

CÁLCULOS DE FUSIÓN EN LA METALURGIA

**Julio Cesar Pino Tarragó; Héctor Cochise Terán Herrera
Euro Rodrigo Mena Mena; Efraín Navas Medina**



ESPE

UNIVERSIDAD DE LAS FUERZAS ARMADAS
INNOVACIÓN PARA LA EXCELENCIA

CÁLCULOS DE FUSIÓN EN LA METALURGIA

**Julio Cesar Pino Tarragó
Héctor Cochise Terán Herrera
Euro Rodrigo Mena Mena
Efraín Navas Medina**

Cálculos de fusión en la metalurgia

Dr.C. Julio Cesar Pino Tarragó; M.Sc. Héctor Cochise Terán Herrera; M.Sc. Euro Rodrigo Mena Mena; Dr.C. Efraín Navas Medina.

Primera edición electrónica. Junio de 2015

ISBN: 978-9978-301-67-8

Par revisor: Dr. Arlys Michel Lastre Aleaga, Dr. Alexis Cordovéz G.

Universidad de las Fuerzas Armadas ESPE

Grab. Roque Moreira Cedeño

Rector

Publicación autorizada por:

Comisión Editorial de la Universidad de las Fuerzas Armadas ESPE

Edición y producción:

David Andrade Aguirre

daa06@yahoo.es

Diseño:

Pablo Zavala A.

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

El uso de fotografías, gráficos, cuadros, tablas y referencias es de **exclusiva responsabilidad** de los autores.

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

Universidad de las Fuerzas Armadas ESPE

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

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

Dedicatoria

El presente trabajo es dedicado a nuestra familia, esposas e hijos quienes han sido parte fundamental para escribir este libro, ellos son quienes me dieron grandes enseñanzas y los principales protagonistas de este “sueño alcanzado”.

A todos muchas gracias de todo corazón.

Agradecimiento

Gracias a nuestras esposas por ser al mismo tiempo, nuestras más ferviente admiradoras. Reconocimientos a la Universidad de las Fuerzas Armadas que tiene un lugar especial a todos los que de una manera u otra me ofrecieron su apoyo moral para concluir esta obra.

Prólogo

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

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

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

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

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

Capítulo



1

MÉTODOS DE CÁLCULO DE LA CARGA

Antes de hacer el cálculo de la carga lo primero que se hace es el balance de metal para poder determinar la cantidad de metal necesario para una producción dada y conocer el tiempo necesario para esa producción.

1.1 Balance de metal

Para determinar la cantidad en peso (kg) de metal a utilizar en una producción determinada se debe realizar el balance de metal según la siguiente metodología:

Se debe tener en cuenta:

- Tipo, productividad y capacidad del horno
- Cantidad de piezas en un molde y cantidad de moldes preparados
- Tipo de aleación que se obtendrá y el peso de cada pieza
- Método de fundición que se utilizará, etc.

Ejemplo: se necesita conocer la cantidad de metal que se utilizará para garantizar la siguiente producción:

Datos:

- Se necesitan producir 10 000 piezas de 10 kg cada una
- En cada molde entran 10 piezas
- Las piezas son de FA35
- El horno que se utilizará es de arco eléctrico con revestimiento básico; con 6 t de capacidad; dos turnos de trabajo y dos coladas por turno.

Pérdidas: según Suchkov y algunas comprobaciones prácticas de los autores del libro se pueden tomar a modo de recomendación las siguientes pérdidas:

- Por rechazo 3-5 % de la cantidad de metal útil
- Por oxidación, rebabas, irreparables (por causa de la escoria, o sea, el metal que sale junto con la escoria, el metal que se derrama en el momento del vertido, etc). Se toma el 6% de la cantidad de metal útil
- Por sistema de alimentación y mazarotas
- Para acero 40 a 60 % (a veces más o menos, todo depende del tipo de producción, de las dimensiones de las piezas, números de piezas en el molde y dimensiones de las cajas de moldeo, esto es válido para todas las aleaciones)
- Para hierro maleable, nodular de 35 a 40 %
- Para hierro gris de 21 a 30 %
- Para aleaciones no ferrosas: con mazarotas de 30 a 40 %; sin mazarotas de 21 a 28 %.

Los datos de pérdidas deben ser reajustados a las condiciones reales de cada taller de fundición.

Desarrollo:

1. Lo primero que se hace es calcular la cantidad de metal útil que hay en una caja de moldeo. Por metal útil se entiende el peso del metal de las piezas libres del sistema de alimentación y mazarotas.

En este caso se procede de la siguiente forma: conociendo que el peso de una pieza es de 10 kg y que en cada caja de moldeo hay 10 piezas; solo resta multiplicar:

$$10 \times 10 = 100\text{kg.}$$

De esta forma quedo determinado que en una caja hay 100 kg de metal útil.

2. Una vez conocido el peso del metal útil se procede a calcular el peso de las diferentes pérdidas.

- Pérdidas por rechazo.

Conociendo que estas representan el 3 % del metal útil se pueden calcular mediante la siguiente relación:

100 kg – representan el 100 % del metal útil

X kg – representa el 3 % de las pérdidas

$$X = 100 \times 3 / 100 = 3 \text{ kg}$$

Las pérdidas por rechazo son de 3 kg

En la producción el porcentaje de rechazo se toma según los resultados reales del taller.

- Pérdidas por oxidación, rebabas, irreparables, etc.

Conociendo que estas representan el 6 % del metal útil, se calculan de forma análoga a la anterior:

100 kg – 100 %.

X kg – 6%.

$$X = 6 \text{ kg}$$

Las pérdidas por este concepto son de 6 kg

- Pérdidas por sistema de alimentación y mazarotas:

Estas dependen del tipo de aleación, de las dimensiones de la pieza y su posición en el molde, altura de la media caja superior, cantidad de piezas en un molde, si se utilizan o no mazarotas (tipo de mazarotas), etc.

En la medida en que la pieza sea menor (con o sin mazarota) y la producción unitaria, el valor de pérdida tiende a ser mayor y viceversa, este valor varía en dependencia de los aspectos antes señalados.

En el ejemplo planteado, porque son varias piezas en el molde, de FA35, con mazarotas (cerradas y en el sistema de alimentación), se puede tomar el valor de pérdidas como 40 %.

Entonces: 100 kg – 100 %

X kg - 40 %

X = 40 kg

Las pérdidas por sistema de alimentación son de 40 kg.

3. Conociendo el peso del metal útil en una caja y el porcentaje de cada una de las pérdidas se procede al cálculo del balance del metal necesario para una caja de moldeo que lleva 10 piezas.

- Cantidad de metal útil – 100 kg.
- Perdida por rechazo – 3 kg.
- Perdida por oxidación, rebabas, irreparables etc – 6 kg.
- Perdidas por sistema de alimentación y mazarotas – 40 kg.

Se necesitan 149 kg de metal para producir 10 piezas en una caja de moldeo.

4. Cantidad de moldes que se utilizarán:

Después de realizado el balance del metal para una caja de moldeo y conociendo que se deben producir 10 000 piezas y que en cada caja entran 10 piezas, se determina la cantidad de moldes que se utilizarán:

$$10\ 000 / 10 = 1\ 000 \text{ moldes}$$

Para la producción de las 10 000 piezas se deben utilizar 1000 moldes.

5. Cantidad de metal total:

Después de conocido el balance de metal para un molde y la cantidad de moldes necesarios para satisfacer la producción, se determina la cantidad de metal por la relación:

1 000 moldes x 149 kg de metal = 149 000 kg de metal, o sea, 149 t de metal

6. Cantidad de coladas, turnos y días de trabajo:

Una vez realizado el balance de metal para la producción de las 10 000 piezas, se hace necesario conocer en qué tiempo se podrán producir dichas piezas.

Conociendo que el horno es de arco eléctrico y que su capacidad es de 6 toneladas; además de que el balance de metal arrojó una cifra de 149 toneladas, entonces la cantidad de coladas se obtiene por la relación $149 / 6 = 24,83$ coladas, se aproxima a 25 coladas.

Conociendo que en cada turno se obtienen dos coladas, entonces se necesitarían 12,5 turnos y como son dos turnos por día (o sea 4 coladas) entonces la producción completa se obtendría en 6,25 días (en 6 días se producen 24 coladas y en el séptimo día se utiliza solo la mitad de un turno, con lo que se completan las 25 coladas).

Después de realizado el balance de metal se realiza el cálculo de la carga (sobre la base de 100 kg) por cualquiera de los métodos conocidos: selectivo o tanteo, solución de ecuaciones lineales, o con el uso de la computación.

1.2. Cálculo de la carga utilizando el método de solución de ecuaciones lineales para la fabricación de un acero aleado en un horno de arco eléctrico con revestimiento básico

Para efectuar el cálculo de la carga se debe tomar el valor medio de la composición química de cada elemento (según la marca del acero que se obtendrá).

Entre los materiales de carga se encuentran: el retorno, cuya composición química es idéntica a la del acero que se obtendrá; chatarra de acero y arrabio. Las adiciones aleantes especiales se añaden a la carga o al metal líquido en caso de necesitarse una aleación complementaria del acero.

La cantidad de retorno depende del peso de la pieza (porcentaje de rechazo), la cantidad de mazarotas, el sistema de alimentación y otros factores.

En las tablas 1 y 2 se muestran algunas marcas de los arrabios más usados.

Tabla 1. Arrabio para la fabricación de aceros. Composición química.

Grado de arrabio	% de elementos													
	C	Si	Manganeso				Fósforo, máximo			Azufre, máximo				
			Grupos				Clases			Categorías				
			I	II	III	IV	A	B	V	I	II	III	IV	V
P1	4,0-4,5	> 0,5 a 0,9	≤ 0,5	> 0,5 a 1,0	> 1,0 a 1,5	-	0,1	0,2	0,3	0,01	0,02	0,03	0,04	0,05
P2		≤ 0,5	≤ 0,5	> 0,5 a 1,0	> 1,0 a 1,5	-	0,1	0,2						

Fuente: <http://gostperevod.com>

Tabla 2. Arrabio gris para fundiciones de piezas. Composición química.

Grado de arrabio	% de elementos														
	C	Si	Manganeso				Fósforo			Azufre, máximo					
			Grupos				Clases			Categoría					
			I	II	III	IV	A	B	V	G	D	1	2	3	4
Máximo															
L3	3,6-4,1	> 2,8 a 3,2	≤ 0,3	> 0,3 a 0,5	> 0,5 a 0,9	> 0,9 a 1,5	0,08	0,12	0,3	> 0,3 a 0,7	> 0,7 a 1,2	0,08	0,12	0,005	0,010
L4	3,7-4,2	> 2,4 a 2,8													
L5	3,8-4,3	> 2,0 a 2,4													

Fuente: <http://gostperevod.com>

A continuación se muestran las ferroaleaciones más usadas. El ferromanganeso, el ferrosilicio, y el aluminio se emplean para la desoxidación y ajuste de la composición química (en los casos del silicio y el manganeso). En la tabla 3 se muestran algunas de las ferroaleaciones más usadas.

Tabla 3. Composición de algunas marcas de las ferroaleaciones (%), según la norma GOST.

Denominación, marca.	Composición %							OTROS ELEMENTOS
	Si	C	Mn	Al	Cr	P	S	
						No más de		
Ferrosilicio, FeSi45	41...4 7	0.50	≤ 0,6	≤ 2,0	≤ 0,5	0,0 5	0,03	-
Ferrosilicio, FeSi75	74...8 0	0.50	≤ 0,4	≤ 2,5	≤ 0,4	0,0 5	0,03	-
Ferromanganeso pobre en carbono, FeMn85	≤ 2,0	≤ 0,5	≥ 85,0	-	-	0,3 0	0,03	-
Ferromanganeso con contenido medio en carbono, FeMn1	≤ 2,0	≤ 1,0	≥ 85,0	-	-	0,2 0	0,03	-
Ferromanganeso al carbono, FeMn75	≤ 2,0	≤ 7,0	≥ 75,0	-	-	0,4 5	0,03	-
Ferromanganeso al carbono, FeMn78	≤ 2,0	7,5	78,0	-	-	0,4 5	0,03	-
Manganeso	-	≤	≥	-	-	0,0	0,01	-

metálico, MnO		0,10	99,7			1		
Silicomanganeso , SiMn10	10...1 3,9	≤ 3,5	≥ 60,0	-	-	0,2 0	0,03	-
Ferrocromo descarburado, FeCr006	≤ 1,5	≤ 0,06	-	-	≥ 65,0	0,0 3	0,03	-
Ferrocromo bajo en carbono, FeCr025	≤ 2,0	≤ 0,25	-	-	65,0	0,0 3	0,03	-
Ferrocromo medio en carbono, FeCr200	≤ 2,0	≤ 2,0	-	-	≥ 65,0	0,0 4	0,04	-
Ferrocromo al carbono, FeCr800	≤ 2,0	≤ 8,0	-	-	≥ 65,0	0,0 4	0,06	-
Ferrocromo nitrurado, FeCr400N	≤ 1,0	≤ 0,06	-	-	≥ 65,0	0,0 2	0,03	≥ 4,0N
Ferromolibdeno, FeMo58	1,0	0,08	-	-	-	0,0 5	0,12	58 Mo
Ferrotitanio, FeTi2	-	≤ 0,20	-	-	-	0,0 7	0,07	25,0...35,0 Ti
Silicocalcio, SiCa25	Base	≤ 0,50	-	2,0	-	0,0 4	-	25,0...30,0 Ca

Fuente: <http://gostperevod.com>

Las pérdidas (oxidación) durante la fusión de la carga metálica y la ebullición del baño, así como durante la disolución de las adiciones aleantes y la desoxidación del acero en el horno de arco con revestimiento básico se dan en la tabla 4.

Tabla 4. Pérdidas (oxidación) de los elementos durante la fusión en hornos de arco eléctrico con revestimiento básico (%).

Elemento	De los componentes de la carga		De las adiciones al acero liquido.	Tipo de elemento añadido.	Periodo en que se añade la adición.
	Fusión sin oxidación	Fusión con oxidación			
Carbono	10-25	Hasta valor prefijado	25-35	Electrodo molido	Al final del periodo de oxidación
Silicio	40-60	90-100	5-15	Ferrosilicio	Durante la desoxidación
Manganeso	25-50	70-80	5-20	Ferromanganeso	Durante la desoxidación
Cromo	10-15	20-30	3-8	Ferrocromo	Después de la desoxidación previa
Níquel	0-2	0-3	0	Níquel	En la carga
Molibdeno	3-5	3-6	0-3	Ferromolibdeno	Al inicio de la ebullición
Wolframio	5-10	10-15	2-8	Ferrowolframio	Después de la ebullición previa
Vanadio	15-30	60-70	7-10	Ferrovandio	Después de la desoxidación completa

Titanio	80-90	95-100	30-50	Ferrotitanio	Después de la desoxidación completa
Aluminio	100	100	50-60	Aluminio	Durante la desoxidación en la cazuela
Niobio	25-30	30-35	12-15	Ferroniobio	Después de la desoxidación previa
Cobre	0-2	0-3	0-3	Cobre	Después de la desoxidación previa
Fósforo	30-40	50-60	20-25	Impureza en la adición	-
Azufre	25-30	35-45	35-45	Impureza en la adición	-

Fuente: <http://gostpervod.com>

A continuación se muestran las diferentes fórmulas que se utilizarán en cada uno de los pasos durante los cálculos de la carga.

