos hornos de inducción al vacío se utilizan hoy en unidades de una tonelada. El horno va montado en una cámara horizontal, toda la operación, incluidas las adiciones y la colada puede realizarse a un alto vacío que, en pequeños hornos, alcanza presiones de 0.0001 mm de Hg. El régimen de trabajo de tales hornos puede ser de 20 a 24 coladas semanales.

El horno de electrodo consumible es otro método moderno que también puede operar en condiciones de alto vacío y producir un lingote mucho mayor que el del horno de inducción al vacío. Se emplea como carga una palanquilla larga o tocho que constituye uno de los electrodos. Se introduce continuamente en un molde refrigerado con agua en el que se ha hecho el vacío y que constituye el otro electrodo. El arco se cierra entre el electrodo consumible y una pequeña cantidad de metal colada en el fondo del molde. El electrodo se funde en gotas, cada una de las cuales se desgasifica medida que cae al caldo fundido, que se enfría para formar el lingote. De esta forma se pueden obtener lingotes mucho mayores, de modo que es posible fabricar piezas de forja relativamente grandes.

El empleo de estos métodos demuestra el valor del tratamiento al vacío cuando se desea mejorar las propiedades del acero, pero son muy costosos para muchos productos; se ha estimado a grosso modo que los costos del acero de electrodo consumible son tres veces superiores a los del acero de horno de arco eléctrico básico; el costo de fundición por inducción al vacío es cuatro o cinco veces mayor a este último.

No obstante, se ha encontrado y puesto en práctica un método más sencillo para tratar aceros; se trata de la desgasificación al vacío del acero fundido después de su salida del horno. En principio este método consiste en someter el acero al vacío de una manera relativamente sencilla y barata a fin de mejorar en gran parte su calidad por eliminación de diversos gases, sobre todo hidrógeno y nitrógeno.

La mayor parte del trabajo inicial se realizó en Alemania a comienzos de la década de los 50s; los primeros experimentos no tuvieron éxito a causa de lo inadecuado del equipo productor del vacío. Muchas fabricas trabajaron sobre el mismo principio simultáneamente y como consecuencia varios métodos fueron perfeccionados y aplicados por sus inventores, todos con la finalidad de reducir los gases disueltos a un nivel tan bajo que el remanente dejara de ser perjudicial.

El objetivo de los primeros trabajos era básicamente la eliminación del hidrógeno; por ello el proceso atendía principalmente al tratamiento de aceros que, debido a su método de obtención, pudieran ser altos en este gas, por ejemplo, aceros calmados para finalidades especiales, sobre todo piezas de forja. De este modo se limitaban sus aplicaciones.

Más tarde, sin embargo, se prestó atención al tratamiento de acero efervescente, de modo que a presión reducida los óxidos disueltos continuaran siendo atacados por el carbono contenido, resultante del desprendimiento del CO. En efecto, se utilizaba el carbono como desoxidante que dejaba el acero sin residuos sólidos. Luego se añaden al silicio, aluminio u otros materiales de aleación según las exigencias; materiales que pasan a un metal de casi 100 % de pureza con lo que se reducen muchísimo los productos de desoxidación sólidos que quedan en el metal. Esto abre un amplio campo de aplicación a muchos aceros comerciales que adolecen de esta dificultad, por ejemplo: placas gruesas de aleación baja. De manera similar este procedimiento puede remplazar al empleo de escoria de reducción en el horno de arco eléctrico, puesto que el carbono puede completar la desoxidación en el vacío.

Este procedimiento es utilizado como método relativamente económico para mejorar la calidad del acero, por lo que todos los grandes fabricantes debieran considerar su posible empleo en las actuales condiciones, que constantemente exigen mejores propiedades de los aceros que un día se denominaron "ordinarios". También es posible que los procedimientos de aceración por soplado con oxígeno adaptados a fundir coladas relativamente pequeñas a intervalos frecuentes y sin limitación real en cuanto a la temperatura de colada, tengan especial aplicación al tratamiento al vacío, con lo que se produzcan cantidades casi ilimitadas de aceros de alta calidad a costos de producción no muy superiores a los corrientes, costos que además se recuperarán en parte al disminuir las pérdidas por defecto en los trenes de laminación y en la creciente satisfacción al consumidor.

9.2. Métodos de Desgasificación.

El requisito principal de una planta desgasificadora es contar con bombas que produzcan vacío inferior a 0.5 mm Hg, aunque algunas plantas se consideran satisfechas con 5 mm Hg. Se dispone de dos tipos de bombas, mecánicas o eyectoras de vapor. En las primeras plantas se utilizaron las mecánicas que hoy en día están siendo suplantadas por los eyectores, los que son más eficientes para crear el vacío.

A la fecha se han desarrollado por lo menos ocho métodos diferentes de desgasificación, los que seran descritos aquí. Aunque algunos de estos métodos han conseguido imponerse, cada uno tiene sus ventajas y aplicaciones particulares, por lo que cualquier nuevo estudio debiera considerar cuidadosamente todas las posibilidades antes de decidir la instalación del tipo de planta adecuado; a continuación se ofrecen detalles de los mismos.

9.2.1. Desgasificación de cuchara a cuchara.

La figura 9.1 representa este método, la cuchara llena que va a tratarse descansa sobre la tapa de la cámara de vacío. A veces, lo que reposa sobre dicha tapa es una "artesa colectora", mientras la cuchara de colada permanece suspendida de la grúa.

La entrada a la cámara de vacío, a través de la cual pasará el acero, está cerrada con un disco de aluminio que se funde inmediatamente al contacto con el acero fundido cuando se abre el obturador. Al entrar en la cámara el chorro se desintegra en una serie de finas gotas a causa del gas que está siendo liberado. Es posible lograr regímenes de transvase de 10 t/min; en estas condiciones se debe conseguir un contenido de hidrógeno en el acero lo suficientemente bajo como para asegurar que las piezas de forja estarán exentas de la formación de fisuras interiores.

No se práctica ni la agitación del acero ni el calentamiento de la cuchara. El costo se eleva algo por la necesidad de usar dos cucharas y, a veces una "artesa colectora" intermedia.

En este método la desgasificación puede ser rápida aun cuando sólo se emplee un modesto equipo de bombeo, puesto que puede hacerse el vacío en la cámara antes de que comience el transvase del líquido. También se elimina en gran parte la humedad de los refractarios de la cuchara, que pudiera ser una fuente de hidrógeno en el acero'.

9.2.2. Desgasificación durante la sangría.

La figura 9.2 es un diagrama de este método. Es un método que en la actualidad sólo se aplica a hornos basculantes a causa de la necesidad de controlar el régimen de flujo del acero desde el horno. Este método utiliza una cuchara artesana de pequeño obturador unido de forma permanente a la tapa de la cuchara estanco al aire. Esta tapa se fija a una brida de unión sobre la cuchara antes de la sangría, que se retira antes de que comience el transvase. La ventaja evidente de este método de desgasificación es la reducida pérdida de temperatura adicional comparada con los demás procedimientos.

9.2.3. Desgasificación en la cuchara.

En este método (figura 9.3), el mayor inconveniente radica en el largo período de tiempo que debe transcurrir entre la sangría del horno y el momento en que el acero desgasificado está listo para iniciar la colada. Es importante la rápida evacuación del aire de la cámara de vacío después de que haya recibido la cuchara de acero, por lo tanto, debe instalarse una adecuada capacidad de bombeo para poder efectuar el vacío en un espacio de tiempo mínimo, que pudiera ser de 7 a 10 minutos en buenas condiciones.

Si el acero está completamente cargado antes de la desgasificación, las capas inferiores de la cuchara quizás no se desgasifiquen por completo a causa del efecto de la presión ferrostática del metal situado por encima, por consiguiente el tratamiento no será plenamente eficaz. Para salvar esta dificultad se inserta hasta el fondo de la cuchara un tubo revestido de material refractario a través del cual se hace pasar un gas inerte (argón) para agitar el acero en la cuchara. Se necesitarán 1.4 m³ de gas para una cuchara de 70 ton.. Este método de agitación se emplea también cuando se han agregado a la cuchara adiciones de aleación en la cámara después del desgasificado.

Si el acero no se encuentra completamente calmado, el desprendimiento de gas será mucho más violento y es necesario emplear una cuchara con considerable exceso de capacidad para evitar derrames dentro de la cámara.

En este método interesa mucho evitar la formación de una capa de escoria, pues de lo contrario se producirán probablemente reacción excesiva y refosforación.

La pérdida de temperatura, desde el momento de sangrar el horno hasta comenzar la colada en lingotes, es de unos 100 °C, de ahí que la temperatura de sangría deba ser de 40 a 50 °C superior a la exigida en la práctica de colada normal. Esta pérdida es mayor con aceros efervescentes, en parte a causa de la violenta ebullición en el convertidor y, en cierto modo, debido a las reacciones de reducción endotérmicas que se producen.

9.2.4. Desgasificación a chorro.

Si se coloca el molde en la cámara de vacío como indica la figura 9.4, el acero se desgasifica entre el momento de su entrada en la cámara y el de su llegada a la lingotera. Debido a la baja presión el acero se desintegra en gotas a medida que se elimina el gas, y debe ser recogido en una especie de embudo de forma que llegue al molde y se eviten las salpicaduras sobre las paredes.

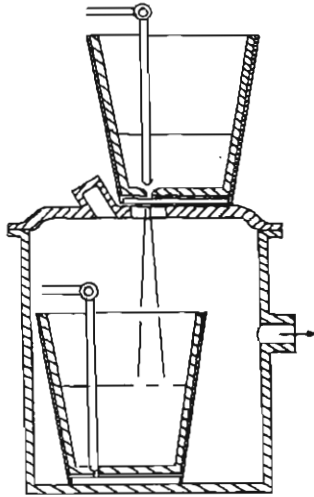


Fig. 9.1 Desgasificación de cuchara a cuchara

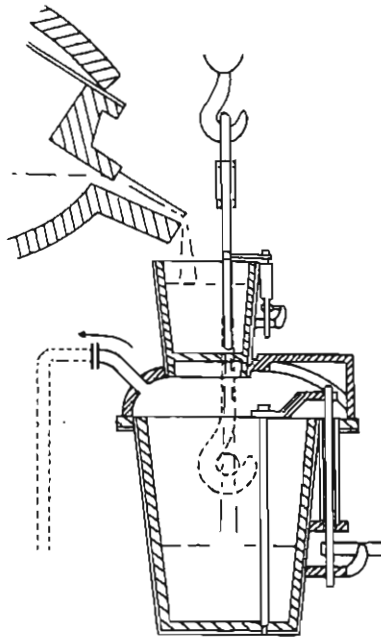


Fig. 9.2 Desgasificación en la cuchara durante la sangría

Aun cuando algunas gotas formen en la base del lingote parches esponjosos, esto no reviste importancia desde el momento en que no se produce oxidación, estos parches se consolidan en las operaciones de mecanizado posteriores.

La figura 9.4 muestra sólo una lingotera, aunque el acero puede ser vertido a varias si se emplean métodos de colada por el fondo o artesas intermedias.

Este método de desgasificación tiene diversas ventajas:

1. El acero desgasificado no entra en contacto con la atmósfera hasta que se ha solidificado y enfriado sensiblemente.
2. El molde no precisa de revestimiento alguno, lo que suprime una posible fuente de hidrógeno.
3. El agua que permanezca en la mazarota se elimina durante la obtención del vacío en la cámara, y así se evita otra posible fuente de hidrógeno.

La figura 9.5 presenta un método en el que el acero líquido está situado en una cámara de vacío y los moldes se llenan sucesivamente moviendo el carretón de transporte. El acero se recibe primero en una artesa colectora que reúne las gotas antes de dejarlas pasar al molde. Tal método puede aplicarse a pequeñas coladas de calidades especiales. Es muy caro y tiene posibilidades limitadas de empleo.

9.2.5. Desgasificación del lingote en lingoteras después del colado.

Este procedimiento es el representado en la figura 9.6. Se fija a cada molde, una vez lleno, un adaptador de succión y se mantiene el vacío a voluntad. Para este método no se requiere temperatura adicional en el momento del sangrado. Tiene un inconveniente importante antes de aplicar el vacío se ha solidificado una cierta cantidad de acero, de manera que el vacío afecta solamente el líquido remanente. Además, si el acero está totalmente calmado, la presión ferrostática impide la desgasificación del líquido de las capas bajas. El método es muy eficiente si se utiliza para el tratamiento de aceros efervescentes, se sabe que reduce el tamaño de las inclusiones no metálicas y casi elimina la segregación del núcleo, normalmente intensa. La presión requerida es de 5 a 20 mm Hg, que hoy puede conseguirse sin dificultad. El tiempo varía entre 15 y 22 minutos.

9.2.6. Desgasificación por circulación.

La figura 9.7 ilustra este método. Se hace que el acero afluya a la cámara del vacío mediante la acción de un flujo pequeño pero continuo de gas argón por un brazo de la cámara. La gravedad hace que el acero pase a través del otro brazo y vuelva a la cuchara donde su aflujo crea un grado de circulación adecuado. El régimen medio de circulación es habitualmente de 12 t/min; se requieren 20 minutos para tratar por completo una cuchara de acero de 100 ton. La pérdida de temperatura será de 20 a 30 °C para una cuchara grande y de 40 a 50 °C para una cuchara de 40 ton. La desgasificación es tan eficaz que alcanza el 90% con una doble circulación.

La cámara es pequeña por lo que se puede obtener un vacío de 1 mm Hg en un minuto para aceros calmados.

En los métodos de desgasificación por circulación y por lotes se pueden agregar las adiciones de aleación a la cuchara abierta después de haber alcanzado el grado de desgasificación requerido. La continuación del proceso durante un corto espacio de tiempo asegura una mezcla adecuada.

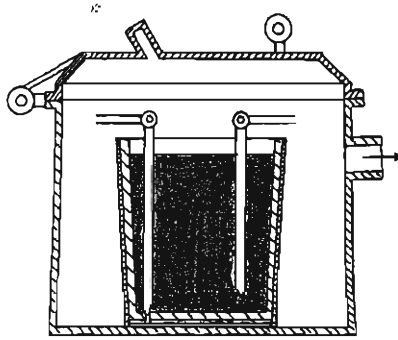


Fig. 9.3 Desgasificación en la cuchara

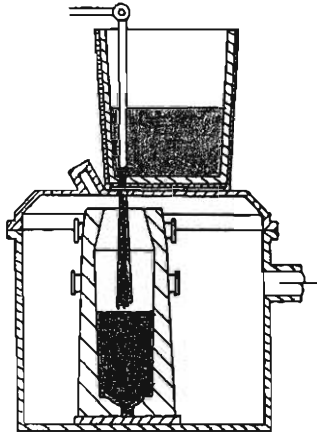


Fig. 9.4 Desgasificación a chorro

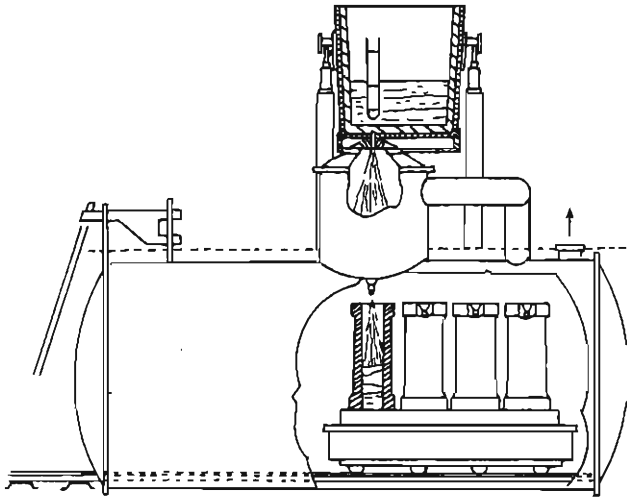


Fig. 9.5 Desgasificación a chorro

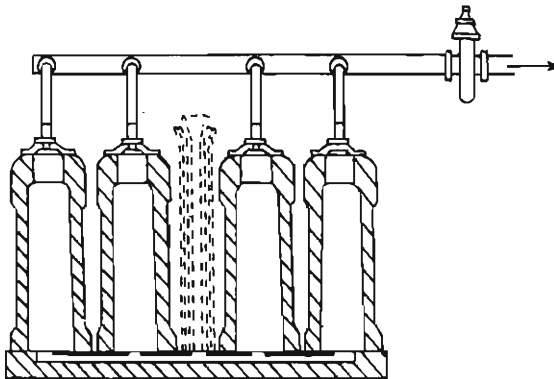


Fig. 9.6 Desgasificación en lingotera después de colado

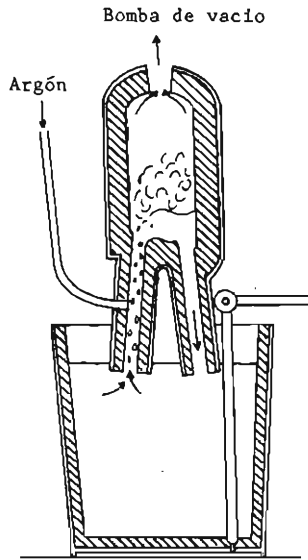


Fig. 9.7 Desgasificación por circulación

El empleo de la cámara portátil ofrece ventajas en cuanto al costo per capital, además puede ser desplazada con facilidad a cualquier horno en una acería de grandes dimensiones, con lo que se gana tiempo de refrigeración. Su empleo permite desgasificar el acero y agregar después las aleaciones a la cuchara. Luego se provoca una circulación ulterior para estimular el mezclado.

El enfriamiento constituye un problema, aunque no se ha escatimado esfuerzos para resolverlo, se ha llegado a rodear la cámara con una bobina de inducción que transmite calor al acero. Puede incluso originar la circulación del acero en la cámara, donde el nivel de la periferia es más alto que el del centro, determinando así un flujo circulatorio sin necesidad de emplear borboteo del gas. La obtención de refractarios adecuados para los brazos de entrada y salida constituye todavía una importante dificultad.