La cantidad de retorno en la carga está en dependencia del coeficiente de obtención de piezas buenas y se calcula por la fórmula:

$$B = 100 - Kps \quad (1.1)$$

Donde:

Kps - Coeficiente de obtención de piezas buenas; %

El contenido del elemento de aleación introducido en la carga se calcula por:

$$\text{Cal} = \text{Cret} (B/100) \quad (1.2)$$

Donde:

Cret – Contenido del elemento en el retorno, %

El contenido del elemento de aleación introducido por la carga (el retorno) en el metal considerando las pérdidas:

$$\text{Cap} = \text{Cal} ((100-Y)/100) \quad (1.3)$$

Donde:

Y- Pérdida del elemento en el proceso de fusión

Observación: el Ti y el Al contenidos en el retorno se oxidan prácticamente en su totalidad durante la fusión, por eso es necesario efectuar el cálculo sin considerar el contenido de los mismos en el retorno.

El consumo de ferroaleación considerando las pérdidas se puede calcular por cualquiera de las fórmulas que a continuación se relacionan:

$$\text{Gei} = ((\text{Cn} - \text{Cc}) 10\ 000) / (\text{Clig} (100 - Y)) \text{ (kg)} \quad (1.4)$$

Donde:

Gei –Cantidad del elemento que se introducirá (ligadura o ferroaleación) en el acero, kg

Cn –Concentración del elemento necesario para obtener la marca de acero determinada; %

C_c – Concentración del elemento que aporta la carga, %

Y – Pérdidas por oxidación del elemento de aleación durante la asimilación de la adición, %

C_{lig} - Concentración del elemento de aleación en la ligadura (FeMn, FeSi, etc.), %.

También la fórmula:

$$G_{Ac} = (100 G_{Ac} (C_n - C_c)) / C_{lig} (100 - Y) \quad (1.5)$$

Donde:

G_{Ac} – Cantidad de acero en el cual se introduce el elemento, kg

Observación: Cuando se utiliza esta fórmula (1.5), no es necesario utilizar la fórmula (1.9), ya que con ella se obtiene el peso total (kg) del componente de carga en el horno, así como, no se debe utilizar la fórmula (1.14) para la comprobación ya que la misma utiliza los datos de cálculo base 100 kg y no de la carga total del horno.

El contenido de carbono en el acero previo a la desoxidación se determina por la diferencia entre su contenido en el metal ya listo y la cantidad de carbono introducido por las adiciones aleantes, %.

$$C_a = C_o - \sum C_{clig} (G_{ei}/100) \quad (1.6)$$

Donde:

C_o - Contenido de carbono que se exige en el metal, %

C_{clig} – Contenido de carbono en la ligadura (ferroaleación) agregada al acero después de su desoxidación, %

G_{ei} – Cantidad de adición (ferroaleación) agregada al acero después de la desoxidación

El contenido de carbono en la carga debe ser mayor que en el acero ya preparado, (para que quede en marca después de efectuada la ebullición). Esta cantidad de carbono se determina en porcentaje por la fórmula:

$$C_c = ((C_a \times Y_c) / 100) + V_k T_k + C_a \quad (1.7)$$

Donde:

Y_c – Pérdida de carbono durante la fusión (Tabla 29)

V_k - Velocidad de oxidación del carbono durante el período de oxidación (0.004 – 0.006 %C/min)

T_k – Duración del período de ebullición 15-20 min

El contenido de chatarra de acero y fundición en la carga metálica se determina mediante la solución de un sistema de ecuaciones (las incógnitas son el contenido de chatarra de acero y de arrabio para fundición).

$$B + C_h + F + \sum G_{ei} = 100$$

$$C_B \times B/100 + C_{ch} \times C_h/100 + C_F \times F/100 + \sum C_{clig} \times G_{ei}/100 = C_c \quad (1.8)$$

Donde:

B ; C_h ; F – Contenido de retorno, chatarra de acero y fundición en la carga; kg

G_{ei} – Contenido de componentes aleantes añadidos en la carga o al metal líquido antes de la desoxidación, kg

C_B ; C_{ch} ; C_F ; C_{clig} - Contenido de carbono en los correspondientes componentes de la carga; %

El peso del componente de la carga (en el horno) se determina por la fórmula:

$$Q_k = Q_x/100 \quad (1.9)$$

Donde:

Q – Capacidad del horno, kg

X – Contenido del componente en la carga, %

El contenido de elementos no aleantes en la carga se calcula en % por la fórmula:

$$C_{no\ al\ c} = \sum C_k (x/100) \quad (1.10)$$

Donde:

C_k – Contenido del elemento no aleante en el componente de la carga.

El contenido promedio total de elementos no aleantes en el metal líquido se determina por:

$$C_{no\ al\ t} = C_{no\ al\ c}((100 - Y) / 100) \quad (1.11)$$

Donde:

Y – Pérdida de elementos; %

El consumo de desoxidantes considerando el contenido máximo permisible de elementos desoxidantes en el metal preparado, se determina en % por la fórmula:

$$G_{des} = ((C_o - C_1 - C_2)10000) / (C_{des} (100 - Y_{des})) \quad (1.12)$$

Donde:

C_o – Contenido del elemento desoxidante en el metal de la pieza

C₁ - Contenido del elemento desoxidante en el acero previo a la desoxidación

C₂ - Cantidad del elemento desoxidante aportado por otras adiciones al acero después de la desoxidación

C_{des} – Contenido del elemento desoxidante en el desoxidante

Y_{des} – Pérdida del elemento desoxidante en el proceso de desoxidación

El peso del desoxidante sobre el peso total de la carga se determina mediante la fórmula 1.9.

Contenido de fósforo y azufre en el metal antes de sangrar el horno, %

$$P_m(S_m) = P(s) + P'(s) \quad (1.13)$$

Donde:

$P_s(S_m)$ – Contenido de fósforo (azufre) después de la desfosforación (desulfuración)

$P's'$ ($S'm'$) – Cantidad de $P(s)$ introducido en el acero por los componentes en el período de reducción.

Observación: Si el contenido de P y S antes del sangrado del metal es superior al límite permisible en el acero fundido (se determina por el expres-análisis) es necesario realizar una desfosforación y desulfuración más profunda del baño, es decir, prolongar el período de oxidación de las impurezas.

El consumo de adiciones no metálicas se determina sobre el peso total de la carga (según la fórmula 1.9). Para la obtención de la escoria durante la fusión del acero en hornos de arco eléctrico con revestimiento básico se consume de 4 a 7 % de caliza (incluso 2-3 en la solera del horno) y 0,15-0,25% de espatoflúor.

El consumo de mineral de hierro para la oxidación del exceso de carbono en el proceso de ebullición del baño, cuando existe un incremento del contenido de C en el acero fundido desde 0,15 a 0,55 % se aumenta de 3 a 7 %.

El cálculo de la carga se comprueba basado en el contenido de los elementos de aleación, fundamentalmente en el metal de la pieza, empleando la fórmula:

$$C_{el.M} = C_{req} (B (100 - Y_{eb}) / 10\ 000) + C_{lig} (G_{ei} (100 - y) / 10\ 000) \quad (1.14)$$

El cálculo se considera correcto si el contenido de los principales elementos de aleación en el metal de la pieza no supera el límite establecido por las normas técnicas para la marca del acero fundido.

Donde: C_{req} _ Porcentaje del elemento deseado

B- Cantidad de retorno

Y- Pérdida durante la disolución

Yeb- Pérdida durante la ebullición

Clig- Contenido del elemento en la ferroaleación

Gei – Cantidad de ferroaleación

Ejemplo de cálculo de la carga.

Calcular la carga para fundir el acero 12Cr18Ni12Mo3Ti en un horno de arco eléctrico con revestimiento básico y 12 000 kg de capacidad.

El coeficiente de obtención de piezas buenas es de 58 %.

La composición química del acero antes mencionado se muestra en la tabla 5.

Tabla 5. Composición química, %.

Marca	Contenido de los elementos, %								
	C	Si	Mn	Cr	Ni	Mo	Ti	S	P
12Cr18Ni12Mo3Ti	0,12	0,2	1,0	16,0	11,00	3,0	0,50	0,030	0,035
		1,0	2,0	19,0	13,0	4,0	0,70		

Fuente: <http://gostperevod.com>

Para el cálculo se toman los valores promedios % del contenido de cada elemento que entra en la composición química del acero:

C = 0,12; Si = 0,60; Mn = 1,5; Cr = 17,5;

Ni = 12,0; Mo = 3,5; Ti = 0,6; S \leq 0,03; P \leq 0,035.

El acero se funde en base a retorno, chatarra de acero y arrabio. La adición de elementos aleantes se realiza con ferroaleaciones. La composición química de los otros elementos de la carga se muestra en la tabla 6.

El acero se funde por el proceso tecnológico completo con oxidación. La secuencia de carga es la siguiente: retorno, chatarra, arrabio y níquel en el baño metálico, ferromolibdeno en el baño durante el período de ebullición; ferromanganeso y ferrosilicio al inicio del período de reducción; ferrocromo después de la desoxidación previa; el ferrotitanio antes del sangrado y el aluminio en la cazuela antes de echarle el acero.

Tabla 6. Composición química de las diferentes cargas.

Componentes de la carga	Contenido de los elementos, %								
	C	Si	Mn	Cr	Ni	Mo	Ti	S	P
Retorno	0,12	0,60	1,50	17,50	12,0	3,50	0,60	0,03 0	0,035
Chatarra de acero	0,30	0,30	0,50	-	-	-	-	0,06	0,06
Arrabio para fundición	3,80	0,80	0,70	-	-	-	-	0,05	0,30
Níquel Ni1	0,02	0,01	-	-	99,5	-	-	0,00 1	-
Ferrocromo FeCr65	0,15	1,50	-	65,00	-	-	-	0,03	0,05
Ferromolibdeno FeMo58	0,08	1,00	-	-	-	58,0	-	0,12	0,05
Ferrotitanio FeTi35	0,10	5,00	-	-	-	-	35,00	0,05	0,07
Ferromanganeso FeMn85	0,50	2,00	85,0 0	-	-	-	-	0,03	0,03
Ferrosilicio FeSi45	0,50	45,0	0,60	-	-	-	-	0,02	0,05

Fuente: <http://gostperevod.com>

Pérdidas de los elementos:

Se asumirán las siguientes pérdidas en %.

En la oxidación (antes del comienzo de la ebullición)

C = 15; Si = 97; Mn = 75; P = 55; Cr = 30; Ni = 2; Mo = 4 y Ti = 97.

Durante la disolución de las ferroaleaciones en el metal líquido:

C = 30; Si = 18; Mn = 18; P = 20; S = 40; Cr = 3; Ni = 0; Mo = 2 y Ti = 45.

Durante la desoxidación del acero:

Mn = 18; Si = 15; Al = 60

Resolver:

1. Contenido de retorno en la carga, %

$$B = 100 - Kps$$

$$B = 100 - 58$$

$$B = 42 \%$$

2. Contenido de elemento de aleación introducido en la carga por el retorno, %

$$Cr = 17,5 \times 42/100 = 7,35 \%$$

$$Mo = 3,5 \times 42/100 = 1,47 \%$$

$$Ni = 12 \times 42/100 = 5,04 \%$$

$$Ti = 0,6 \times 42/100 = 0,25 \%$$

3. Contenido de elemento de aleación introducido por el retorno del metal, considerando las pérdidas, %

$$Cr = 7,35 \times (100-30) / 100 = 5,14 \%$$

$$Mo = 1,47 \times (100-2) / 100 = 1,44 \%$$

$$Ni = 5,04 \times (100-2) / 100 = 4,93 \%$$

$$Ti = 0,25 \times (100-97) / 100 = 0,01 \%$$

4. Consumo de ferroaleación, %

$$\text{Ferrocromo: } FeCr65 = (17,5 - 5,14) 10000 / 65 (100-3) = 19,6 \%$$

$$\text{Niquel: } Ni1 = (12,0 - 4,93) 10000 / 99,5 (100-0) = 7,10 \%$$

$$\text{Ferromolibdeno: } FeMo58 = (3,5 - 1,44) 10000 / 58 (100-2) = 3,6 \%$$

$$\text{Ferrotitanio: } FeTi35 = (0,6 - 0,01) 10000 / 35 (100-45) = 3,1 \%$$

5. Contenido de carbono en el acero %

$$Ca = 0,12 - (0,15 \times 19,6 / 100 + 0,1 \times 3,1 / 100) = 0,087 \%$$

6. Contenido de carbono en la carga

$$C_c = 0.087 \times 30 / 100 + 0.006 \times 20 + 0.087 = 0.23 \%$$

7. El contenido de chatarra de acero y arrabio en la carga,

$$B + C_h + F + \sum Ge_i = 100$$

$$42 + C_h + F + 19.6 + 7.10 + 3.6 + 3.1 = 100$$

$$75,4 + C_h + F = 100$$

$$100 - 75,4 = C_h + F$$

$$C_h + F = 24,6$$

$$C_h = 12,3$$

$$F = 12,3$$

$$C_c = C_B \times B / 100 + C_{ch} \times C_h / 100 + C_F \times F / 100 + C_{cliq} \times Ge_i / 100$$

$$C_c = 0,12 \times 42 / 100 + 0,30 \times 12,3 / 100 + 3,8 \times 12,3 / 100 + 0,02 \times 7,10 / 100 + 0,15 \times 19,6 / 100 + 0,08 \times 3,6 / 100 + 0,1 \times 3,1 / 100$$

$$C_c = 0,050 + 0,036 + 0,467 + 0,001 + 0,029 + 0,003 + 0,003$$

$$C_c = 0,589 \%$$

8. El peso del componente de la carga en el horno, kg

$$Q_B = 12\,000 \times 42 / 100 = 5040 \text{ kg}$$

$$Q_{C_h} = 12\,000 \times 12,3 / 100 = 1476 \text{ kg}$$

$$Q_F = 12\,000 \times 12,3 / 100 = 1476 \text{ kg}$$

$$Q_{Ni} = 12\,000 \times 7,10 / 100 = 852 \text{ kg}$$

$$Q_{FeCr} = 12\,000 \times 19,6 / 100 = 2352 \text{ kg}$$

$$Q_{FeMo} = 12\,000 \times 3,6 / 100 = 432 \text{ kg}$$

$$Q_{FeTi} = 12\,000 \times 3,1 / 100 = 372 \text{ kg}$$

$$\text{Total} = 12\,000 \text{ kg}$$

9. Contenido de elementos no aleantes en la carga,

a) Aportados por los componentes añadidos durante la desoxidación.

$$\text{Si} = 0,60 \times 42/100 + 0,30 \times 12,3/100 + 0,80 \times 12,3/100 + 0,01 \times 7,10/100 + 1,00 \times 3,6/100 = 0,42 \%$$

$$\text{Mn} = 1,5 \times 42/100 + 0,50 \times 12,3/100 + 0,7 \times 12,3/100 = 0,77 \%$$

$$\text{P} = 0,035 \times 42/100 + 0,06 \times 12,3/100 + 0,30 \times 12,3/100 + 0,05 \times 3,6/100 = 0,061 \%$$

$$\text{S} = 0,03 \times 42/100 + 0,06 \times 12,3/100 + 0,05 \times 12,3/100 + 0,001 \times 7,10/100 + 0,12 \times 3,6/100 = 0,03 \%$$

b) Aportados por los componentes añadidos después de la desoxidación del acero.

$$\text{Si}_{\text{des}} = 1,50 \times 19,6 / 100 + 5,00 \times 3,1/100 = 0,45 \%$$

$$\text{P}_{\text{des}} = 0,05 \times 19,6 / 100 + 0,07 \times 3,1/100 = 0,012 \%$$

$$\text{S}_{\text{des}} = 0,03 \times 19,6 / 100 + 0,05 \times 3,1/100 = 0,007 \%$$

10. Contenido de elementos no aleantes en el metal líquido,

a) Aportados por los componentes añadidos antes de la desoxidación del acero.

$$\text{Si} = 0,42 \times (100 - 97) / 100 = 0,012 \%$$

$$\text{Mn} = 0,77 \times (100 - 75) / 100 = 0,20 \%$$

$$\text{P} = 0,061 \times (100 - 55) / 100 = 0,027 \%$$

$$\text{S} = 0,03 \times (100 - 50) / 100 = 0,015 \%$$

b) Aportados por los componentes añadidos después de la desoxidación del acero.

$$\text{Si} = 0,45 \times (100 - 8) / 100 = 0,41 \%$$

$$\text{S} = 0,007 \times (100 - 40) / 100 = 0,004 \%$$

$$\text{P} = 0,012 \times (100 - 20) / 100 = 0,009 \%$$

11. Consumo de desoxidantes,

$$\text{FeMn85} = (1,50 - 0,20) 10000 / 85 \times (100 - 18) = 1,86 \%$$

$$\text{FeSi45} = (0,60 - 0,012 - 0,41) 10000 / 45 \times (100 - 15) = 0,46 \%$$

$$\text{Al 88} = 10000 \times 0,05 / 88 (100 - 60) = 0,14 \%$$

Balance material de los desoxidantes, kg

$$Q_{\text{FeMn85}} = 12\,000 \times 1,86 / 100 = 223 \text{ kg}$$

$$Q_{\text{FeSi45}} = 12\,000 \times 0,46 / 100 = 55 \text{ kg}$$

$$Q_{\text{Al88}} = 12\,000 \times 0,14 / 100 = 17 \text{ kg}$$

12. Contenido de fósforo y azufre,

$$P = 0,027 + 0,009 = 0,036$$

$$S = 0,015 + 0,004 = 0,019$$

El contenido de fósforo y azufre prácticamente se encuentran en los límites permisibles.

Consumo de adiciones no metálicas, kg

Caliza:

$$Q_{\text{cal}} = 12\,000 \times 5,50 / 100 = 660 \text{ kg}$$

Espatoflúor:

$$Q_{\text{esp}} = 12\,000 \times 0,20 / 100 = 24 \text{ kg}$$

Mineral de hierro:

$$Q_{\text{min}} = 12\,000 \times 7 / 100 = 840 \text{ kg}$$

13. Comprobación del cálculo de la carga,

Cr = 16 a 19 %, se tomó 17,5 %.

$$C_{\text{Cr}} = (17,50 \times 42 (100 - 30) / 10000) + 65 \times 19,6 (100 - 3) / 10000 = 17,50 \%$$

Ni = 11 a 13 %, se tomó 12 %.

$$C_{\text{Ni}} = (12 \times 42 (100 - 2) / 10000) + 99,5 \times 7,10 (100 - 0) / 10000 = 12 \%$$

Mo = 3 a 4 %, se tomó 3,5 %.

$$C_{\text{Mo}} = (3,5 \times 42 (100 - 4) / 10000) + 58 \times 3,6 (100 - 2) / 10000 = 3,5 \%$$

Ti = 0,5 a 0,7 %, se tomó 0,6 %.

$$C_{Ti} = (0,6 \times 42 (100 - 97) / 10000) + 35 \times 3,1 (100 - 45) / 10000 = 0,6 \%$$

1.3 Cálculo de la carga por el método selectivo o tanteo para la fabricación de un acero al carbono FA35 en un horno de arco eléctrico con revestimiento básico (6 t de capacidad)

Los cálculos se realizan basado en 100 kg. Estos se deben desarrollar por tanteo, y se determina la cantidad de cada carga hasta lograr la que aporte la composición química deseada.

Entre los materiales de carga se encuentran los siguientes:

1. Carga metálica

- Chatarra de acero – (55 a 65 %)
- Chatarra de hierro (puede o no utilizarse) – (15 a 25 %)
- Arrabio – (2 a 3 % y a veces más)
- Retorno de la producción – (37 a 42 %)
- Las ferroaleaciones (la necesaria en cada caso). Se añaden al horno en el período de reducción para obtener la composición química (o en la cazuela).

Estos datos son orientativos, en la producción se usa la carga con la que se cuenta en el taller.

2. Elementos oxidantes:

- El mineral de hierro o de manganeso debe tener alto contenido de FeO o MnO y bajo porcentaje de P, S y Si. El mineral utilizado representa 1,5 a 3 % respecto a la carga metálica y debe ser de magnitud de 50 a 200 mm

Además, para oxidar también se puede utilizar oxígeno técnico puro, cascarilla de forja o de laminado, etc.

3. Elementos formadores de escoria:

- La cal viva debe estar recién cocida (seca) y de magnitud de 30 a 100 mm (se puede añadir junto con la carga o después de derretida la misma). Representa el 3 % respecto a la carga metálica.
- La caliza se debe añadir junto con la carga, ya que su descomposición es por absorción de calor.
- El espatofluor o la bauxita se utilizan para hacer más fluida la escoria.

4. Elementos desoxidantes:

Para detener la oxidación en el horno se utilizan: ferrosilicio, ferromanganeso, aluminio, etc.

La última desoxidación se realiza en la cazuela con aluminio (de 1 a 1,5 kg de Al / t de metal en la cazuela).

Especificaciones de la FA35, según la tabla 4.

C = 0,32 – 0,40 %

Si = 0,2 – 0,52 %

Mn = 0,4 – 0,9 %

P = 0,04 %

S = 0,045 %

Las pérdidas se toman de la tabla 4.

Los componentes de la carga metálica con su composición química y los porcentajes de los diferentes elementos que aportan aparecen en la tabla 7.

Tabla 7. Composición química de la materia prima en porcentaje y los resultados de los cálculos de los elementos que componen la carga en kg.

Materiales de carga	kg	C		Si		Mn		P		S		Cantidad de metal en el horno, kg.
		%	kg	%	kg	%	Kg	%	kg	%	kg	

Chatarra de acero	55	0,20	0,11	0,35	-	0,7	0,115	0,03	0,016	0,03	0,016	3300
Retorno de la producción	28	0,36	0,10	0,35	-	0,75	0,063	0,04	0,011	0,045	0,012	1680
Chatarra de hierro	12	3,0	0,36	2,0	-	0,7	0,025	0,3	0,036	0,09	0,010	720
Arrabio	5	3,0	0,15	2,5	-	0,9	0,013	0,2	0,01	0,04	0,002	300
Total	100		0,72				0,216		0,073		0,040	6000
Oxidación			- 0,36						- 0,033 o (más)			
FeSi 45				45	0,35							
FeMn 75						75	0,534					
Total			0,36		0,35		0,75		≤ 0,04		≤ 0,04	

Fuente: <http://gostperevod.com>

Para el cálculo se toman los valores promedios del contenido de cada elemento que entra en la composición química del acero, %: C = 0,36; Si = 0,35; Mn=0,75; P= 0,04; S=0,045.

El proceso de fusión es con oxidación. El acero se funde con chatarra de acero, retorno de la producción, chatarra de hierro y arrabio. La adición de los elementos (Si y Mn) se realiza con ferroaleaciones en el período de reducción. La desoxidación final se realiza con aluminio en la cazuela.

Los cálculos se realizan de forma tal que en el acero, después de fundido, la concentración de carbono sea superior al límite inferior de la marca establecida en 0,3% para los aceros con alto contenido de carbono ($> 0,45$ % C), en 0,4 % para los aceros de medio carbono ($0,20 < C < 0,45$ % C) y en 0,5 – 0,6 % para los aceros con bajo contenido de carbono ($< 0,2$ % C).

En este caso el acero es de medio contenido de carbono, por lo que el valor escogido será 0,4 % por encima del límite inferior de la marca (lo que representa $0,4 + 0,32 = 0,72$ % C), esto se hace con el objetivo de que se efectúe correctamente el proceso de ebullición y se obtengan el C y P en marca y además se eliminen parte de los gases

Las pérdidas se asumen (%).

Elemento	Durante la fusión	Durante la desoxidación y reducción
Si	90 – 100	5 – 15
Mn	70 – 80	5 – 20

Durante la fusión el Si se oxida casi por completo, por lo que la carga no aporta nada y solo se calcula la cantidad necesaria para obtener el acero en marca, durante la reducción.

El aprovechamiento se calcula (%).

Para el Si (durante la desoxidación)

$$\text{Si} = (100 - 15) / 100 = 0,85$$

Para el Mn (durante la fusión)

$$\text{Mn} = (100 - 70) / 100 = 0,30$$

1. Se debe calcular el aporte de los 55 kg de chatarra de acero a la carga.

a) Determinar la cantidad de carbono que aporta.

$$55 \text{ kg} \text{ ----- } 100\%$$

$$X \text{ ----- } 0,20 \%$$

$$X = 55 \times 0,20 / 100$$

$$X = 0,11 \text{ kg}$$

Donde:

- 0,20 % de carbono en la chatarra de acero
- 55 kg de chatarra de acero.

El resto de los elementos se calcula de forma análoga.(kg)

$$\text{Mn} = 55 \times 0,7 \times 0,30 / 100 = 0,115$$

$$\text{P} = 55 \times 0,03 / 100 = 0,016$$

$$\text{S} = 55 \times 0,03 / 100 = 0,016$$

Donde:

0.30 % es el aprovechamiento del Mn durante la fusión

2. Se calcula el aporte de los 28 kg de retorno de la producción a la carga.

Elemento que aporta (kg)

$$\text{C} = 28 \times 0,36 / 100 = 0,10$$

$$\text{Mn} = 28 \times 0,75 \times 0,30 / 100 = 0,063$$

$$\text{P} = 28 \times 0,04 / 100 = 0,011$$

$$\text{S} = 28 \times 0,045 / 100 = 0,012$$

3. Se calcula el aporte de los 12 kg de chatarra de hierro a la carga (kg)

$$\text{C} = 12 \times 3,0 / 100 = 0,36$$

$$\text{Mn} = 12 \times 0,7 \times 0,30 / 100 = 0,025$$

$$\text{P} = 12 \times 0,3 / 100 = 0,036$$

$$\text{S} = 12 \times 0,09 / 100 = 0,010$$

4. Se calcula el aporte de los 5 kg de arrabio a la carga.

Elemento que aporta (kg)

$$\text{C} = 5 \times 3,0 / 100 = 0,15$$

$$\text{Mn} = 5 \times 0,9 \times 0,30 / 100 = 0,013$$

$$\text{P} = 5 \times 0,2 / 100 = 0,01$$

$$\text{S} = 5 \times 0,4 / 100 = 0,002$$

Observación: Como se puede observar, el C y el P están por encima de la marca, la cual será obtenida en el período de oxidación (durante la ebullición se produce la descarburación, además durante la oxidación ocurre la desfosforación, por lo que se

debe eliminar la escoria rica en óxido de fósforo hasta obtener el porcentaje establecido en el metal).

A modo de comprobación se puede utilizar la siguiente fórmula:

$$C_{CP} = (Ca \times Yc / 100) + Vk \times Tk$$

Donde:

C_{CP} – Cantidad de carbono que se pierde,

Ca – Cantidad de carbono que aporta la carga,

Yc – Pérdida de carbono durante la fusión,

Vk – Velocidad de oxidación del carbono durante el período de oxidación (0,004 - 0,006 % C/ min)

Tk – Duración del período de ebullición 15 a 20 min (a veces más)

$$C_{CP} = (0.72 \times 30 / 100) + 0.006 \times 24 = 0.36 \% \text{ de C}$$

Durante la fusión se pierde 0,36 % de C, pero previendo esto se tomó un valor superior a lo exigido, o sea, 0,72 % de C. Entonces si: $0,72 - 0,36 = 0,36 \% \text{ C}$, que es la media calculada.

Con 20 min de ebullición más las otras pérdidas, se pierde 0,34 % C y al final se obtiene 0,38 % de carbono, lo que está dentro de la marca.

5. El peso de los componentes de la carga en el horno se calcula por la fórmula (1.9),
kg

$$Q_k = Q_x / 100, \text{ kg}$$

$$Q_{ch \text{ Ac}} = 6\,000 \times 55 / 100 = 3\,300$$

$$Q_{ret} = 6\,000 \times 28 / 100 = 1\,680$$

$$Q_{ch \text{ Fe}} = 6\,000 \times 12 / 100 = 720$$

$$Q \text{ arrabio} = 6\,000 \times 5 / 100 = 300$$

$$\text{Total} = 6\,000 \text{ kg}$$

6. Consumo de desoxidantes y aleantes añadidos al horno, por la fórmula: (1.12), kg.

$$G_{ei} = 100 \times G_{Ac} \times (C_n - C_c) / C_{liq} (100 - Y), \text{ kg}$$

Donde:

G_{Ac} – Capacidad del horno en kg (6 000)

C_c – Concentración del elemento aportado por la carga, %

C_n – Concentración del elemento necesario según la marca (0,35 %)

C_{liq} – Concentración del elemento de aleación en el FeSi 45 (45 % Si)

Y - Pérdidas por oxidación durante la desoxidación y reducción (15%)

.a) Consumo de FeSi para las 6 t de acero

$$G_{FeSi\ 45} = 100 \times 6\,000 \times 0.35 / 45 (100 - 15) = 54,90 \text{ kg}$$

Se necesitan 54,90 kg de FeSi 45 para obtener el Si en marca

.b) Consumo de FeMn para las 6 t de acero

$$G_{FeMn\ 75} = 100 \times 6\,000 (0,75 - 0,216) / 75 (100 - 20) = 53,4 \text{ kg}$$

Se necesitan 53,4 kg de FeMn 75 para obtener el Mn en marca.