9.2.7. Desgasificación por lotes.

Este método se encuentra representado en la figura 9.8. La cámara de vacío tiene una gran superficie de base y un solo brazo que sube y baja para introducirse y retirarse del acero en la cuchara; así se absorbe algo de acero que será desgasificado y liberado cuando se eleva la cámara.

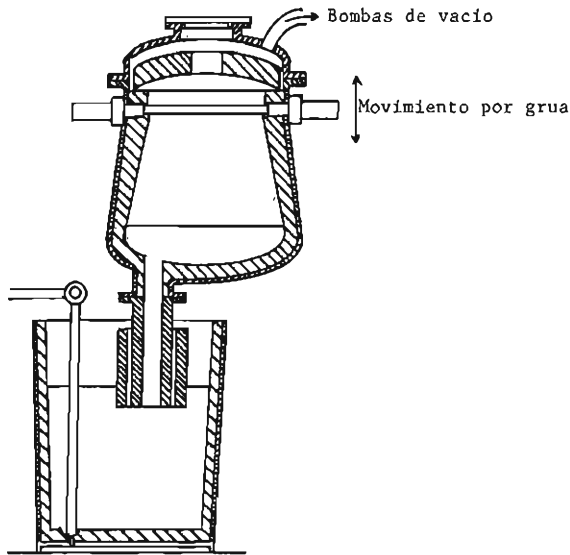


Figura 9.8 Desgasificación por lotes

La cámara efectúa de 25 a 30 movimientos de subida y descenso, el acero circula de tres a cuatro veces, en cada movimiento de ascenso se trata un 10 o 15% del acero. La eficacia de la desgasificación es muy grande a causa de la escasa profundidad de la capa de acero que se trata. Cada porción absorbida se expone al vacío durante 20 ó 30 segundos.

La pérdida de temperatura se compensa precalentando el convertidor con gas, petróleo o electricidad antes de utilizarlo.

Este procedimiento también permite la adición de las aleaciones al cucharón después del desgasificado y hace que se mezclen por la circulación, debida a la descarga de la cámara de desgasificación.

9.2.8. Desgasificación continua.

En diversos lugares se han realizado experimentos, que aún prosiguen sobre un proceso continuo de desgasificación del acero fundido después de ser colado. El objetivo es verter acero desde una cuchara o artesa que utilice un dispositivo normal de buza y obturador a través de una cámara de vacío hasta la lingotera situada al aire libre.

La cámara de desgasificación tiene tubos de revestimiento refractario por los que entra y sale. Estos pueden introducir ciertos fallos operacionales, existen problemas evidentes al tratar de coordinar el suministro de de acero con los requisitos de colar en una serie de moldes. Si se superan estos problemas, el método será satisfactorio para la eliminación del hidrógeno aunque no parece probable que sea posible la desoxidación del carbono de los aceros efervescentes que han de recibir adiciones de aleaciones después de la desgasificación y antes del colado en las lingoteras.

Las ventajas que supondría la introducción de un proceso continuo satisfactorio serían las siguientes:

1. Se requeriría menor precalentamiento del metal del que es necesario en los procedimientos en que la desgasificación en la cuchara tienen lugar al aire libre.
2. El costo de inversión de una planta de desgasificación continua será probablemente menor que el de una gran cámara de vacío, necesaria para la desgasificación de cucharón a cuchara o cucharón a lingotera. En cambio la relativa sencillez del aparato que transporta el acero fundido, cuando se utiliza un foso de vacío, puede compensar considerablemente cualquier disminución del costo de inversión de la planta de desgasificación continua.

FERROALEACIONES

A Tipos de Ferroaleaciones y Métodos de Producción

En la producción de acero se utilizan fundamentalmente aleaciones de uno o varios elementos con el hierro para desoxidar o alear.

Los elementos que forman la base de las ferroaleaciones, podrían en realidad ser utilizados comercialmente puros durante la fabricación del acero (como el caso del aluminio en la desoxidación o del cobalto, etc. durante la etapa aleatoria), sin embargo la mayoría se produce y se utiliza en forma de aleación con el hierro ya que su producción resulta ser mucho más barata y sencilla, una ferroaleación normalmente se disuelve mejor que el metal puro, su peso específico resulta ser más adecuado para alear que el elemento por sí solo, además su unidad en costo normalmente es más barata que el del comercialmente puro.

10.1. Tipo de Ferroaleaciones.

Se clasifican desde diversos puntos de vista.

Por su composición química se dividen en simples (ferromanganeso, ferrosilicio, ferrocromo, etc.) y complejas (ferrosilicocromo, ferrosilicomanganeso, etc.).

Por el contenido de los elementos principales en bajo porcentaje (ferrosilicio con 15 a 18%Si, hierro especular, ferroboro, etc.) y de alto porcentaje (ferrosilicio con 90%Si, ferromanganeso, ferrotungsteno, etc.).

Por el método de utilización en desoxidantes (ferrosilicio, ferroaleación compleja en forma de silicio, ferrotitanio, ferroboro y otras) y aleatorias (ferrocromo, ferromanganeso, etc.).

Los elementos utilizados para desoxidar pueden también, bajo ciertas condiciones ser empleados para alear.

Finalmente es factible clasificar las ferroaleaciones por el método de producción en ferroaleaciones de alto horno, ferroaleaciones producidas electrotérmicamente y ferroaleaciones metalotérmicamente.

10.1.2. Reseña de los Métodos de Producción de Ferroaleaciones.

Basicamente se reconocen 3 métodos y son; de alto horno, electrotérmico y metalotérmico. En los altos hornos se produce relativamente una pequeña parte de las ferroaleaciones usadas en las acerías, por lo que se limitara su descripción.

El método electrotérmico se entiende como la producción en horno eléctrico, usando comúnmente carbono como agente reductor.

El método metalotérmico se selecciona siempre, si se tiene que producir una ferroaleación con un contenido muy bajo de carbono, En este caso no se puede utilizar el carbono como reductor, sino un metal con gran afinidad hacia el oxígeno, muy a menudo se emplea aluminio o ferrosilicio con alto contenido de silicio. Se habla entonces de métodos de producción termoaluminicos o termosilícicos respectivamente. Los métodos comunes de producción de ferroaleaciones así como ejemplos de sus productos se muestran en la tabla 10.1.

Tabla 10.1 Métodos diversos de producción de ferroaleaciones

| Equipo productivo | Reductor basico | reductor opcional comun | Método de producción | Ejemplo de productos |
|----------------------|------------------------------------|---------------------------------------|------------------------------------|-----------------------------|
| alto horno | carbono | coque metalúrgico | alto horno | FeSi bajo Si FeMn alto C |
| alto horno | carbono | coque fino | electrotérmico | FeSi 45 a 90 FeCr y FeMn |
| horno arco eléctrico | silicio | FeSi molido (75% Si) | electrosilicotérmico | FeCr y FeMn bajo C |
| " | carbono y silicio forma alternada | coque fino FeSi molido | " | FeW electrotérmico |
| olla de reacción | aluminio | viruta fina y corte aluminio | metalotérmico aluminotérmico | FeMn, FeV, FeTi, FeB |
| " | silicio | FeSi molido 45 ó 75% | metalotérmico silicotérmico | FeMo |
| " | aluminio y silicio simultaneamente | aluminio fino FeSi molido 75 a 90% | metalotérmico aluminosilicotérmico | FeW metalotérmico |

Para completar esta reseña se mencionan algunos métodos menos comunes. Por ejemplo la ultima etapa en la producción de una ferroaleación muy baja en carbono es posible llevarla a cabo en una olla de reacción, vertiendo subproductos fundidos como aleaciones de silicio y del elemento principal y sobre todo escorias calcicas producidas, ricas en el elemento principal de la ferroaleación, ambos subproductos se producen en los hornos eléctricos una vez eliminado el silicio se obtiene una ferroaleación con bajo contenido de carbono. De esta forma se obtiene por ejemplo ferrocromo con muy bajo contenido de carbono, ferromanganeso denominado refinado y manganeso metálico.

Actualmente se producen ferroaleaciones con un minimo contenido de carbono (0.02 a 0.03%) por los métodos de producción al vacío, basados en la eliminación del carbono de las ferroaleaciones al carbono facilmente producidas. De esta manera se produce el ferrocromo de la misma calidad.

Finalmente se pueden producir algunas ferroaleaciones con una simple fusión del conjunto de componentes básicos en hornos de inducción por ejemplo; pueden ser sobre todo algunos desoxidantes complejos y también ferrozirconio, ferrocerio, etc.

B. Producción Electrotérmica de las Ferroaleaciones.

10.1.3. Infraestructura Productiva.

La más importante la constituye el horno eléctrico de arco con su respectivo transformador. Además del horno se cuenta con instalaciones relacionadas con el vaciado de la ferroaleación producida y con su siguiente procesamiento por granulación, trituración y en su caso molienda. Para el almacenaje tanto de la materia prima como del producto terminado es importante una transportación bien organizada. Las plantas modernas están equipadas con sistemas de carga mecanizados y automatizados

a). Hornos Eléctricos de Arco.