7. Consumo de adiciones no metálicas, kg. (1.9)

Consumo de cal:

$$Q_{cal} = 6\,000 \times 3 / 100 = 180 \text{ kg}$$

Consumo de mineral de hierro:

$$Q_{\text{min}} = 6\,000 \times 3 / 100 = 180 \text{ kg}$$

8. Consumo de desoxidantes en la cazuela, kg. (la última desoxidación se realiza con aluminio)

Se consume de 1 – 1,5 kg de Al / t de metal en la cazuela.

Si asumimos 1 kg de Al / t, entonces se necesitan 6 kg de Al para la desoxidación final.

1.4. Cálculo de la carga (por el método selectivo o tanteo) para la fabricación de un hierro gris, en un horno de inducción de crisol con revestimiento ácido (6 t de capacidad)

Los cálculos se realizan basados en 100 kg. La carga debe ser seleccionada (con porcentajes de P y S inferiores a los establecidos por la marca del hierro), ya que en este tipo de horno con revestimiento ácido no se pueden eliminar ni el fósforo ni el azufre.

La carga estará formada por: arrabio, retorno, chatarra de hierro y chatarra de acero. Para obtener la composición química se utilizan ferroaleaciones (ferrosilicio y ferromanganeso).

Como elementos formadores de escoria se pueden utilizar la arena de cuarzo, pedazos de ladrillos de chamota, retorno de mezcla de moldeo, etc.

El hierro gris que se obtiene es FG20, que posee la siguiente composición química (%), según tabla 12 del libro (Metalurgia físico-químicos de la de la Fundición).

$$C = 3,2 \text{ a } 3,5 \quad P \leq 0,65 \quad Si = 2,0 \text{ a } 2,3 \quad S \leq 0,14 \quad Mn = 0,6 \text{ a } 0,8$$

Se toman esos valores de P y S ya que el tipo de pieza así lo requiere. La composición química de los elementos de la carga se muestra en la tabla 8.

Tabla 8. Composición química y resultados de los cálculos efectuados

Componentes De la carga	Kg	C		Si		Mn		P		S	
		%	kg	%	kg	%	kg	%	kg	%	kg
Arrabio	37	4,30	1,51 1	1.8	0,67	0,5	0,14	0,2	0,07	0,08	0,03
Retorno de la producción	33	3,35	1,05	2,15	0,71	0,7	0,17	0,10	0,03	0,10	0,03
Chatarra de hierro	23	3,5	0,76 5	1,8	0,41	0,5	0,08	0,15	0,03	0,10	0,02
Chatarra de Acero	7	0,35	0,02 3	0,30	0,02	0,6	0,03	0,03	0,00 2	0,03	0,00 2
Total	100		3,35		1,81		0,42		0,14 2		0,07 2
FeSi 75	0,48 75			75	0,34						
FeMn 75	0,47					75	0,28				
Total			3,35		2,15		0,7		0,14 2		0,07 2

Fuente: <http://gostperevod.com>

Los cálculos se desarrollarán tomando como base que en el horno existen dos toneladas de metal líquido de la fusión anterior (retorno que representa el 33% de las 6t de capacidad del horno), por lo que para completar las 6 t solo se añadirán 4 t de carga sólida. Se toma como base la composición química media de cada elemento:

C = 3,35; Si = 2,15, Mn = 0,7

El fósforo y el azufre deben estar por debajo de la marca establecida.

Las pérdidas se asumen:

$$C = 5 \%$$

Mn = 25 % (durante la fusión de la carga en el metal líquido)

Mn del FeMn = 20 % (durante la fusión del FeMn)

El Si no experimenta pérdidas durante la fusión.

El Si del FeSi = 7 % (durante la fusión del FeSi).

El aprovechamiento se calcula, (%)

Para el carbono

$$C = (100 - 5) / 100 = 0,95$$

Para el manganeso

$$Mn = (100 - 25) / 100 = 0,75$$

1. Se determina el aporte de los 37 kg de arrabio a la carga.

a). Determinar la cantidad de carbono que aporta.

$$37 \text{ kg} _ 100 \%$$

$$x _ 4,25 \%$$

$$x = (37 \times 4,30 \times 0,95) / 100 = 1,511 \text{ kg}$$

Donde:

4,25 – Cantidad de carbono en el arrabio, %

0,95 – Aprovechamiento, %.

37 – Cantidad de arrabio en la carga, kg

El resto de los elementos se calcula de forma análoga (kg).

$$\text{Si} = 37 \times 1,8 / 100 = 0,67$$

$$\text{Mn} = 37 \times 0,5 \times 0,75 / 100 = 0,14$$

$$\text{P} = 37 \times 0,2 / 100 = 0,07$$

$$\text{S} = 37 \times 0,08 / 100 = 0,03$$

2. Se calcula el aporte de los 33 kg de retorno de la producción a la carga (kg).

$$\text{C} = 33 \times 3,35 \times 0,95 / 100 = 1,05$$

$$\text{Si} = 33 \times 2,15 / 100 = 0,71$$

$$\text{Mn} = 33 \times 0,7 \times 0,75 / 100 = 0,17$$

$$\text{P} = 33 \times 0,10 / 100 = 0,03$$

$$\text{S} = 33 \times 0,10 / 100 = 0,03$$

3. Se calcula el aporte de los 23 kg de chatarra de hierro a la carga, (kg)

$$\text{C} = 23 \times 3,5 \times 0,95 / 100 = 0,765$$

$$\text{Si} = 23 \times 1,8 / 100 = 0,41$$

$$\text{Mn} = 23 \times 0,5 \times 0,75 / 100 = 0,08$$

$$\text{P} = 23 \times 0,15 / 100 = 0,03$$

$$\text{S} = 25 \times 0,10 / 100 = 0,02$$

4. Se calcula el aporte de los 7 kg de chatarra de acero a la carga, (kg).

$$\text{C} = 7 \times 0,35 \times 0,95 / 100 = 0,023$$

$$\text{Si} = 7 \times 0,30 / 100 = 0,02$$

$$\text{Mn} = 7 \times 0,6 \times 0,75 / 100 = 0,03$$

$$\text{P} = 7 \times 0,03 / 100 = 0,002$$

$$\text{S} = 7 \times 0,03 / 100 = 0,002$$

5. El peso de cada componente de la carga para obtener los 4000 kg de metal se calcula por la fórmula (13,9), (kg).

$$Q_k = Q_x/100 ; \text{ kg}$$

$$Q_{\text{arrab}} = 4\,000 \times 45/100 = 1800$$

$$Q_{\text{ret.}} = 4\,000 \times 25/100 = 1\,000$$

$$Q_{\text{ch Fe}} = 4\,000 \times 23/100 = 920$$

$$Q_{\text{ch Ac}} = 4\,000 \times 7/100 = 280$$

$$\text{Total} = 4\,000 \text{ kg}$$

6. Consumo de ferroaleaciones añadidas al horno, (kg); por la fórmula (9.5)

$$G_{\text{ei}} = (100 G_{\text{fe}}(C_n - C_c)) / C_{\text{liq}} (100 - y), \text{ kg}$$

a) Consumo de FeSi para las 6t de hierro. Se debe tomar en consideración que independientemente de las 4t que se añaden, en el horno existen 2t, lo que suman las 6t en el horno.

$$G_{\text{FeSi75}} = 100 \times 6000 (2,15 - 1,81) / 75(100 - 7) = 29,25$$

Se necesitan 29,25 kg de FeSi75 para obtener el Si en marca.

- Si se considera que los cálculos se realizan en base a 100 kg entonces el FeSi75 debe aportar 0,34% Si para garantizar los 2,15% de la marca deseada .

b) Consumo de FeMn para las 6 t de hierro, kg.

- FeMn.

$$G_{\text{FeMn75}} = 100 \times 4\,000 (0,7 - 0,42) / 75 (100 - 20) = 28 \text{ kg.}$$

Se necesitan 28 kg de GFeMn75 para obtener el Mn en marca.

De forma análoga se realizan los cálculos del aporte del FeMn. 75 base 100 kg.

$$\frac{28 \times 100}{6000} = 0,47\%$$

$$6000$$

entonces:

$$\frac{0,47 \times 75 \times 0,80}{100} = 0,28\% \text{ Mn}$$

Donde: 75 – Porcentaje de Mn del FeMn 75.

0,80 – Aprovechamiento del Mn del FeMn 75 durante su derretido.

* Entonces el FeMn75 debe aportar 0,28% Mn para garantizar los 0,7% Mn de la marca deseada.

1.5 Cálculo de la carga (por tanteo) para la fabricación de un hierro gris en un horno de cubilote con revestimiento ácido.

Para realizar los cálculos inicialmente se debe conocer:

- El peso de la carga de coque de trabajo (fusión), esta se calcula por la fórmula:

$$P = \pi D^2 h \rho / 4, \text{ kg}$$

Donde:

D- Diámetro del cubilote a la altura de las toberas, mm.

h- Altura del anillo escogido con ese diámetro (h=150 a 250 mm).

ρ - Densidad del coque (cuando es de calidad $\rho = 450 \text{ kg/m}^3$)

- El peso de la carga metálica por capas de carga, kg

El peso de la carga metálica depende de la carga de coque de trabajo (la carga de coque de trabajo representa del 8 al 16 % de la carga metálica).

Después de conocida la carga metálica, la de fundente y la de coque de trabajo, y después de haber realizado el balance del metal, se determina la cantidad de cargas que deben echarse al horno (en dependencia de su diámetro y altura hasta la boca de carga), o la cantidad de veces que hay que cargar el horno para una producción determinada.

Para realizar los cálculos de la carga es necesario conocer las altas y bajas que se producen en el cubilote.

A continuación se representan estas variaciones:

Elemento	Pérdidas %	Aumento %
S		
Si	15 – 25	--
Mn	20 – 30	--
Cr	15 – 20	--
S	--	40 – 60
C	--	10 –20
P	--	--

Todos estos datos son válidos cuando se hace uso de una tecnología correcta, de lo contrario estos porcentajes señalados pueden variar en rangos considerables. Es decir, se debe cargar y efectuar la hornada de acuerdo con las tecnologías establecidas.

Fundentes:

Como fundente se utiliza generalmente la caliza (CaCO_3), en rangos de 1.5 – 3 % respecto a la carga metálica. El tamaño del fundente deberá estar entre 25 – 75 mm y se colocará sobre la carga metálica.

En la tabla 9 aparecen algunas recomendaciones de la cantidad de metal y coque en la carga en dependencia del diámetro interior del cubilote. (Estos son datos orientativos, si desea datos más precisos, utilice la fórmula y porcentajes que aparecen al inicio del ejercicio.

Tabla 9. Pesos recomendados de metal y coque en la carga en dependencia del diámetro interior del cubilote

Diámetro interior m	Productividad T/h	Peso de metal en la carga kg	Peso de coque (kg) en la carga para un consumo, %		
			10	12	14
0,5	2	150	15	18	21
0,7	3-4	300	30	36	42
0,9	4-6	500	50	60	70
1,1	7.5-9	700	70	84	98
1,3	9-12	900	90	108	126
1,5	13-17	1300	130	156	182
1,8	18-22	1800	180	216	252
2,1	25-30	2500	250	300	350

Fuente: <http://gostpervod.com>

A modo de ejemplo en la tabla 10 se muestran algunas recomendaciones de la composición de la carga en los cubilotes.

Tabla 10. Composición media de la carga en cubilotes, %.

Elemento de carga	Tipo de hierro para fundir		
	Con grafito laminar	Fundición maleable	Con grafito esferoidal
Arrabio	20-40	10-20	30-50
Chatarra de hierro	15-25	10-20	20-30
Chatarra de acero	10-20	30-50	0-10
Retorno de la producción	30-35	35-45	30-35

Fuente: <http://gostpervod.com>

El combustible principal para la fusión del hierro en el cubilote es el coque y con menos frecuencia el gas natural.

En dependencia del diámetro interior del cubilote se eligen las dimensiones de los trozos de coque:

Diámetro interior del cubilote, m	Dimensión de los trozos de coque, mm
< 0,9	65-90
0,9 – 1	65-140
1 – 1,2	90-140
1,2 – 1,5	120-140
> 1,5	> 140

Ejemplo de cálculo de la carga resuelto

Calcular la carga metálica para producir un hierro gris de marca FG18. El 30 % de la carga es de retorno. El horno es de cubilote con revestimiento ácido (de 900 mm de diámetro) y los cálculos se realizan por tanteo y en base a 100 kg.

La composición química del hierro se toma según tabla 12 del libro (Metalurgia físico-químicos de la de la Fundición).

C = 3,2 – 3,5 Mn = 0,6 – 0,8
Si = 2,1 – 2,4 P = 0,6
S = 0,14

El hierro se funde con retorno, chatarra de hierro, chatarra de acero y arrabio. La adición de elementos aleantes se realiza con ferroaleaciones. La composición química de los elementos de la carga se muestra en la tabla 11.

Tabla 11. Composición química y resultado de los cálculos efectuados

Componentes de la carga	kg	C		Si		Mn		P		S		Cantidad de metal por carga, kg
		%	kg	%	kg	%	kg	%	Kg	%	kg	
Retorno	30	3,4	1,73	2,2	0,52	0,7	0,15	0,2	0,06	0,12	0,05	150
Chatarra de hierro	17	3,3	0,64	2,4	0,32	0,8	0,10	0,3	0,05	0,09	0,02	85
Chatarra de Acero	33	0,3	0,11	0,4	0,10	0,5	0,12	0,03	0,009	0,03	0,015	165
Arrabio	20	4,0	0,92	2	0,32	1,3	0,19	0,2	0,04	0,08	0,024	100
Subtotal	100		3,4		1,26		0,56		0,16		0,11	500
FeSi 45	2,61	0,5	0,01	45	0,94	0,6	0,01	0,02	0,005	0,05	0,001	13,05
FeMn 75	0,248	5,0	0,01	1,5	0,002	75	0,14	0,45	0,001	0,03	0,0001	1,24
Total			3,42		2,202		0,71		0,165		0,111	514,29

Fuente: <http://gostperevod.com>

Las pérdidas y ganancias se asumen:

Pérdidas

Si = 20%

Mn = 25 %

Ganancias

C = 15 %

S = 50 %

El P no experimenta variaciones considerables.

El aprovechamiento se calcula (%).

Para el Si:

$$Si = (100 - 20) / 100 = 0,8$$

Para el Mn:

$$Mn = (100 - 25) / 100 = 0,75$$

Para el C:

$$C = (100 + 15) / 100 = 1,15$$

Para el S:

$$S = (100 + 50) / 100 = 1,5$$

1. Se debe calcular el aporte de los 30 kg de retorno a la carga.

a) Determinar la cantidad de carbono que aporta.

$$30 \text{ kg} - 100 \%$$

$$X - 3,4 \%$$

$$x = 30 \times 3,4 \times 1,15 / 100 = 1,73 \text{ kg}$$

$$x = 1,73 \text{ kg de carbono}$$

Donde:

30 kg de retorno

3,4 % C en el retorno

1,15 aprovechamiento

c) Determinar la cantidad de silicio que aporta:

$$x = 30 \times 2,2 \times 0,8 / 100 = 0,52 \text{ kg}$$

$$x = 0,52 \text{ kg de Si}$$

Donde:

2,2 % Si en el retorno

0,8 aprovechamiento

d) Determinar la cantidad de manganeso que aporta:

$$x = 30 \times 0,7 \times 0,75 / 100 = 0,15 \text{ kg}$$

$$x = 0,15 \text{ kg de Mn}$$

Donde:

0,7 % Mn en el retorno

0,75 aprovechamiento

e) Determinar la cantidad de fósforo que aporta:

$$x = 30 \times 0,2 / 100 = 0,06 \text{ kg}$$

$$x = 0,06 \text{ kg de P}$$

Donde:

0,2 % P en el retorno

f) Determinar la cantidad de azufre que aporta:

$$x = 30 \times 0,12 \times 1,5 / 100 = 0,054 \text{ kg}$$

$$x = 0,054 \text{ kg de S}$$

Donde:

0,12 % S en el retorno

1,5 aprovechamiento

2. Se calcula el aporte de los 17 kg de chatarra de hierro.

Para simplificar operaciones se efectuarán los cálculos de la siguiente forma:

Elemento que aporta (en kg):

$$C = 17 \times 3,3 \times 1,15 / 100 = 0,64$$

$$Si = 17 \times 2,4 \times 0,8 / 100 = 0,32$$

$$Mn = 17 \times 0,8 \times 0,75 / 100 = 0,10$$

$$P = 17 \times 0,3 / 100 = 0,05$$

$$S = 17 \times 0,09 \times 1,5 / 100 = 0,02$$

3. Se calcula el aporte de los 33 kg de chatarra de acero:

Elemento que aporta (en kg):

$$C = 33 \times 0,3 \times 1,15 / 100 = 0,11$$

$$Si = 33 \times 0,4 \times 0,8 / 100 = 0,10$$

$$Mn = 33 \times 0,5 \times 0,75 / 100 = 0,12$$

$$P = 33 \times 0,03 / 100 = 0,009$$

$$S = 33 \times 0,03 \times 1,5 / 100 = 0,015$$

4. Se calcula el aporte de los 20 kg de arrabio:

Elemento que aporta (en kg):

$$C = 20 \times 4 \times 1,15 / 100 = 0,92$$

$$Si = 20 \times 2 \times 0,8 / 100 = 0,32$$

$$Mn = 20 \times 1,3 \times 0,75 / 100 = 0,19$$

$$P = 20 \times 0,2 / 100 = 0,04$$

$$S = 20 \times 0,08 \times 1,5 / 100 = 0,024$$

5. Se calcula la cantidad necesaria de FeSi45 que se utilizará para obtener el Si en marca.

Para ello se utiliza la fórmula (1.4)

$$G_{ei} = (10\,000 (C_n - C_c)) / (Clig (100 - Y)) , \text{ kg}$$

$$G_{FeSi45} = (10\,000 (2,2 - 1,26)) / (45 (100 - 20)) = 2,61 \text{ kg}$$

- a) Se calcula la cantidad de Si que aporta el 2,61 kg de FeSi45

$$Si = 2,61 \times 45 \times 0,8 / 100 = 0,94 \text{ kg}$$

Donde:

45 % de Si en el FeSi45

0.8 aprovechamiento.

- b) Se calcula el aporte del FeSi45 a la carga:

$$C = 2,61 \times 0,5 \times 1,15 / 100 = 0,015$$

$$Mn = 2,61 \times 0,6 \times 0,75 / 100 = 0,011$$

$$P = 2,61 \times 0,02 / 100 = 0,0005$$

$$S = 2,61 \times 0,05 \times 1,5 / 100 = 0,001$$

6. Se calcula la cantidad necesaria de ferromanganeso 75 que se utilizará para obtener el manganeso en marca.

Para ello se utiliza la fórmula (1.4)

$$G_{\text{FeMn75}} = (10\,000 (0,7 - 0,56)) / (75 (100 - 25)) = 0,248 \text{ kg}$$

- a) Se calcula la cantidad de manganeso que aporta el 0,248 kg de FeMn75

$$\text{Mn} = 0,248 \times 75 \times 0,75 / 100 = 0,14 \text{ kg}$$

- b) Se calcula el aporte del FeMn75 a la carga.

$$\text{C} = 0,248 \times 5 \times 1,15 / 100 = 0,01$$

$$\text{Si} = 0,248 \times 1,5 \times 0,8 / 100 = 0,002$$

$$\text{P} = 0,248 \times 0,45 / 100 = 0,001$$

$$\text{S} = 0,248 \times 0,03 \times 1,5 / 100 = 0,0001$$

7. Teniendo en consideración que el diámetro del horno es de 900 mm, o sea, 0,9 m y que las piezas que se producirán son pequeñas y de paredes delgadas (por lo que se necesita un metal bien caliente), se toma la carga de coque de trabajo (fusión), con el 14 % de la fundición (carga metálica).

El peso de la carga metálica y la de coque se toman de la tabla 33, o también se pueden calcular por las fórmulas establecidas, teniendo en consideración que el diámetro interior del horno es de 0,9 m.

Peso de la carga metálica: 500 kg

Peso de la carga de coque: 70 kg

8. Se calcula el peso de cada componente de la carga para obtener los 500 kg de metal; para ello se utiliza la fórmula (1.9).

$$Q_k = Q_x / 100, \text{ kg}$$

$$Q_{\text{ret}} = 500 \times 30 / 100 = 150$$

$$Q_{\text{ChFe}} = 500 \times 17 / 100 = 85$$

$$Q_{\text{ChAc}} = 500 \times 33 / 100 = 165$$

$$Q_{\text{arrab.}} = 500 \times 20/100 = 100$$

$$\text{Subtotal} \quad \quad \quad 500$$

$$Q_{\text{FeSi45}} = 500 \times 2,61/100 = 13,05$$

$$Q_{\text{FeMn75}} = 500 \times 0,248/100 = 12,4$$

$$\text{Total} \quad \quad \quad 525,45 \text{ kg}$$

9. El consumo de fundente (caliza).

La caliza se encuentra entre 1,5-3 % respecto a la carga metálica (se asume 2,25 %)

Entonces por la fórmula (1.9) se calcula la cantidad de caliza:

$$Q_{\text{caliza}} = 500 \times 2,25/100 = 11,25 \text{ kg}$$

Capítulo



2

**MÉTODOS DE REGULACIÓN DE LA COMPOSICIÓN
QUÍMICA DEL HIERRO FUNDIDO DURANTE LA
FUSIÓN EN HORNOS ELÉCTRICOS.**

En algunos casos durante la fusión del hierro fundido en los hornos eléctricos (de arco e inducción) surge la necesidad de corregir la composición química de la aleación; los datos iniciales para esta corrección se toman de los resultados del klin visual en dependencia de la composición química real, la que puede cambiar su estructura de : P + C + L (fundición blanca) hasta F + G (fundición gris con base ferrítica). Para obtener la estructura deseada mediante el klin es necesario conocer en qué dirección influyen los elementos de la composición química para variar la estructura de la aleación.

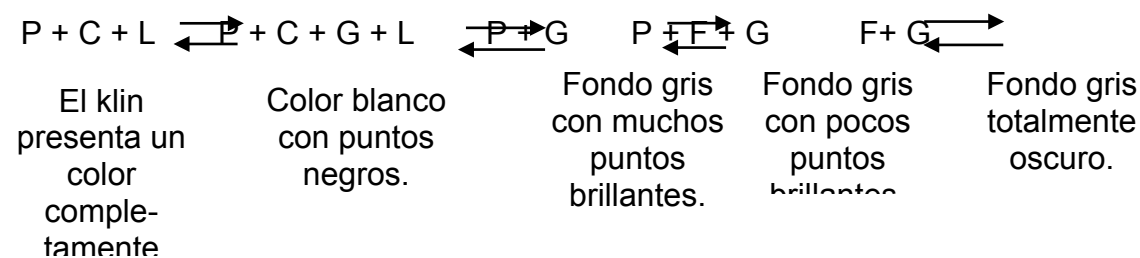
La variación general de la estructura es la siguiente: al aumentar la concentración de carbono y silicio la estructura varía desde P + C + L (perlita + cementita + ledeburita) hasta F + G (ferrita + grafito) mientras que el aumento de Mn actúa en sentido contrario (de F + G hasta P + C + L).

Estas estructuras se identifican mediante el klin de la siguiente forma:

Ejemplo :

Aumentando el % de carbono y silicio \longrightarrow

Aumento del % de manganeso \longleftarrow



Para el hierro gris normal la mejor estructura es P + G ya que se obtienen las mejores propiedades (aunque esto depende de la función de las piezas).

Cuando el contenido de azufre en la aleación $S < 0,06 \%$ no influye en la estructura, pero si se incrementa hace la misma función que el Mn. El fósforo no influye. Una vez extraída la probeta para el klin, esta se debe enfriar al aire libre hasta $500 - 600 \text{ }^\circ\text{C}$ y luego en agua, acto seguido se rompe y observa la estructura. De forma práctica se han establecido diferentes alturas en el klin. En la figura 1 se observa la forma de la probeta para el klin visual.

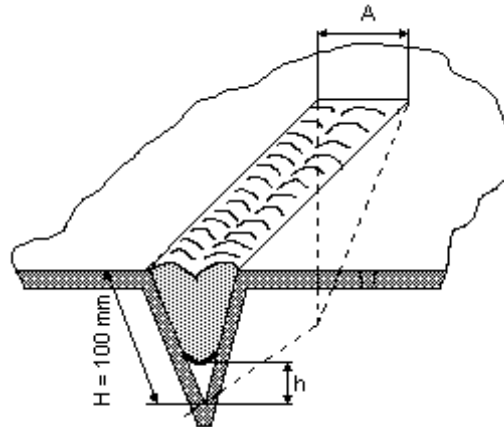


Figura 1. Probeta para el Klin Visual

Elaborado por: Roberto Beltran

La altura está en dependencia de la composición química, dimensiones y masa de la pieza. En la medida en que h sea menor, mayor será la concentración de carbono y silicio en la aleación. Entre más pequeñas y complejas sean las piezas, menor debe ser h .

Al extraer la probeta para el klin se debe tener en cuenta que desde el momento en que se le añaden el C y el Si a la masa metálica líquida, estos actúan como modificadores aumentando la capacidad de grafitización del hierro; este efecto modificador dura aproximadamente 10 minutos, por eso la estructura de la probeta a la que se le hizo el klin en el momento de la modificación puede no estar blanqueada, mientras la estructura del klin realizado a otra probeta extraída después de los 15 minutos puede ser blanqueada grandemente debido a que terminó el tiempo de la modificación.

En ambos casos la composición química es igual; sin embargo, presentan diferentes estructuras. Por eso para que no exista error alguno se debe sacar la probeta para el klin aproximadamente a los 12 - 15 minutos después de haber introducido el carbono y el silicio en el hierro fundido. La influencia del carbono y el silicio en la estructura de la aleación está dada por el carbono equivalente (Ce), el cual se calcula de la siguiente forma:

$$Ce = \% C + 0,33 (\% Si) \quad (2.1)$$

Donde :

% C -- % de carbono en la aleación

% Si -- % de silicio en la aleación

Puede ocurrir que con diferentes composiciones químicas se obtenga una misma estructura debido a la igualdad del Ce, por ejemplo:

- Se debe obtener un hierro gris con la siguiente composición química :
C = 3,3 % Si = 1,8 %. El carbono equivalente (Ce) para esta composición química será:
 $Ce = 3,3 + 0,33 \times 1,8 = 3,9$
- La composición química obtenida fue C = 2,7 % y Si = 3,6 %
entonces: $Ce = 2,7 + 0,33 \times 3,6 = 3,9$

En ambos casos se obtuvo el mismo Ce (la misma estructura), por lo tanto, la aleación no presenta dificultad alguna. En todos los casos cuando se detecta variación en la composición química y se debe obtener la misma estructura, se debe tomar como patrón el Ce de la aleación a lograr y compararlo con el conseguido para poder determinar qué elemento se debe variar para obtener la misma estructura ó composición química.

2.1 Ejemplo práctico para obtener la estructura deseada teniendo en cuenta el Ce

Si se desea obtener la siguiente composición química: C = 3,5 %; Si = 1,9 % y se obtiene en la previa del laboratorio: C = 2,93 %; Si = 1,92 %, entonces se determina el Ce que se desea obtener $Ce = 3,5 + 0,33 \times 1,9 = 4,13$ %, luego se calcula el Ce que se obtuvo según la previa:

$Ce = 2,93 + 0,33 \times 1,92 = 3,57$ %; en este caso para obtener el Ce necesario se puede variar la composición de C o de Si. En este caso se calcula la cantidad de Si a introducir para obtener el Ce necesario

$Ce = 2,93 + 0,33 \times \% Si$; sustituyendo en el Ce se obtiene:

$$4,13 = 2,93 + 0,33 \times \% Si$$

$$Si = 3,6 \%$$

Se conoce que se necesita 3,6 % de Si para obtener el Ce, pero como según la previa ya existe en la aleación 1,92 % de Si, entonces el % de Si que se debe añadir será:

$$\Delta Si = 3,6 - 1,92 = 1,68 \%$$

Para la introducción del silicio se utiliza el FeSi 75 ó FeSi 45; la cantidad (en kg) de FeSi a introducir en el metal líquido se calcula por la fórmula:

$$\text{Cuando se utiliza FeSi 45: } G_{FeSi 45} = 24,5 \text{ QT} \times \Delta Si, \text{ kg} \quad (2.2)$$

$$\text{Cuando se utiliza FeSi 75 : } G_{FeSi 75} = 13,5 \text{ QT} \times \Delta Si, \text{ kg} \quad (2.3)$$

Donde:

QT – Capacidad del horno en toneladas; por lo tanto si se usa FeSi 45, conociendo que la capacidad del horno es de 6 toneladas, entonces:

$$G_{FeSi45} = 24,5 \times 6 \times 1,68 = 246,96 \text{ kg}$$

Al horno le deben introducir 246,96 kg de FeSi:45

En los casos donde se desea aumentar el C y el Si se calculan de la siguiente forma. Ejemplo: para aumentar el C se puede utilizar troceado de electrodos, de coque, etc.; con dimensiones óptimas 3 - 5 mm, aunque en la práctica se pueden admitir 20 - 25 mm (en estos casos aumenta el tiempo en que pasa el C del carburante al metal debido a que disminuye la velocidad de carburación).