En la producción de ferroaleaciones es posible clasificar a los hornos eléctricos de arco en reductores, los cuales trabajan por lo general con carga no metálica y reductor de carbono, y de refinación, en los cuales la carga metálica se refina con adiciones normalmente de silicio.

El horno de reducción tiene como característica que los electrodos se encuentran en gran parte sumergidos en la carga de mineral. La corriente se transporta por arco del electrodo a la carga y de aquí al otro electrodo. Debido a que los electrodos profundizan dentro de la carga, los arcos eléctricos están totalmente cubiertos por la capa superior de la carga. La energía eléctrica se transforma en calor ya sea en los arcos o por resistencia de la carga al paso de la corriente. El porcentaje de calor formado por resistencia de la carga es mayor, mientras más grande sea el horno. La diferencia de estos hornos con respecto a los de aceración es que no son basculantes. Las sangrias se llevan a cabo en intervalos regulares de tiempo, en forma similar a la del alto horno.

La carga se compone de mineral (mineral de cromo, de manganeso, etc.) y del reductor (coque fino, carbon de leña, coque del petróleo, etc.).

En los hornos de reducción se reduce siempre el componente metálico del mineral y el producto resultante del proceso es normalmente una aleación con hierro, la ferroaleación. El horno por lo general trabaja en forma continua. En los hornos de reducción se produce ferrosilicio, ferromanganeso al carbono, ferrocromo al carbono, silicomanganeso y también se puede producir el calciosilicio y el cromosilicio. La potencia requerida de estos hornos fluctúa entre los 7500 y 24000 KVA. Un esquema del horno de reducción de arco trifásico se representa en la figura 10.1.

El horno de refinación llamado también horno de arco abierto se parece mucho al horno de arco de aceración. Se distingue por emplear mayor tensión de trabajo (esto es la tensión en el secundario del transformador) que el horno de reducción. Durante la etapa de refinación del proceso se cambia a un voltaje más bajo y se trabaja con los arcos abiertos sobre la escoria líquida formada de la aleación refinada.

Es importante que los electrodos en la carga fundida no se compriman demasiado o que se desprendan fragmentos y caigan sobre ella, ya que en una ferroaleación refinada, donde se requiere fundamentalmente el más bajo contenido de carbono, se tendría una carburación y como consecuencia una reducción de su valor.

Los hornos de refinación trabajan en forma interrumpida, al igual que los de aceración. El proceso productivo termina con el desalojo de casi todo el contenido del horno, iniciando uno nuevo con la carga del material al horno. La mayoría de las aleaciones de cromo y manganeso se refinan en

estos hornos y contienen mucho silicio de ahí su bajo contenido de carbono, un esquema del horno de refinación se muestra en la figura 10.2. La potencia requerida es de 2000 a 4000 KVA.

Los hornos para la producción de ferroaleaciones pueden ser monofásicos o trifásicos, aunque se emplean más los trifásicos de corte transversal redondo o elíptico y con 3 electrodos, colocados en la parte superior de un triángulo equilátero, como se observa en la figura 10.3. En la figura 10.4 se puede apreciar el tipo de horno antiguo con el corte rectangular y con los electrodos colocados en fila india.

Los hornos monofásicos se utilizaron mucho en el pasado y hasta ahora se utilizan en la fabricación e investigación de algunas ferroaleaciones. Son hornos ya sea con un electrodo vertical con fondo conductor (figura 10.5), o con 2 electrodos verticales insertados en el horno sin fondo conductor (figura 10.6). Las desventajas de los hornos monofásicos son; (la potencia de entrada se encuentra muy a menudo entre 1000 y 2000 KVA) que se encuentran desfavorablemente cargados a la red de distribución, con un factor de potencia malo y dificultades durante el proceso con el contacto del electrodo inferior (fondo conductor).

En relación con estos hornos es necesario mencionar a los hornos tipo Mignet o Mignet-Perron. Estos hornos se caracterizan por la disposición de la conducción de corriente secundaria, con la cual se equilibra la inducción y el factor de potencia alcanza un valor de alrededor de 0.95 a través de una fuerte corriente secundaria (del orden de 200000 A). El electrodo tiene un diámetro de 2500 a 4000 mm y está armado de segmentos de carbono redondos descansado uno sobre el otro y ajustados por una gran coraza de hierro, la cual es parte del electrodo, el electrodo es hueco. El orificio puede ser rellenado con material de electrodo autosinterizable o se aprovecha para el rellenado de la carga central del horno. La potencia requerida de estos hornos es de alrededor de los 10000 KVA y aún más, la tensión secundaria es por lo general de unos 50 a 100 V.

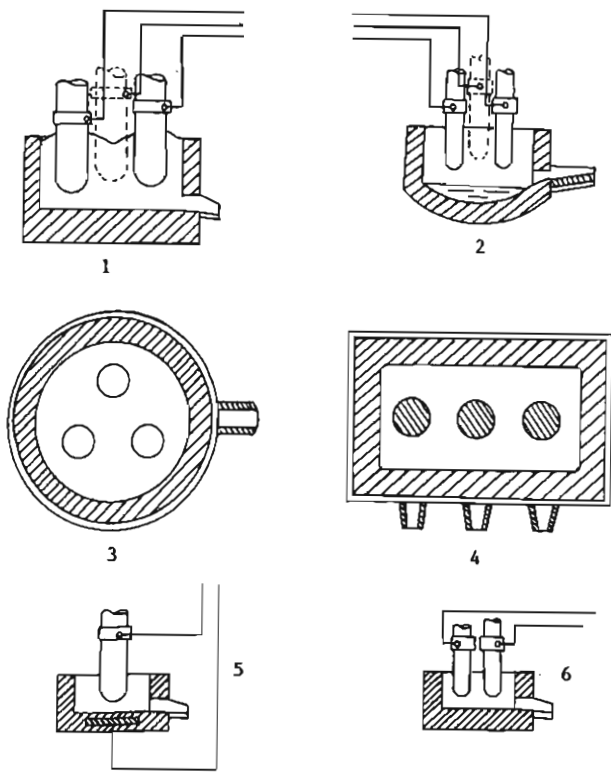
Los hornos de reducción, están diseñados para producir en forma continua ferroaleaciones y son en su mayoría fijos, sin embargo se cuenta también con hornos en movimiento de marchas continuas o interrumpidas los cuales rotan muy lentamente (una vez cada decima de hora). Los electrodos durante este movimiento no se mueven. Con la rotación del horno se aumenta la superficie de la zona de reacción y con esto la productividad por los menores consumos de energía eléctrica por tonelada de ferroaleación, aunque el consumo de electrodos resulta ser mayor que en los fijos.

Algunos de estos hornos se rotan sólo parcialmente (por ejemplo 120°) y después se retornan a su posición original.

En los procesos de refinación que requieren del vaciado del contenido del horno o de la extracción de la escoria durante el proceso, resultan adecuados los hornos basculantes.

Anteriormente se producían las ferroaleaciones en su mayoría en hornos abiertos sin tapa. Con esto se facilitaba la introducción de la carga y su nivelación dentro del horno, pero al mismo tiempo empeoraban las condiciones de trabajo, además se generaban grandes pérdidas de energía debido a que los gases productos de la reducción, principalmente el monóxido de carbono, escapaban del horno sin ser aprovechados.

Resulta más ventajoso el empleo de los hornos cerrados, cubiertos con una tapa en la cual se encuentran los orificios para los electrodos y en su caso con otros orificios para la salida de los gases. Al cubrir el horno se plantea el problema de cargar el horno en forma adecuada. Un ejemplo del horno cerrado en la producción de ferrosilicio se muestra en la figura 10.7. Un experimento en la captación de gases de un horno abierto se muestra en la figura 10.8.



Figuras 10.1, 10.2, 10.3, 10.4, 10.5, 10.6.- Esquema de hornos de reducción en la producción de ferroaleantes

El revestimiento del horno para producir ferroaleaciones depende normalmente del tipo de aleación producida y en su caso de la construcción del horno. En estos hornos se construye el fondo grueso, el cual tiene una buena estabilidad térmica reduciéndose las pérdidas de calor.

La parte interna del revestimiento del horno para la producción de ferroaleaciones a base de silicio y de ferromanganeso al carbono esta hecha de bloque de carbono, con los cuales también se revisten las paredes del crisol. Tan sólo la parte superior de las paredes laterales está revestida de chamota. La chamota (arcilla refractaria) forma también la parte externa del revestimiento de las paredes o del fondo del horno. Entre la coraza de lamina gruesa de acero y el revestimiento se tiene chamota molida y justo por debajo de la coraza una placa de asbesto.

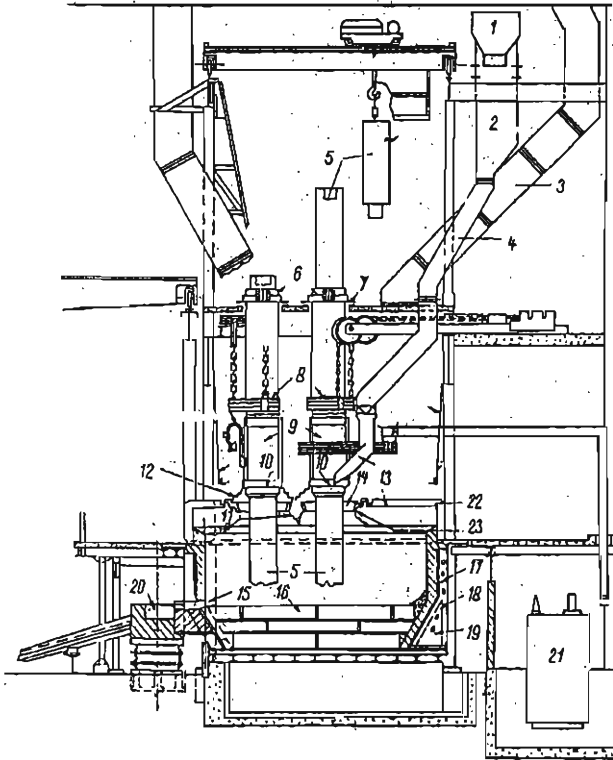


Figura 10.7 HORNO DE ARCO EN LA PRODUCCIÓN DE FERROALEACIONES

1.- Carro de carga 2.- Tolva 3.- Ducto de extracción 4.- Vertedero 5.- Electrodo ajustable 6 y 7.- Manga del electrodo 8.- Manga de carga 9.- Cilindro de acero 10.- Mandíbula de contacto 11 y 12.- Carga 13.- Tapa del horno 14.- Orificio de carga 15.- Orificio de enfriamiento 16.- Fondo del horno 17, 18 y 19.- Coraza de enfriamiento 20.- Hogar frontal 21.- Transformador 22 y 23.- Agua de enfriamiento.

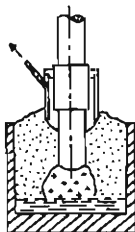


Figura 10.8 Extracción de gases del horno de carga abierto para producir ferroaleaciones.

Los hornos en la producción de ferrocromo y aleaciones con menor contenido de carbono, se revisten con ladrillos de magnesita, aunque aquí también se sustituye la parte externa del revestimiento con chamota.

Sin embargo el revestimiento real de trabajo de cada horno lo forma una capa de mezcla de mineral y aleación fusionados, la formación de esta capa protectora de un espesor adecuado es bienvenida durante el proceso de tal manera que la operación se maneja para que esta capa no sufra deterioro alguno.

b) Transformadores.

Estos son parecidos en cuanto a su construcción a los utilizados en los hornos de acerías.

c) Electrodo.

En los hornos utilizados en la producción de ferroaleaciones se utilizan electrodos de carbono, de grafito o autosinterizables.

Los electrodos de grafito se utilizan sobre todo para hornos de refinación en la producción de ferroaleaciones con bajo contenido de carbono y para algunos hornos experimentales.

Los electrodos de autosinterizado se utilizan fundamentalmente en hornos estacionarios con marcha continua, en los cuales los electrodos moldeados serían demasiado caros.

La esencia de los electrodos autosinterizables radica en que en el soporte del electrodo se encuentra ajustado un cilindro de lamina que forma su coraza, el cual se llena por la parte superior de trozos de electrodo. La coraza en el área de trabajo se ajusta gradualmente por soldadura, durante el descenso de los electrodos en el horno los trozos de electrodo, por acción de las altas temperaturas se reblandecen y escurren sobre la coraza. Durante el siguiente calentamiento se sinterizan teniendo por debajo de las quijadas del soporte un electrodo tan compacto que la coraza fundida en el horno no afecta su solidez.

10.1.4. Reductores Para el Proceso Electrotérmico.

Durante la producción de ferroaleaciones resulta conveniente los siguientes tipos de reductores de carbono; coque metalúrgico en pequeños trozos, carbón de madera, coque de alquitrán, coque de petróleo, carbón de turba, antracita, carbón bituminoso, desecho de carbón (por ejemplo de la producción de electrodos o de briquetas), desechos de madera y virutas.

Los requerimientos básicos en los reductores de carbono, para el método electrotérmico son los siguientes:

- a) Alta reactividad
- b) Bajo contenido de cenizas, sustancias volátiles, azufre, fósforo y otras sustancias perjudiciales.
- c) Suficiente resistencia mecánica.
- d) Alta resistencia eléctrica (baja conductividad).
- e) Tamaño óptimo (en el coque entre 5 y 25 mm).

El consumo teórico de carbono y la energía eléctrica para la reducción de los óxidos normales se da en la tabla 10.2.

Tabla 10.2 Consumoteórico de carbono y energía para la reducción de óxidos normales

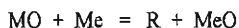
| Requerimientos para reducir 1 kg elemento | Ni | Fe | Mn | Cr | Ti | Al | Si |
|---|-------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|
| Carbono kg | 0.204 | 0.215 | 0.212 | 0.346 | 0.501 | 0.668 | 0.856 |
| Energía Eléctrica KWH | 0.622 | 0.783 | 1.58 | 2.1 | 3.75 | 6.68 | 6.618 |

C Producción Metalotérmica de las Ferroaleaciones.

10.1.5. Principio del proceso Metalotérmico.

Este proceso aprovecha en la reducción de los óxidos para la obtención de los metales la gran afinidad en caliente de algunos metales con el oxígeno.

Si se establece como R al metal obtenido de la reducción y al metal o metaloide reductor como Me la reducción metalotérmica transcurre según la siguiente ecuación química:



La mezcla de óxido y reductor se lleva a cabo por un agente de iniciación (combustión del magnesio con una pequeña dosis de una mezcla fuertemente exotérmica) a la temperatura de reacción, para obtener una reacción inmediata (y a veces violenta), durante la cual se desprende una

gran cantidad de calor, el cual debe ser suficiente para fundir completamente la escoria que se forma en el metal.

Los reductores son por lo general metales ligeros, los principales metales reducidos son por lo general metales más pesados. Los productos útiles producidos de la reducción metalotérmica son metales ya técnicamente puros o aleaciones con hierro o con otro metal.

Durante el transcurso del proceso de reducción, el metal utilizado como reductor se combina con el elemento o grupo de elementos, los cuales formarán un compuesto con el metal reducido, formándose y así obtener un nuevo compuesto, el cual es por lo general el compuesto básico de la escoria formada. En la producción metalotérmica industrial se trata preponderantemente de una reducción de los minerales oxidados, así que el reductor utilizado (aluminio o silicio) durante el transcurso de la reacción se oxida con el oxígeno del mineral transfiriéndose a la escoria como óxido, mientras que el metal liberado del mineral se acumula por debajo de la escoria.

Un ejemplo típico del proceso metalotérmico lo constituye la producción aluminotérmica de metales y aleaciones, aquí el reductor es el aluminio fino; los metales reducidos pueden ser el manganeso, cromo, titanio, vanadio, boro y otros, la mayoría junto con el hierro, de manera que se forma una aleación de estos metales con el hierro, el manganeso y el cromo pueden ser reducidos en forma independiente, esto depende de la materia prima utilizada o en todo caso de la composición de la carga, la cual contiene el metal en cuestión.

Si se utiliza la reducción con silicio se habla entonces del proceso silicotérmico, sin embargo se puede emplear una mezcla de ambos reductores y entonces el proceso se denomina aluminosilicotérmico.

La reacción metalotérmica no transcurre completamente a altas temperaturas, así que a temperaturas muy altas se reduce menos metal, el cual contiene más reductor sin consumirse. La escoria y el metal son más fluidos a elevadas temperaturas y así el metal se separa fácilmente de la escoria, aunque con esto se tiene más metal en la escoria sin reducir (en forma de óxido).

A una temperatura de reducción más baja se tienen mejores condiciones termodinámicas para una mayor obtención de metal reducido, pero con el inconveniente de una mayor viscosidad de la escoria. En este caso el metal y la escoria se separan con mayor dificultad y se tiene en la escoria más gotas de metal reducido. Por eso se debe acondicionar la composición de la carga de tal forma, que la temperatura de reacción sea la óptima.

Un parámetro importante puede ser la presión de vapor del metal reducido. Si el punto de ebullición del metal reducido está un poco arriba de la temperatura de reacción, se incrementan las pérdidas de este metal por evaporación aumentando el contenido de impurezas en el mismo.

Termometálicamente es posible producir un buen número de metales y aleaciones, principalmente con hierro y que resultan estables. Así se tiene que por el proceso aluminotérmico se produce ferrosilicio, ferrotungsteno, ferrocromo bajo carbono, ferroaluminio y diversos tipos de aleaciones complejas como cromoaluminio, cromotitanioaluminio, etc. Por el proceso silicotérmico se produce principalmente ferromolibdeno, ferrotungsteno, ferromagnesio y otros.

Metalotérmicamente y sobre todo aluminotérmicamente se pueden producir metales técnicamente puros, por ejemplo el manganeso metálico (metalmangano), cromo metálico, níquel, cobalto y aleaciones de estos metales o sus aleaciones con otros elementos como cobre, titanio, boro, zirconio, vanadio y otros.