No se debe aumentar el carbono en la aleación en una cifra mayor que 0,2 – 0,5 % porque cuando es mayor que 0,5 % disminuye la velocidad de carburación, aumentando el tiempo de esta, por lo tanto para lograr una mayor carburación, el carburante se debe echar al horno por partes.

Por ejemplo, si en el caso anterior donde el carbono es 2,93%, se necesita aumentar hasta 3,28 % de C, entonces, se debe aumentar en 0,35 % de C de la siguiente forma: $C = 3,28 - 2,93 = 0,35\%$.

Para aumentar 0,35 % de carbono se necesita conocer el tiempo que durará la carburación con coque, este se puede determinar por la fórmula:

$$\tau = \frac{\Delta C}{0,06} \quad ; \text{ min} \quad (2.4)$$

para este caso será : $\tau = \frac{0,35}{0,06} = 5,83 \text{ min}$

$$\tau \approx 6 \text{ minutos}$$

Se necesitan 6 minutos para disolver 0,35 % de C, no obstante estos resultados es necesario aumentarlos en un 60 - 70 % porque el carbono que aportó el carburante una vez disuelto debe alcanzar la temperatura del metal líquido. En este caso se aumentará el tiempo aproximadamente 4 minutos más, por lo tanto la suma dará 10 minutos. La cantidad de carburante (en kg.) que se debe añadir al horno en este caso se calcula por la siguiente fórmula:

$$C_{\text{carb}} = 13,5 \times QT \times \Delta C \quad , \text{ kg} \quad (2.5)$$

Donde:

QT- Capacidad del horno en t.

$\Delta C = C_n - C_{\text{ex}}$: C_n es el carbono necesario y C_{ex} es el carbono existente en %.

$$C_{\text{carb}} = 13,5 \times 6 \times 0,35 \approx 28 \text{ kg}$$

Se deben añadir 28 kg de carburante (troceado de electrodo, coque), para aumentar el carbono en 0,35 %. Luego se determina el Si necesario para igualar el Ce (éste es igual a 4,13 %).

$$C_e = 3,28 + 0,33\% \text{ Si}$$

$$4,13 = 3,28 + 0,33 \% \text{ Si}$$

$$\text{Si} = 2,55 \%$$

Comprobación: $C_e = 3,28 + 0,33 \times 2,55 = 4,13 \%$; en este caso para aumentar el % Si debe de utilizarse FeSi, se utilizará FeSi 45:

$$\text{FeSi 45} = 24,5 \times 6 (2,55 - 1,92) = 82,32 \text{ kg.}$$

Para aumentar el Si en 2,55 % es necesario añadir al metal líquido; 82,32 kg de FeSi 45. Se debe tener presente en el momento de aumentar uno u otro elemento (Si ó C) que el FeSi (para el Si) es más costoso que cualquier carburante (para el C) y que el aumento en grandes proporciones de Si trae consigo una mayor tendencia a la formación de tensiones, no obstante en la práctica se utiliza la posibilidad real según las condiciones de trabajo.

Se debe tener presente que en los casos cuando se determina aumentar ambos elementos se debe añadir primero el carburante y una vez obtenida la concentración necesaria de C en la aleación, añadir el FeSi para aumentar el Si, debido a que

mientras mayor sea la concentración de Si en la aleación menos se carburará el metal. (Ver tabla 10).

2.2 Cálculo de la cantidad de Mn necesario para obtener la estructura requerida

Para ello se utiliza la fórmula siguiente:

$$\begin{aligned} G_{\text{FeMn 78}} &= 13,5 \times QT \times \Delta \text{Mn} & (2.6) \\ \Delta \text{Mn} &= \text{Mn.nec} - \text{Mn.ex} \% \end{aligned}$$

Donde :

QT -- Capacidad del horno en t.

Mn.nec -- Cantidad de Mn necesario, %.

Mn.ex -- Cantidad de Mn existente en la previa, %.

En sentido general, las fundiciones grises normales (las más utilizadas) contienen de 0,4 – 0,8 % de Mn. Por ejemplo, si la prueba del klin arrojó una estructura de F + G y es necesario según la marca del hierro obtener una estructura de P + G, se debe aumentar la concentración de Mn, para lo cual se toma el valor inferior con el cual se consigue la estructura deseada y se obtiene por diferencia la cantidad (%) de Mn que se debe añadir, ejemplo: el Mn necesario es 0,4 %. El que se obtuvo según la previa es de 0,2 %, entonces:

$$\begin{aligned} \Delta \text{Mn} &= \text{Mn nec} - \text{Mn ex} \\ \Delta \text{Mn} &= 0,4 - 0,2 = 0,2 \% \end{aligned}$$

Para obtener 0,4 % de Mn se necesita añadir a la aleación líquida 0,2 % de Mn, para añadir la cantidad necesaria de Mn se utiliza FeMn 78 , la cual se calcula por la fórmula:

$$G_{\text{FeMn}} = 13,5 \times 6 \times 0,2$$

$$G_{\text{FeMn}} = 16,2 \text{ kg.}$$

Si con el aumento del Mn hasta el límite inferior de la marca establecida no se logra la estructura requerida, entonces se sigue probando el % de Mn en la misma proporción hasta llegar al límite superior que es según el caso 0.8 %.

2.3 Ejemplo de cómo corregir la composición química del hierro cuando el horno está lleno

Se desea obtener un hierro con la siguiente composición química: C = 3,5 % y Si = 2 %, se obtuvo según la previa C = 2,6 % y Si = 2 %. En este caso se calcula el % necesario para llegar a la marca deseada; $\Delta C = 3,5 - 2,6 = 0,9\%$. Es necesario aumentar en 0,9 % el carbono. La cantidad de metal que se queda en el horno se calcula por la fórmula:

$$C_{nec} = \frac{C_{ex} \times Me + C_{el\ int} (QT - Me)}{QT} \quad (t) \quad (2.7)$$

Donde:

C nec – Carbono que es necesario obtener, %

C ex -- Carbono existente en el metal que se desea corregir, %

C el int –Carbono del elemento que se va a introducir para corregir la composición química, %

Me --Cantidad de metal que quedará en el horno, t

QT –Capacidad del horno, t.

No se debe corregir (rellenar el horno) con retorno debido a que el % de C se elevará muy poco, por lo tanto se debe usar arrabio el cual posee la siguiente composición química:

C = 4,25 % y Si = 1,9 %.

Entonces sustituyendo en la fórmula se obtiene:

$$3,5 = 2,6 \times Me + 4,25 (6 - Me) / 6$$

$$Me = 2,5 \text{ t.}$$

Entonces como el horno posee 6 t de metal líquido hay que determinar la cantidad de metal que se debe sacar para que queden las 2,5 t, por lo tanto: $6 - 2,5 = 3,5$ t. Luego es necesario sacar 3,5 t. del metal del horno y rellenarlo con arrabio.

Por cuanto la cantidad de arrabio a utilizar para obtener el % de C necesario es alta se debe corregir la estructura mediante el carbono equivalente (C_e).

2.4 Variante de cálculo para la corrección de la carga cuando los elementos C y Si están por encima de la marca prefijada.

1. Cuando el carbono está por encima

En este caso entre los materiales a escoger para disminuir el % de C, la chatarra de acero es la más adecuada, pues es la que menor C contiene (0,2 -- 0,4 %).

La masa (kg) de chatarra de acero a introducir se calcula por la fórmula (14.8):

$$G_{chAc} = 300 \times QT \times \Delta C; \text{ kg} \quad (2.8)$$

Donde :

QT -- Capacidad del horno; t

ΔC – Cantidad del % de C que es necesario disminuir

C obt –Carbono obtenido; %

C nec – Carbono necesario; %.

Ejemplo práctico:

Se necesita una fundición con 3,5% de C, y se obtuvo según la previa 3,7 % de C, la capacidad del horno es de 6 t. Entonces se determina ΔC :

$$\Delta C = 3,7 - 3,5 = 0,2 \text{ \% de C; sustituyendo en la fórmula se obtiene:}$$

$$G_{chAc} = 300 \times 6 \times 0,2 = 360 \text{ kg de chatarra de acero.}$$

Para disminuir el % C hasta la marca deseada se necesitan introducir al horno 360 kg de chatarra de acero. La chatarra de acero por tener baja concentración de Si (0,3 %) al ser introducida en el horno disminuye la misma por debajo de la marca.

Para compensar la disminución de la concentración de Si junto con la chatarra de acero se debe introducir ferrosilicio, cuya cantidad en kg se calcula por las fórmulas:

$$G_{\text{FeSi 75}} = 7 \times QT \times \Delta \text{Si}; \text{ kg} \quad (2.9)$$

$$G_{\text{FeSi 45}} = \frac{75}{45} \times 7 \times QT \times \Delta \text{Si}; \text{ kg} \quad (2.10)$$

$$G_{\text{FeSi 90}} = \frac{75}{90} \times 7 \times QT \times \Delta \text{Si}; \text{ kg} \quad (2.11)$$

Estos dos elementos, la chatarra de acero y el ferrosilicio, se introducen al mismo tiempo, así se logra disminuir el carbono hasta la marca requerida y el silicio se mantiene constante.

2. Cuando el silicio está por encima

Si la concentración de silicio está por encima de la marca requerida, entonces se calcula la cantidad de chatarra de acero que se debe añadir para disminuir la concentración de Si en la aleación por la fórmula:

$$G_{\text{chAc}} = 600 \times QT \times \Delta \text{Si}; \text{ kg.} \quad (2.12)$$

Donde:

ΔSi –Cantidad de silicio (%) que hay que disminuir

Si obt –Silicio obtenido según la previa; %

Si nec –Silicio necesario; %

$$\Delta Si = Si \text{ obt} - Si \text{ nec}; \% .$$

Cuando se introduce la chatarra de acero para corregir el silicio y el carbono se encuentra en marca, entonces este también disminuye, y para corregirlo se utiliza carburante; la cantidad de carburante se calcula por la fórmula 1.5.

En estos casos cuando se introduce chatarra de acero para corregir uno de estos elementos se altera también la concentración del otro elemento, entonces para saber en cuanto se altera el otro elemento se utiliza la ecuación de balance de metal:

$$E = \frac{QT \times E \text{ obt} + G \text{ int} \times E \text{ con}}{QT + G \text{ int}}, \% \quad (2.13)$$

Donde:

E – Elemento a balancear (que se altera)

E obt – Cantidad obtenida de este elemento según la previa; %

G int – Cantidad de chatarra introducida; t.

(Se calcula para $G \text{ chAc} = 300 \times QT \times \Delta C$ ó para $G \text{ chAc} = 600 \times QT \times \Delta Si$)

E con – Concentración del elemento (E) que contiene la chatarra de acero introducida; %.

Ejemplo práctico:

Se obtuvo una colada en la cual C = 3,65 % y el Si = 2 %

Si la composición necesaria es de C = 3,5 % y Si = 1,8 %; cómo se corrige la carga?

Inicialmente se calculan C y Si.

$$\Delta C = C \text{ obt} - C \text{ nec} = 3,65 - 3,5 = 0,15 \%$$

$$\Delta Si = Si \text{ obt} - Si \text{ nec} = 2 - 1,8 = 0,2 \%$$

Para corregir el carbono: $G \text{ chAc} = 300 \times 6 \times 0,15 = 270 \text{ kg}$.

Para corregir el silicio: $G_{chAc} = 600 \times 6 \times 0,2 = 720 \text{ kg}$.

Según los resultados obtenidos es mayor la cantidad de chatarra de acero a introducir para corregir el silicio que para corregir el carbono. En este caso se elige la variante de silicio, pues garantiza la disminución del mismo hasta la concentración necesaria y luego para corregir el carbono se recarbura con troceado de electrodos, carbón vegetal, coque, grafito, etc.

En primer lugar se determina en cuanto disminuye el carbono con la introducción de los 720 kg. de chatarra de acero.

$$E_c = \frac{6 \times 3,65 + 0,72 \times 0,3}{6 + 0,72} = 3,3 \%$$

El carbono quedará en 3,3 % después de introducida la chatarra de acero. Para elevar el % de C se recarbura utilizando la fórmula 10.5.

$$G_{carb} = 13,5 \times QT \times \Delta C;$$

Donde:

$$\Delta C = 3,5 - 3,3 = 0,2 \%$$

A las seis toneladas que había en el horno se le agregan 720 kg (0.72 t) y se obtiene:

$$QT = 6 + 0,72 = 6,72 \text{ t.}$$

Entonces: $G_{carb} = 13,5 \times 6,72 \times 0,2 = 18 \text{ kg}$ de carburantes.

Por lo tanto, para corregir la composición se deben introducir 720 kg de chatarra de acero y 18 kg de carburantes (electrodo). Para la disolución del carburante se necesitan:

$$\Delta C = 0,2$$

$$\tau = \frac{\Delta C}{0,06} = \frac{0,2}{0,06} = 3,3 \text{ min.}$$

Si a estos 3,3 minutos se le agrega el 60 – 70 % de este tiempo (2 min.) para que alcance la temperatura del metal, entonces el tiempo general será de 5,3 min. .