El reductor en aluminotermia es el aluminio fino o viruta de aluminio. En silicotermia se utiliza ferrosilicio molido. usualmente con 75% de Si, pero se puede utilizar con 45% de Si, en ocasiones también se llega a emplear el calciosilicio o el silicoaluminio.

10.1.6. Instalación Productiva.

El proceso metalotérmico transcurre en una olla estacionaria revestida con magnesita o corindón apisonado o enladrillado. Para el espacio destinado a la reacción se utiliza una caba cilíndrica de más alta alcación, con revestimiento o en casos específicos sin revestimiento, la cual se coloca, por medio de una grúa, dentro de una fosa acondicionada con refractario, se puede movilizar toda la instalación. Los tipos básicos de estos recipientes reactivos se muestran en la figura 10.9.

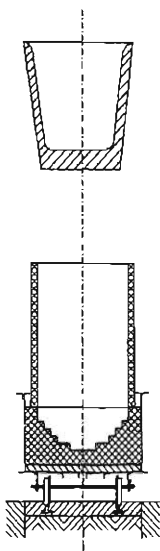


Figura 10.9 Recipientes de reacción en metalotermia.

10.1.7. Secuencia Tecnológica.

Durante la producción metalotérmica de las ferroaleaciones se procede básicamente con estos 2 procedimientos.

a) Parte de la mezcla preparada con mineral fino (concentrado), reductor y fundentes (componentes de la escoria), se vacía sobre el fondo del espacio de reacción, se enciende la mezcla llevándola a alta temperatura y la reacción continua vertiendo regularmente porciones de mezcla preparada de esta manera por ejemplo, se procede en la producción de ferrotitanio, ferroboro y otros.

b) Toda la mezcla preparada se vierte dentro del espacio reactivo y se quema por arriba. La reacción transcurre de arriba hacia abajo, de esta manera se procede por ejemplo en la producción de ferromolibdeno.

Después de concluida la reacción se deja enfriar todo el contenido de la olla de reacción la cual dura según el tamaño de la colada unas 24 horas o más, posteriormente se voltea toda la olla. El bloque metálico que se asienta en el fondo, se separa de la capa de escoria solidificada y se procede a romperlo en pedazos.

Algunas veces se procede de tal forma que una vez concluida la reacción la escoria líquida se extrae del orificio de picada y el metal asentado se deja enfriar lentamente sobre una cama, o se pica también. Con la picada de la escoria se acelera el ciclo de producción.

La reducción metalotérmica puede también transcurrir con el calentamiento obtenido en un horno eléctrico como reductor se puede usar aluminio o silicio, o aleaciones de estos elementos con otros.

D) Producción de Ferroaleaciones Simples

Ferrosilicio (FeSi)

El elemento efectivo en el ferrosilicio es el silicio. De acuerdo al contenido de silicio se producen diversos tipos de ferrosilicio. En México predomina la producción y empleo del FeSi con 45, 75 y 90% de silicio. El FeSi con contenidos menores del 15% se produce en el alto horno, los demás tipos se producen en el horno eléctrico.

La principal materia prima en la producción de ferrosilicio es la cuarzita, cuyo componente principal es el SiO₂. La cuarzita debe contener por lo menos 95% SiO₂ y máximo 0.02% de fósforo. La granulometría fluctúa entre 50 y 100 mm, fracciones más pequeñas dificultan el paso de los gases y contienen más impurezas, sobre todo Al₂O₃. Los siguientes componentes de la carga están constituidos por el coque, viruta de fundición, chatarra fina de acero, la cantidad de hierro en la carga depende del tipo de ferrosilicio producido.

El ferrosilicio se produce en hornos eléctricos trifásicos con electrodos autosinterizables. Los hornos utilizados tienen un requerimiento de potencia de 7500 a 24000 KVA.

El proceso productivo es intermitente, la aleación se sangra en intervalos regulares (1.5 hrs).

El proceso se denomina sin escoria ya que con grandes contenidos de SiO₂ en la materia prima y con bajos contenidos de cenizas en el reductor se forma muy poca escoria (de 2 a 5% en peso de la aleación producida), la que es muy viscosa. Mientras más silicio se requiera en el FeSi, más difícil y exigente es su producción. En la producción del FeSi 90 o de silicio cristalino se usa un reductor de mayor calidad. El consumo de materia prima en la producción de silicio se observa en la tabla 10.3

Tabla 10.3 Consumo promedio de materia prima y energía en la producción de ferrosilicio.(1 ton.)

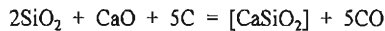
| Ferrosilicio | cuarzita kg | coque kg | carbon madera kg | chatarra hierro kg | energía eléctrica kwh |
|--------------|-------------|----------|------------------|--------------------|-----------------------|
| 45 % | 1100 | 600 | - | 600 | 5000 |
| 75 % | 1800-1900 | 1000 | - | 200-250 | 9000 |
| 90 % | 288-2400 | 600 | 1100 | 600 | 14000 |

A menudo el ferrosilicio contiene impurezas como el fósforo y aluminio es posible limitar el contenido de este elemento con una selección cuidadosa o por acondicionamiento (lavado) de la materia prima, además se puede reducir el contenido de aluminio con una refinación adicional del ferrosilicio con cloro o caliza o por fusión bajo escoria ácida en un horno de revestimiento ácido.

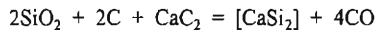
Algunos tipos de ferrosilicio durante el almacenaje después de un cierto tiempo se descomponen en polvo; durante la descomposición se genera una gran cantidad de gases, sobre todo hidrógeno, hidruro de fósforo e hidruro de arsénico, estos últimos sumamente venenosos cuyo olor característico a ajo los delata, por lo que es necesario una buena ventilación en el almacén.

Ferrocalsilicio (FeCaSi), SiCa)

Los elementos efectivos en el FeCaSi, llamado a menudo calcsilicio, son el silicio y el calcio. El contenido promedio de silicio en la aleación es de 60% y de calcio de 30%, el resto es preponderantemente hierro. El peso específico del calcsilicio es de aproximadamente 2.3 gr/cm^3 , el rango de la temperatura de fusión se establece entre 980 y 1100°C . La aleación se produce en hornos eléctricos de reducción por 2 procedimientos. El primero directamente por reducción simultánea de la cal y la cuarcita según la ecuación química siguiente:



El segundo por medio de un subproducto como el carburo de calcio, el cual se adiciona a la carga de la cuarcita y el reductor. La ecuación química representando esta segunda variante es:



El primer procedimiento es más exigente y se efectúa fundamentalmente en hornos trifásicos más grandes. El segundo es más fácil de realizar tecnológicamente y es el más utilizado

Ferrocromosilicio (FeCrSi, SiCr)

Los elementos efectivos en esta aleación llamada también el cromosilicio son el silicio y el cromo se producen principalmente dos tipos uno con 30% de silicio y 45% de cromo y otro con 50% de silicio y 30% de cromo el balance se hace con hierro.

El cromosilicio con 50%Si se distingue por su muy bajo contenido de carbono (máximo 0.25% C) contra el cromosilicio con 30%Si, donde el contenido de carbono se encuentra alrededor del 1%. El cromosilicio se usa como materia prima en la producción de ferrosilicio, menos frecuentemente en acerías en la aleación del acero con cromo.

En la producción de ferroaleaciones se utiliza sobre todo silicocromo con 50%Si, este silicocromo se produce en hornos eléctricos de reducción (método mineral) básicamente por dos procedimientos con escoria y sin escoria.

a) El método sin escoria en lo fundamental coincide con la producción de ferrosilicio, a la carga se agrega ferrocromo al carbono (subproducto). Este subproducto antetodo se debe producir en otro horno. Al proceso se le denomina también método de producción en dos etapas.

b) El método sin escoria consiste en reducir en forma directa el mineral de hierro y la cuarcita utilizando el coque como reductor. La escoria se forma fundamentalmente de la ganga del mineral de cromo. A este proceso se le denomina también método de producción en una etapa. Las ventajas del método en una etapa son; sólo se emplea un horno en lugar de dos, menor contenido de carbono en la aleación producida (aprox. 0.02%) y mejor aprovechamiento del cromo (98%). La única desventaja es que el consumo de energía eléctrica es de unos 10000 KWH/Ton mayor que el consumo total del método en dos etapas, el cual es de alrededor de los 7500 KWH/Ton.

Ferrosilicomanganeso (FeSiMn, SiMn)

En esta aleación, llamada también silicomanganeso, los elementos efectivos son el silicio y el manganeso. La composición media es, según algunas normas de 18%Si, 60-70%Mn, 0.5-2.5%C, el peso específico del silicomanganeso es de 6.2 gr/cm^3 , el rango de la temperatura de fusión es de 1075 a 1320°C para calidades comprendidas entre el 15 y 25%Si y 65 a 75%Mn.

El procedimiento que se sigue en la producción de silicomanganeso está sujeto al tipo de materia prima utilizada. Si el mineral de hierro contiene más fósforo ($>0.15\%$) el silicomanganeso se produce en dos etapas. En la primera etapa se produce del mineral de manganeso fosforado una escoria con alto contenido de manganeso y bajo contenido de fósforo (centésimas porcentuales de fósforo) y de este subproducto acondicionado de esta manera se procede entonces con la segunda etapa para producir el silicomanganeso. La carga se compone de mineral de manganeso y de escoria rica en manganeso y pobre en fósforo, la cual se forma durante lo que se denomina "producción de ferromanganeso al carbono sin fundente", los siguientes componentes de la carga son la cuarzita, coque fino y en su caso viruta de acero. El silicomanganeso se puede producir en hornos del mismo tipo que el utilizado para el ferrosilicio.

En la producción de manganeso metálico producido por el método electrotérmico, se utiliza como materia prima un silicomanganeso especial con mayor contenido de silicio (alrededor de 30%), la aleación contiene de 66 a 70% Mn, 0.05 a 0.08% C y 0.03 a 0.044% P. En la producción se utilizan escorias de bajo contenido de fósforo ricas en manganeso (alrededor de 50%Mn). El silicomanganeso producido normalmente se granula utilizando una gran corriente de agua fría sobre la aleación durante su vaciado.

Ferrocromo (FeCr)

Se producen ferrocromos al carbono (4 a 8 %C) y con contenidos de bajos a muy bajos de carbono. El contenido de cromo es de 60 a 70 % y casi todo el ferrocromo de todas las calidades se produce actualmente en hornos eléctricos de arco. Sólo calidades con muy bajos contenidos de carbono (pocas decimas porcentuales) se producen fuera del horno, vaciando los subproductos fundidos dentro de una olla de reacción, por el método al vacío en hornos especiales.

El ferrocromo al carbono tiene un peso específico de 7.5 gr/cm^3 y temperaturas de fusión de 1470 a 1540°C , el ferrocromo muy pobre en carbono tiene un peso específico de 7.0 gr/cm^3 y temperaturas de fusión de 1600 a 1640°C .

Los costos de fabricación del FeCr aumentan con la disminución de carbono requerido, por eso para cada acero se usan unidades de FeCr que resultan más económicas.

El procedimiento tecnológico de producción del FeCr al carbono (algunas veces se indica como FeCrC) se realiza en hornos eléctricos de arco de mineral. La demanda de energía es de 3000 a 4000 KVA. La producción por lo general es intermitente, la carga se adiciona normalmente en porciones más pequeñas hacia los electrodos, de manera que el horno siempre está lleno, el metal y la escoria se sangran periódicamente en determinados intervalos de tiempo. La carga se compone normalmente de mineral de cromo, al cual se le adiciona algunas veces escoria ácida rica en cromo o curcita como fundente, como reductor se usa coque fino el cual no debe tener más de 0.5% de azufre.

Un ejemplo de la composición química del mineral de cromo es el siguiente; 53%Cr, 13%FeO, 4%SiO₂, 17%MgO, 14%Al₂O₃, 1%CaO, 0.02%P, 0.01%S.

El consumo aproximado de materia prima es el siguiente; 1800 a 1900 kg de mineral de cromo, 450 kg de coque y 3500 a 4000 KWH/Ton. de FeCr.

Por el mismo método se produce el llamado subproducto de ferrocromo al carbono, del cual se produce el silicocromo, contiene normalmente más silicio, algunas veces con menos cromo y durante su producción es posible usar minerales más finos y de menor calidad.

Los ferrocromos con contenidos medios de carbono se producen principalmente por estos métodos: a). Por refinación del FeCrC con mineral de cromo en el horno eléctrico, b). Por refinación del silicocromo en horno eléctrico.

Los ferrocromos pobres y muy pobres en carbono (se denominan también suaves) se producen comúnmente por refinación del FeCrSi 50 con mineral rico en cromo con adición de cal, el cual neutraliza al SiO₂ que se forma por oxidación del silicio del FeCrSi con el mineral de cromo. Los ferrocromos se producen ya sea en los hornos de refinación eléctricos de arco, o por vaciado de los subproductos fundidos dentro de una olla de reacción, cuando por supuesto se han fundido antes, en hornos de arco, ya sea el mineral de cromo con cal o el silicocromo. El esquema de producción de subproductos por vaciado se muestra en la figura 10.10.

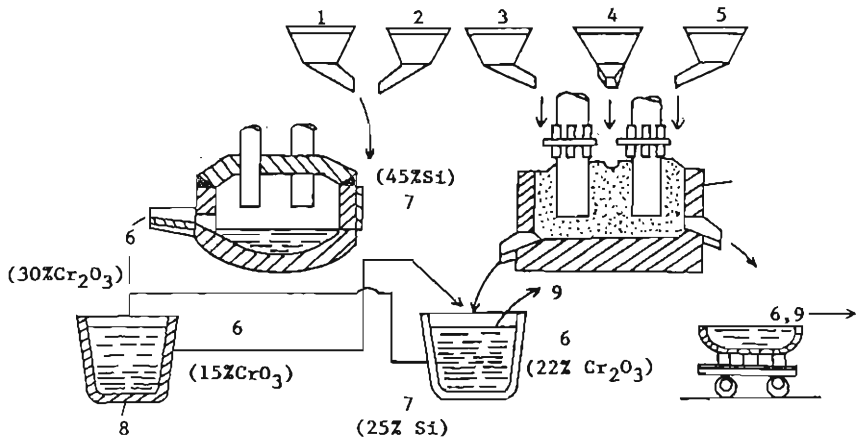


Figura 10.10.- Esquema de producción del ferrocromo suave por vaciado de subproductos líquidos.

- 1) Concentrado de Cromo, 2) Cal, 3) Mineral de cromo, 4) Cuarzita, 5) Coque, 6) Escoria, 7) FeSiCr,
- 8) Ferrocromo, 9) Al Vertedero.

Las ferroaleaciones con el más bajo contenido de carbono se producen por recocido de briquetas de ferrocromo al carbono y de compuestos oxidados adecuados (SiO₂, mineral de cromo, mineral de hierro) en hornos al vacío a temperaturas de 1200 a 1400°C. Por este método el ferrocromo producido se denomina "simplex" según denominación de uno de los primeros métodos desarrollados en USA, contiene de 65 a 69% Cr, 0.01% a 0.025%C.

Ferromanganeso (FeMn)

Una buena parte del ferromanganeso al carbono (FeMnC) se produce todavía en los altos hornos sin embargo, su producción en hornos eléctricos predomina ya que se ahorra coque del alto horno y mineral de manganeso. El ferromanganeso con menor contenido de carbono se debe producir en hornos eléctricos o por procesos aluminotérmicos. La calidad del ferromanganeso se establece como FeMn de alto horno, FeMn aluminotérmico y FeMn con contenido medio de carbono refinado.

El FeMn refinado tiene un peso específico de 7.25 a 7.4 gr/cm³ y una temperatura de fusión de 1220 a 1270⁰C, el ferromanganeso al carbono tiene una temperatura de 1070 a 1270⁰C.

El FeMn al carbono sirve principalmente como desoxidante y para alear acero de los tipos más comunes con bajos contenidos de Mn. El FeMn refinado sirve para alear aceros tenaces al manganeso. Una buena cantidad de FeMn refinado se consume en la producción de aceros revestidos.

Con el manganeso metálico y el FeMn aluminotérmico se alean aceros inoxidables austeníticos con bajo contenido de carbono.

El ferromanganeso al carbono se produce en hornos eléctricos de arco por dos métodos. El primero denominado método con fundente se adiciona cal al igual que durante su producción en el alto horno, aplicandose los mismos fundamentos de influencia de la basicidad de la escoria para la recuperación del manganeso, la pérdida de manganeso en la escoria se reduce con un aumento en la basicidad de la misma.

El segundo método denominado método sin fundente no se adiciona cal, así que se forma una escoria con alto contenido de manganeso, esta escoria que contiene al mismo tiempo muy bajo contenido de fósforo, se usa como materia prima rica en manganeso en la producción de SiMn o en la refinación del SiMn durante la producción del FeMn refinado de bajo fósforo. Durante este proceso sin fundente se transfiere del mineral a la aleación como un 60%Mn, sin embargo durante el siguiente aprovechamiento de la escoria rica se obtiene un aprovechamiento hasta de 83%, en lugar del 80% obtenido durante la producción con fundente. Además eliminando el fundente en la carga se aumenta la productividad del horno y el consumo específico de energía eléctrica se reduce en un 25%. Por supuesto el mineral de manganeso debe tener aproximadamente un 25% menos fósforo que en la producción con fundente. En la producción del FeMnC se usan los mismos hornos como en la producción de FeSi, sólo que el voltaje secundario es menor (100 a 150 V). Durante la producción sin fundente del FeMn al carbono se consumen unos 2600 kg de mineral de manganeso (48% Mn), 500 kg de coque fino, 500 kg de viruta de acero y 2650 KWH/Ton. de FeMnC.