Segundo ejemplo:

Si se necesita C = 3,5 %, Si = 1,9 % y se obtuvo en la previa:

C = 3,8 % y Si = 1,95 %

Entonces para disminuirlos se calcula inicialmente ΔC y ΔSi .

$$\Delta C = 3,8 - 3,5 = 0,3 \%$$

$$\Delta Si = 1,95 - 1,90 = 0,05 \%$$

Para corregir el C se calcula la cantidad de chatarra de acero a introducir.

$$G_{chAc} = 300 \times 6 \times 0,3 = 540 \text{ kg}$$

Para corregir el Si:

$$G_{chAc} = 600 \times 6 \times 0,3 = 180 \text{ kg}$$

En este caso se puede utilizar la variante de mayor valor para garantizar el carbono. Seguidamente se analiza la variación del silicio al introducir la chatarra de acero.

$$E_{Si} = \frac{6 \times 1,95 + 0,54 \times 0,3}{6 + 0,54} = 1,8 \%$$

Ahora se necesita calcular la cantidad de Si a introducir para compensar las pérdidas

$$G_{FeSi\ 45} = 24,5 \times QT \times \Delta Si;$$

Capítulo



3

METALÚRGIA SECUNDARIA

Una de las innovaciones tecnológicas más importantes de la industria siderúrgica ha sido la separación de las etapas de fusión y afino en dos reactores diferentes. Este esquema de producción de acero donde el horno de arco eléctrico (HAE) se emplea únicamente como unidad de fusión, ha logrado un incremento importante de productividad. El resto de las operaciones (afino del metal, composición química y temperatura) se realizan en el horno cuchara de afino.

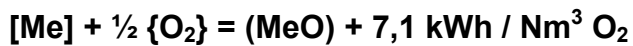
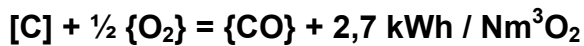
Se ha logrado un incremento notable en la producción de acero por la vía del horno eléctrico solo para la fusión de la carga, ruta que exige una fuerte disponibilidad de chatarra y cuyo déficit se estima, (según Hogan.P) de 60 a 130 x 10⁶ t para el año 2010 sobre la base de un crecimiento anual para la producción mundial de acero de 2,9 % . Para aliviar este déficit se han construido y siguen construyendo plantas productoras de materiales sustitutivos de la chatarra, cuya capacidad es aproximadamente de 105 x 10⁶ t .

El cambio estructural surgido con la especialización del horno de arco eléctrico como unidad de fusión ha requerido modificaciones a la práctica metalúrgica tradicional.

Para incrementar la productividad del horno de arco eléctrico se requiere lo siguiente: incrementar la rapidez de fusión; minimizar el consumo de energía reduciendo las pérdidas térmicas y controlando el perfil de temperatura durante la fusión; optimizar el balance de carbono y oxígeno suministrados al horno asociado a un uso intenso de la inyección de oxígeno.

La inyección de oxígeno es una vía importante para aumentar la velocidad de fusión de la carga metálica, debido a que aporta energía química resultante de la oxidación del acero; esta oxidación promueve las condiciones necesarias para la eliminación del fósforo. El efecto negativo de la inyección de oxígeno es la oxidación del sistema metal-escoria. Badische Stahl Werke BSW señala que el 75 % del oxígeno reacciona

con carbón y produce CO, y el resto reacciona con el metal, de acuerdo con las siguientes reacciones:



El aprovechamiento del calor generado por la inyección de oxígeno es mayor comparado con la energía eléctrica, la cual tiene que ser transmitida del arco al baño líquido. El consumo de energía se logra reducir con la utilización de la escoria espumosa.

3.1 Formación de la escoria espumosa

Para reducir el óxido de hierro de la escoria se requiere inyectar finos de carbón, las reacciones generan burbujas de CO, las cuales provocan la formación de la espuma, una vez que se forma, las burbujas tienden a coalescer con objeto de reducir la superficie específica total y con eso reducir la energía libre de todo el sistema para, posteriormente, flotar en el líquido. Su fuerza flotante está dada por la Ley de Arquímedes:

$$F = \pi d^3/6 (\rho_1 - \rho_2) g$$

Donde:

d – Diámetro de la burbuja

ρ_1 – Densidad del líquido

ρ_2 – La densidad del gas

g – Aceleración de la gravedad.

Las burbujas menores de 0,2 mm de diámetro se comportan, en agua pura, esencialmente como esferas rígidas sólidas y su velocidad de flotación, en consecuencia, puede determinarse mediante la Ley de Stokes:

$$V = 2/9 (g r^2 (\rho_1 - \rho_2))/\mu$$

Donde V es la velocidad terminal, r es el radio de la burbuja y μ es la viscosidad del líquido.

Las burbujas más grandes cambian su forma, al principio a una forma esferoidal y posteriormente a formas elipsoidales. La tendencia natural cuando dos burbujas entran en contacto es hacer que la película líquida entre ellas se adelgace y rompa, a menos que exista cierta oposición a estos procesos debido a la presencia de sustancias tensoactivas en las interfaces o que el tiempo de contacto sea muy corto.

Una espuma, al contener una fase gaseosa, retarda la transferencia de calor y este comportamiento se aprovecha positivamente en la producción de acero en el horno de arco eléctrico.

3.1.1 Factores de influencia para la espumación de la escoria

- 1- El aumento en la viscosidad favorece la espumación.
- 2- Menor temperatura de la escoria, mayor índice de espumación (Σ).
- 3- La mayor espumación se logra con basicidad hasta 1,0; para basicidades superiores es menor la espumación, pero mejora la misma.
- 4- (CaO), (Al₂O₃), (MgO), (F_eO_n), aumenta la tensión superficial y favorece la espumación.
- 5- (SiO₂), (TiO₂), (P₂O₅), disminuyen la tensión superficial (escoria/gas) y perjudican la espumación.
- 6- (C), (O), (S), y (N); disminuyen la tensión superficial (escoria/baño), lo cual favorece la espumación.

3.1.2 Características de los finos de carbón que se utilizan para la formación de la escoria espumosa

Los finos de carbón deben poseer la siguiente composición química: carbono fijo mayor o igual a 93 %; materia volátil menor o igual a 3 %; cenizas menor o igual a 3 %; azufre menor o igual a 0,5 %; humedad menor o igual a 1 %.

El único componente de los finos de carbón que contribuye a espumar la escoria es el carbono fijo.

Para determinar la cantidad de carbono fijo se requiere conocer previamente los contenidos de humedad, cenizas y materia volátil.

Valores elevados de cenizas disminuyen (negativamente) la basicidad de la escoria, además de que consume energía durante su calentamiento, por lo tanto debe limitarse su presencia al mínimo.

3.1.2.1 Granulometría

Debido en parte a que los finos de carbón no están considerados como insumo crítico, no existe formalmente una especificación. La empresa Voest Alpine sugiere que la mayor parte de los finos de carbón (mayor o igual a 90 %) se ubique en el rango de 1 – 2 mm con un máximo de finos (menor o igual a 10 %) entre 0,05 – 1 mm. Este rango es similar al sugerido por un estudio japonés en el cual se obtuvo una mayor velocidad de reducción del FeO con partículas de 1 mm en comparación con partículas de 0,5 mm; sin embargo, a diferencia de lo anterior, Amelingetal realizó una comparación entre dos grupos de finos de carbón, 0 – 1 mm y 2 – 5 mm, y concluyó con que el material más fino es el mas recomendable debido a que la espuma se forma más rápidamente y de manera más intensa.

El tamaño de partícula es de gran importancia en el proceso de formación de espuma, ya que para que esta se lleve a cabo se requiere, entre otras cosas, lo siguiente:

Cantidad mínima de FeO en la escoria (-25 %); inyección de carbono al acero o a la escoria; temperatura alta (superior a 1550⁰C); tiempo de residencia superior al crítico.

De estas condiciones, el tiempo mínimo de residencia debe ser tal que cada partícula se disuelva, reaccione y flote en la superficie. Si el tamaño es grande y no alcanza a disolverse y reaccionar al 100 %, entonces su eficiencia se verá disminuida y la formación de espuma será deficiente. Por el contrario, y debido a la formación de una esfera de gas producida por el aire de arrastre en contacto con la escoria, en las partículas muy pequeñas el momento mínimo para atravesar la esfera de gas y hacer contacto con la escoria no es suficiente, con lo cual su eficiencia disminuye. El

tamaño ideal va a depender de una serie de factores específicos del proceso de inyección, tales como:

La presión del aire de arrastre (la que le imparte el momento de penetración), el espesor de la capa de escoria, el flujo de sólidos inyectados, la profundidad de penetración de la lanza, etc.

3.1.3 Inyección de finos de carbón

La inyección de oxígeno y finos de carbón puede proceder de manera simultánea, sin embargo, para iniciar esta operación debe existir una cantidad mínima de escoria líquida para evitar que se produzca una fuerte radiación que afecta la vida de las lanzas, además de producir pérdidas de energía. En los casos en que se carga chatarra, los finos de carbón se inyectan a partir del momento en que termina de fundir la chatarra. La cantidad de oxígeno para adicionar se determina a partir del FeO inicial.

El consumo específico de finos de carbón debe ajustarse principalmente en función de la cantidad de oxígeno inyectado y del grado de metalización del DRI. Al aumentar la cantidad de carbón inyectado disminuye la concentración de FeO en la escoria. El límite de finos de carbón para inyectar debe ser tal que no carbure el acero por encima de 0,08 % C, ya que una concentración superior disminuye considerablemente el grado de oxidación de la escoria y afecta la desfosforación.

Es deseable que la inyección de finos de carbón se realice durante más del 90 % de la colada a fin de tener espuma que ayude en la reducción del consumo de energía eléctrica, lograr un ambiente menos contaminado debido al ruido y reducir el grado de oxidación de la escoria.

La inyección puede realizarse de manera continua, o también tomando como base los ciclos (este sistema permite mayor flexibilidad), es decir, de manera intermitente. Un ciclo consiste en una etapa de adición simultánea de finos de carbón y aire de arrastre; en la segunda etapa solamente se adiciona aire de arrastre. La duración de cada una de estas etapas depende de las condiciones locales de cada empresa.

El uso de cantidades elevadas en la inyección de finos de carbón genera altos volúmenes de gas CO que tiende a postcombustionarse en las zonas de las deltas cuando no existe equipo de postcombustión y las erosiona fuertemente. La erosión se agrava por la formación de llamas. Las llamas, indicativo de alto carbono, se pueden producir cuando la lanza de inyección de finos de carbón no está adecuadamente sumergida y causa que los finos sobre la superficie de la escoria reaccionen para formar CO_2 .

En la figura 2 se muestra una comparación del funcionamiento del horno de arco cuando se trabaja únicamente con energía eléctrica y cuando se trabaja con lanzas de O_2 y escoria espumosa.

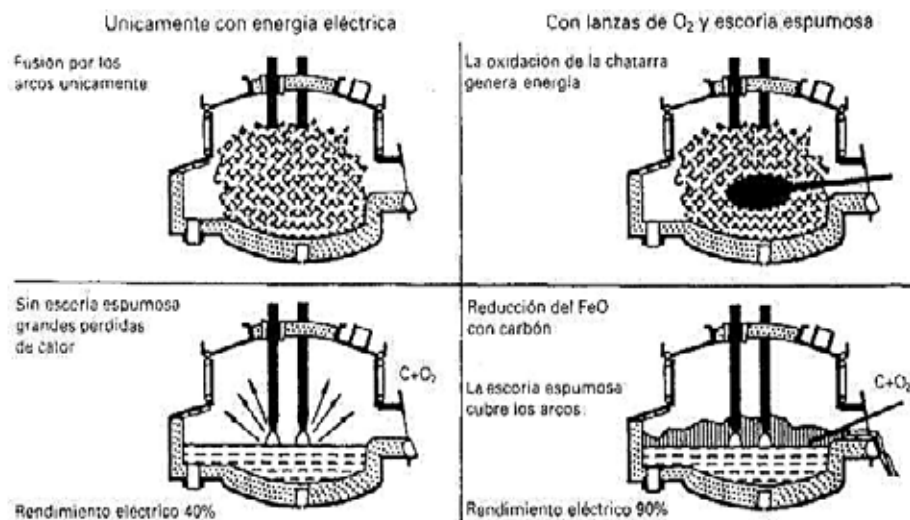


Figura 2. Horno de arco con energía eléctrica e híbrido energía eléctrica -lanzas de O_2 y escoria espumosa.

Elaborado por: Roberto Beltran

3.2 Hornos de arco eléctrico refractarios

El horno de arco eléctrico está por cumplir sus primeros 100 años de existencia y ya uno de sus descendientes, el horno de corriente directa (CD), cumplió 25 años. En

este período se han efectuado grandes cambios, que han permitido el crecimiento continuo de las miniacerasías eléctricas, en respuesta a los requerimientos de los aceros. Es una realidad objetiva que desde hoy y hasta el 2010, los proyectos de producción de acero serán, casi todos, vía horno eléctrico, debido a la obsolescencia de las plantas coquizadoras.

A medida que aumentaban las potencias, eléctrica en el arco y química por los quemadores oxigás, y se instalaban las lanzas de oxígeno, se hacían necesarias mejores características de los materiales refractarios del revestimiento de la cuba. El paso del afino al horno cuchara ha supuesto en el horno de arco de fusión una mayor exigencia para los refractarios que están sometidos a la erosión (ataque físico) para la carga sólida y el arco, y a corrosión (ataque químico) por el baño de acero líquido y la escoria.

Durante décadas, los refractarios basados en el sistema sílice-alúmina han sido los más utilizados, tanto en el horno como en la cuchara de colada. Se aprecia que al aumentar el contenido de Al_2O_3 aumenta la temperatura de fusión del refractario y, hoy en día han quedado eliminados, para la capa en contacto con el acero o la escoria, los refractarios de chamota (40-44% Al_2O_3) y se tiende a mayores contenidos de Al_2O_3 (60-70-80%). Además, la exigencia de menores inclusiones en el acero y las condiciones termomecánicas en el horno cuchara de afino han obligado a usar refractarios basados en sistema cal-magnesita, que son térmicamente muy estables y más compatibles químicamente con las escorias básicas utilizadas en la metalurgia en cuchara.

Por ejemplo, la magnesita MgO disolverá más del 70% de óxidos de hierro sólidos a 1550-1600 °C y, en condiciones reductoras no tiene cambios de volumen por la aparición de nuevas fases sólidas. Por otra parte, la cal (CaO), que es también muy estable térmicamente forma, con los óxidos de hierro, ferritas de bajo punto de fusión que pasan a la escoria.

La magnesita MgO es el óxido básico empleado en los refractarios de hornos de arco y cucharas bajo forma de:

- Ladrillos y masas dolomíticas, basados en la dolomía (40% MgO), producto natural muy abundante en Europa.
- Ladrillos de magnesita-cromita (40-70% de MgO, 7-20% de Cr_2O_3).
- Ladrillos y masas de alto contenido de MgO con ligante químico, a base de alquitrán o de grafito.
- Ladrillos de magnesita carbono (MgO-C) con ligantes resinosos y hasta el 35% de grafito.