Durante la producción de FeMn electrotérmico con contenido medio de carbono, en principio no es posible usar una sola etapa productiva y la producción transcurre normalmente en dos etapas, algunas veces en tres etapas en distintos agregados de producción. En la última etapa no es posible usar una reducción normal con carbono, debido a que el FeMn tendría una mayor cantidad de carbono. Por eso aquí se procede de tal manera que el mineral rico en manganeso o de antemano la escoria preparada rica en manganeso se reduce silicotérmicamente o con silicomanganeso (Subproducto) después se adiciona cal a la carga, algunas veces en la reducción se utiliza FeSi75.

El FeMn con contenido medio de carbono se produce en hornos eléctricos de arco del tipo de refinación o en ollas de reacción dentro de las cuales se vacía el subproducto fundido tal como sucede durante la producción de ferrocromo con muy bajo contenido de carbono. El subproducto o silicomanganeso, se produce a menudo de la escoria rica en manganeso, con el objeto de que tenga un bajo contenido de fósforo (segunda etapa de la producción). La primera etapa de producción de

ferromanganeso con contenido medio de carbono es la producción sola de la escoria mangánica. Sino se tiene disponible escoria procedente de la producción sin fundente del FeMn al carbono

En la producción del FeMn aluminotérmico el mineral mangánico de calidad se “recoce” para transformar el MnO_2 a Mn_3O_4 el mineral recocado se mezcla en proporción adecuada con aluminio fino y se transfieren a la olla de colada en dosificaciones pequeñas para generar una reacción exotérmica. Las ventajas de la producción aluminotérmica son sus instalaciones simples y su independencia del suministro de energía eléctrica. La desventaja radica en la necesidad de usar materia prima relativamente pura, sobre todo si se trata de P y Si, debido a que el aluminio es un reductor muy fuerte y reduciría una buena cantidad de estos elementos indeseables al metal.

La producción electrotérmica del manganeso metálico requiere de varios hornos por lo que resulta relativamente más caro desde el punto de vista inversión y de la actividad productiva. Su gran ventaja es la posibilidad de usar minerales de manganeso con mayor contenido de SiO_2 y P_2O_5 y reductores más baratos.

Ferrotitanio (FeTi)

El ferrotitanio se produce con distintos contenidos de Ti, por ejemplo 20, 30, 40 y 60 %Ti. Las principales materias primas en la producción del FeTi son la ilmenita ($FeOTiO_2$), Peovskita ($CaOTiO_2$) y rutilo (fundamentalmente TiO_2). Durante la producción de FeTi con mayor contenido de Ti es necesario utilizar rutilo. El FeTi se produce principalmente por reducción metalotérmica, sobre todo aluminotérmica en ollas de reacción, el contenido de C es de 0.2%, se puede producir también en horno eléctrico utilizando por lo menos una parte de silicio como reductor, durante la reducción con carbono se forma FeTi al carbono con 15 a 18%Ti y 6 a 8%C.

Ferrotungsteno (FeW)

El FeW contiene de 70 a 80%W. Su peso específico es de alrededor de 16 gr/cm^3 , su temperatura de fusión está sobre los 2000°C . Con FeW se alean los aceros grado herramienta de alta velocidad.

En la producción de FeW se emplea principalmente concentrado de tungsteno. Este concentrado se puede producir por el método metalotérmico, aunque resulta más conveniente la producción electrotérmica usando carbono como reductor. Debido a que el FeW tiene un alto punto de fusión, no se puede extraer del horno por picada y se produce ya sea en “bloque”, o durante la fusión en cierta etapa se “rasea” con cucharas especiales el FeW pastoso (el cual se forma en el fondo del horno) para extraerlo del horno, de manera que la producción es continua. La demanda de corriente del horno es de 1000 a 3500KVA.

Ferromolibdeno (FeMo)

Su contenido mínimo es de 55%Mo. El factor decisivo es el azufre, con un contenido máximo permitido de 0.20%S, su peso específico es de alrededor de 9 gr/cm^3 , y su temperatura de fusión de alrededor de los 1550°C .

El FeMo se produce mayormente por el método silicotérmico en hornos de cuba grandes por encendido de toda la carga por arriba. El reductor generalmente es el FeSi75. La materia prima es el concentrado de molibdeno el cual se calcina por oxidación, para que de esta manera se obtenga óxido de molibdeno partiendo de sulfuro de molibdeno.

Finalmente cabe hacer mención de las Ferroaleaciones Exotérmicas, las que contienen una mezcla exotérmica, la cual se encuentra distribuida uniformemente en todo el volumen de la ferroaleación molida formando con ella y con ayuda de un agente cementante una masa compacta de diversas formas. La función de la mezcla exotérmica consiste en desarrollar una determinada cantidad de calor durante su disolución en el acero, e impedir de esta manera el rápido enfriamiento del acero así como permitir la adición de una mayor cantidad de ferroaleaciones a la olla de colada, donde la influencia de la escoria oxidante es menor que en el horno de aceración. Durante este procedimiento la pérdida de elementos aleantes es menor. Existen nombres comerciales como el "Chromtemp", "Thermokrom"(FeCr), "Mantemp"(FeMn), "thermosil"(FeSi), "thermovan"(FeV), etc. Las ferroaleaciones exotérmicas se suministran en tambores o en briquetas.

Los llamados metales de adición de "Autoreducción", en lo esencial son productos similares; en lugar de una aleación estos metales contienen un óxido empleado del metal adicionado, al que se le agrega FeSi, el cual reducirá el metal del óxido después de introducir la aleación al metal líquido. Se produce lo que se conoce a nivel internacional como productos del vanadio autoreducibles "Self reducing vanadium" y el tungsteno autoreducible "Self reducing tungsten".

BIBLIOGRAFIA

1. " The Making and Shaping and Treating of Steel ", United States Steel, 1976
2. G.S. Upadhyaya y R.K. Dube " Problemas de Termodinámica y Cinética en Metalurgia ", Academic Press, London, 1976
3. F.D. Richardson " Physical Chemistry of Melts in Metallurgy " , Academic Press, London, 1974
4. E.T. Turkdogan " Physical Chemistry of High Temperatures ", Wiley and Sons, NY, 1978
5. I. Granet " Termodinámica ", Prentice Hill, México 1988
6. Y.K. Rao " Stoichiometry and Thermodynamics of Metallurgical Processes ", Cambridge University Press, London, 1985
7. O. Levenspiel " Ingeniería de las Reacciones Químicas " Ed. Reverté S.A., México 1993
8. V.G. Voskobónikov, V.A. Kudrin y A.M. Yákushev " Metalurgia General " Mir Moscú, Moscú. 1988
9. A. Malishev, G. Nikolaiev y Y. Shuvalov " Tecnología de los Metales " Mir Moscú, Moscú, 1983
10. A.T. Peters " Producción Siderúrgica ", Limusa, México, 1993
11. D. Castro " Apuntes de Siderurgia II y III " IPN, México, 1982
12. A. Yackson " Fabricación de Aceros al Oxígeno " Ed. URMO, Barcelona, 1966
13. R. A. Higgins " Ingeniería Metalúrgica I y II " CECSA, México, 1982
14. R. J. Fruehan " Ladle Metallurgy Principles and Practices ", Book Crafters, Inc., Chelsea. Min, USA, 1985
15. T.B. King y S. Ramachandran " The Physical Chemistry of Steel Making " Jonh Wiley and Sons, NY, 1956
- 16 " Proceedings of the Second International Symposium of Metallurgical Slags and Fluxes ' Nevada, 1984
17. M. W Davies " Chemical Metallurgy of Iron and Steel ", London, 1973

18. " Continuous Casting of Steel " Naciones Unidas, 1970
19. M. Wahlster " Notas del Curso Metalurgia de Vacío " UAM, México. 1976
20. J. A. Belk " Técnicas del Vacío en Metalurgia " Ed. URMO, Barcelona, 1981
21. " Memorias del XV Simposio Nacional de Siderurgia ", Morelia, 1983
- 22.-F. Krunnikl, M. Hakarius, L. Seffl, "Producción de Acero", De. De Literatura Tecnológica, 2da. edición, Praga, 1964

Aceración **La edición**
Se terminó de imprimir en estuvo a cargo de
el mes de enero del año 2009 la Sección de Producción
en los talleres de la Sección de Impresión y Distribución Editoriales
y Reproducción de la Universidad Se imprimieron 100 ejemplares
Autónoma Metropolitana Unidad Azcapotzalco más sobrantes para reposición

UAM
TA472
R6.35

2893856
Rocha Rangel, Enrique
Aceración / Enrique Rocha



ISBN: 970-31-0534-3

ACERACI^{ON}

ROCHA ENRIQUE; MELEN • SECCIÓN DE IMPRESION

14647

R. 40



\$ 30.00

40-ANTOLOGIAS CBI • 01-CBI

UNIVERSIDAD
AUTONOMA
METROPOLITANA
Casa abierta al tiempo



División de Ciencias Básicas e Ingeniería
Departamento de Materiales
Coordinación de Extensión Universitaria
Sección de Producción y Distribución Editoriales