En la figura 3 se muestran los refractarios típicos de un horno de arco completamente revestido y con piquera de colada. Ha sido lo normal hasta hace unos pocos años, continúa empleándose en hornos de hasta 40t de capacidad y para fabricación de acero moldeado, pero en hornos de capacidad superior a 50t y gran productividad han sido sustituidos por paredes y bóvedas refrigeradas por agua y por colada excéntrica por el fondo.

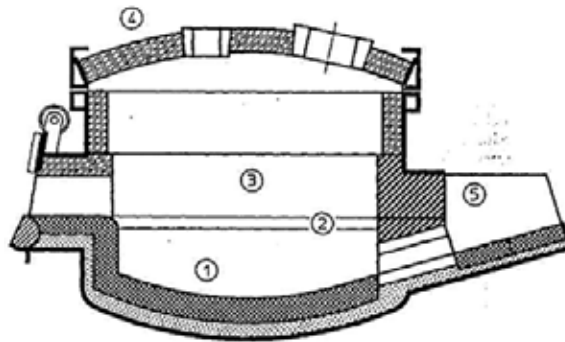


Figura 3. Refractarios típicos de un HAE completamente revestido y con piquera de colada.

Elaborado por: Roberto Beltran

Se distinguen en un revestimiento completo, mostrado en la figura. 2 las siguientes zonas:

1- Solera: debe ser capaz de soportar:

- El impacto mecánico a la caída de la chatarra
- La erosión por el acero fundido
- La penetración del acero y otros metales de bajo punto de fusión
- La hidratación posible entre campañas.

Se distinguen dos zonas claramente diferenciadas:

- La zona de contacto con el acero, que se hace con ladrillos de dolomita (40% de MgO y 58% de CaO) y se cubre y repara con masa de magnesita (85% de MgO).
- La zona inferior del revestimiento permanente, que se hace con ladrillos de magnesita sinterizada (90% MgO).

En los hornos de corriente continua se modifican ligeramente estos refractarios, tratando de conseguir una mayor conductividad eléctrica y una menor conductividad térmica.

2- Líneas de escorias: los refractarios deben eliminar o reducir la penetración de la escoria y ser compatible con ella. Se utilizan ladrillos de magnesita sinterizada (96% de MgO), de magnesita de agua de mar (97-98% de MgO) o de cromo-magnesita (57% de MgO, 21% Cr₂O₃). Es fundamental una porosidad muy baja.

Aunque la escoria sea muy básica la solubilidad de MgO puede llegar al 8-10%, por lo que es normal realizar aportaciones por gunitado o proyección con refractarios de base magnesia (90% de MgO) o adicionando dolomita y cal a la escoria.

3- Paredes y zonas calientes: Con la escoria espumosa la parte inferior de la pared debe ser compatible con ella, pero se reduce el efecto de las zonas calientes por radiación directa del arco en el electrodo más próximo. Se utilizaban ladrillos de cromo-magnesita (57% de MgO), 21% de Cr₂O₃), pero han sido prácticamente sustituidos por ladrillos de MgO (96%), C (10-13-15%) aglomerados con resina o brea impregnados a veces, con brea al vacío. En las zonas calientes se proyectan masas de magnesita sinterizada (90% de MgO) con ligante químico.

El refractario de la parte superior de las paredes debe soportar:

- El ataque de los humos con FeO.
- Las salpicaduras de escoria al utilizar las lanzas de oxígeno y por el arco.
- El choque térmico por las fuertes fluctuaciones de temperatura desde el baño fundido a la carga de chatarra fría (posibilidad de desconchado, si no tiene resistencia al choque térmico).

En los ladrillos de MgO –C interesa una atmósfera rica en CO para evitar la oxidación del carbono.

4- Bóveda:

El refractario utilizado debe ser capaz de soportar:

- El ataque de los humos con FeO, CO, etc.
- La radiación térmica del arco, cuando no está sumergido en la escoria espumosa
- El choque térmico por fuertes variaciones de temperatura y, en ocasiones impacto mecánico
- Se han utilizado tradicionalmente ladrillos de alta alúmina (80-90% Al_2O_3) a base de bauxita o corindón con o sin adición de Cr_2O_3 y ladrillos de cromo-magnesita (60% de MgO, 18% de Cr_2O_3). para la zona entre electrodos se emplean masas o piezas prefabricadas de alta alúmina (80-90% de Al_2O_3), principalmente.

5- Pico de colada:

Se distingue el tubo de colada, realizado con hormigón básico (95% de Mg) sobre un tubo de acero, y la piqueta, a partir de una masa apisonada de magnesita (90% de Mg). Pero más recientemente se hacen las piqueras prefabricadas en hormigón de alta alúmina. En la figura 4 se muestran los refractarios de un horno de arco provisto de paredes y bóveda refrigeradas por agua, colada excéntrica por el fondo y toberas de inyección de argón u otros gases. Sirven los comentarios hechos anteriormente para la suela (1), línea de escoria (2), pared lateral revestida (3), centro de bóveda (4) y orificio de colada (5)

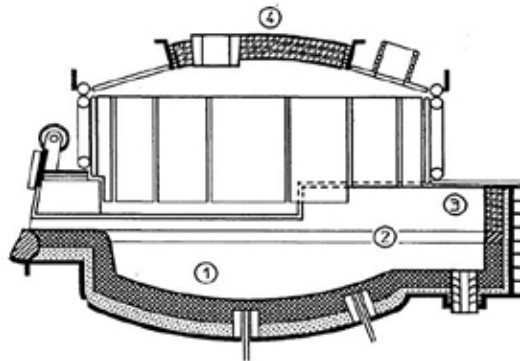


Figura 4. Refractario de un horno de arco provisto de paredes y bóvedas refrigeradas por agua y colada excéntrica por el fondo.

Elaborado por: Roberto Beltran

3.3 Quemadores auxiliares

Los quemadores de combustible (gas natural, si está disponible, o fuelóleo, en caso contrario) con oxígeno como comburente se utilizan hace muchos años. Las llamas calientan y llegan a fundir la chatarra (la temperatura adiabática de la llama es del orden de 2600°C). La transmisión de calor se realiza por radiación de la llama y convección forzada de los humos. Ambos son mayores a menor temperatura de la carga y proporcionales a la superficie de intercambio térmico. Por ello, los quemadores se utilizan exclusivamente en la primera mitad de la fusión de la chatarra en cada cesta.

En hornos de alta potencia (más de 600-700 kVA/t), además de la aportación adicional de energía, los quemadores oxigás se utilizan para la fusión de chatarra en las zonas frías de la cuba que quedan al final de la fusión, (figura 5), para lo que se disponen los quemadores como se muestra en la figura 6.

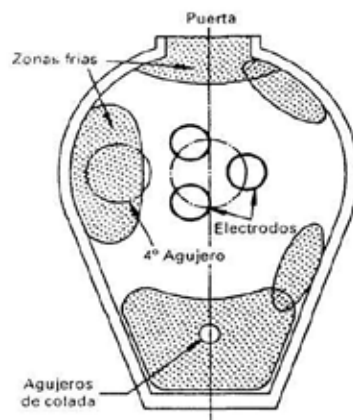


Figura 5. Zonas frías en un horno de arco con colada excéntrica por el fondo.

Elaborado por: Roberto Beltran

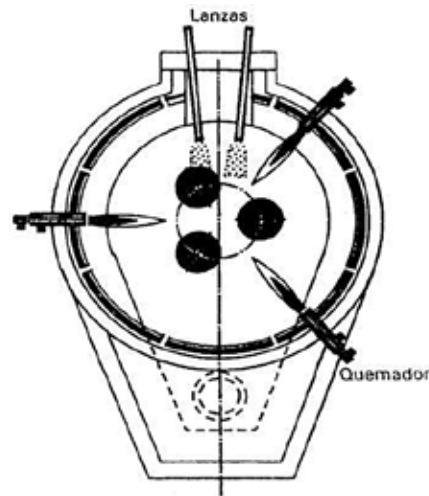


Figura 6. Localización de quemadores y lanzas de O₂.

Elaborado por: Roberto Beltran

El número de quemadores varía entre tres y ocho, según el diseño y tamaño del horno, se sitúan a 500-600 mm por encima del nivel del baño con un ángulo de inclinación de 15-25° y su potencia unitaria es de 2-4 MW.

De acuerdo con el precio del gas natural en relación con la energía eléctrica se utilizan actualmente aportaciones energéticas por los quemadores oxigás de 20 a 75 kWh/t en hornos de 70 a 150 t de capacidad.

Para el caso de quemadores de fuelóleo los números serían equivalentes. En algunos casos, se aporta aire mezclado con oxígeno como comburente, pero es menos frecuente.

Se puede operar con exceso de oxígeno en la combustión, lo que supone una aportación adicional al oxígeno de las lanzas, pero puede suponer una oxidación excesiva de los electrodos por la superficie exterior. Los quemadores oxigás pueden dar lugar a:

1. Salidas de llamas imprevistas por las aberturas del horno motivadas por la posición relativa de la chatarra
2. Llamas bloqueadas por chatarra pesada
3. Aumento del nivel de ruido en la plataforma del horno.
4. Lanzas de inyección de oxígeno

Las lanzas de oxígeno se han venido empleando en la fase final de la colada para descarburar el acero y, más recientemente, para producir la escoria espumosa. Sin embargo es cada vez más frecuente el empleo de oxígeno a través de lanzas automáticas desde el comienzo de la fusión para producir la escoria espumosa y generar energía, con objeto de quemar el carbón fino adicionado al horno y oxidar la chatarra de acero.

En los hornos de baja potencia específica se puede aumentar sensiblemente la producción mediante lanzas de inyección de oxígeno, las cuales aportan una energía adicional por la oxidación de determinados componentes de la chatarra y del acero fundido (Fe, C, Si, Mn y P) y del grafito de los electrodos, además de la aportada por los posibles quemadores oxi-gas instalados.

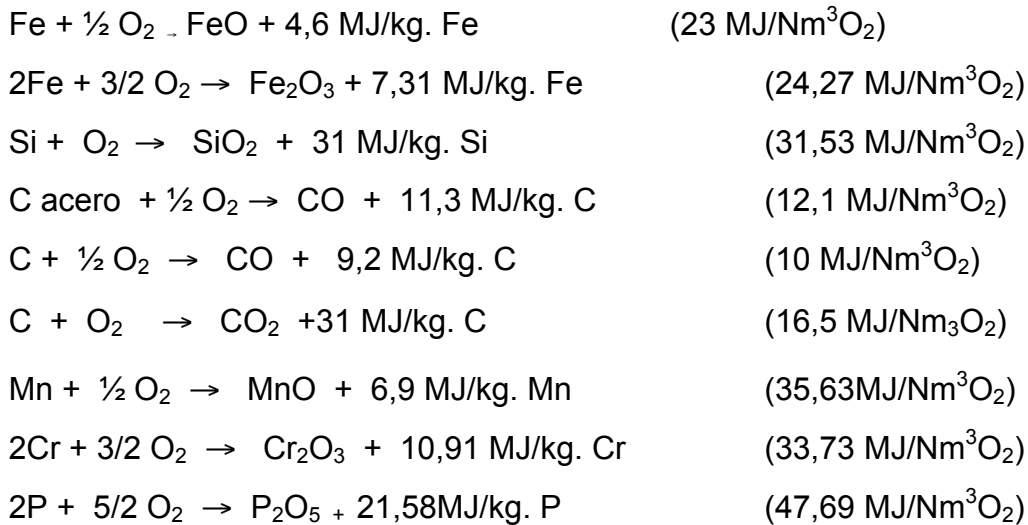
En los hornos de alta potencia se precisa la utilización de lanzas de oxígeno para evitar la formación de zonas frías con chatarra sin fundir en las paredes laterales enfrente de los electrodos y en la parte excéntrica de la cuba. Cuanto mayor sea la potencia específica del horno y menor consiguientemente el tiempo de fusión, mayor será el caudal de oxígeno empleado para eliminar las zonas frías indicadas.

Los dos tipos de lanzas utilizados son:

- La refrigerada por agua, adecuada para la descarburación del baño, pero que no es práctica para la fusión de la chatarra.
- La lanza consumible, que se sumerge en la escoria o en el baño líquido, se puede utilizar a lo largo de todo el proceso y actualmente es más frecuente que la anterior, por su facilidad de mando a distancia.

La inyección de oxígeno por lanzas que oxidan la chatarra (reacción exotérmica) forma con el carbón una escoria espumosa que cubre los arcos entre electrodos y baño y evita gran parte de la radiación térmica, y aumenta al 90% la energía eléctrica que pasa al baño (este valor es de 40% en un horno antiguo que no opere con escoria espumosa).

El oxígeno inyectado oxida la chatarra, el carbón introducido con la chatarra, los electrodos y finalmente durante el afino, reduce el contenido de Si, Mn, y C del acero. Las reacciones correspondientes y las energías desprendidas (valores suficientemente aproximados para los cálculos) son:



Los óxidos de Fe, Si y Mn pasan a la escoria, mientras que el CO y el CO₂ pasan a los humos. La escoria espumosa se forma al reducirse el FeO con carbón según la reacción:



mediante el CO que burbujea a través de la escoria.

Se aprecia entre los elementos comunes la oxidación del silicio y parcial del manganeso, mientras que el azufre y el fósforo están controlados por las posibles reacciones entre escoria y baño. Así mismo, el carbono del acero puede disminuir inyectando oxígeno en el baño. El manganeso recuperado en el acero es del 25 %.

3.4 Lanzas con enfriamiento por agua

La aplicación de las lanzas enfriadas por agua se inició en los Estados Unidos en 1969.

El principio del uso de las LOEA's (lanzas de oxígeno enfriadas por agua) es que éstas no deben sumergirse en el acero líquido.

Está demostrado que dirigiendo el haz de oxígeno a alta velocidad con un ángulo entre 45° y 55° con respecto al baño líquido y hacia el centro del horno, se obtienen las ventajas metalúrgicas previstas sin dañar el refractario. Este ángulo se obtiene como complemento al ángulo de la boquilla, para una mayor eficiencia. Con esta posición, el dispositivo (carro) para introducir y sacar la lanza se coloca sobre la plataforma del horno, a un lado de la puerta.

Con la configuración de la boquilla, conocida como "orificio" convergente-divergente (C-D ó LAVAL) se pueden obtener flujos mayores a "Mach-2" (>1600 pies / segundo).

El uso de esta lanza es más efectiva durante la refinación (en baño-plano y escoria espumosa), después de la fusión. También es posible utilizarla durante la fusión, pero se ve afectada la vida (duración) de la boquilla.

Operación de los LOEA's

Los factores que afectan a la operación y eficiencia (rendimiento) de la LOEA's ,es decir, los que determinan la altura y penetración del oxígeno en el baño y efecto de "batido" (stirring), son:

1. La altura de la lanza con respecto al baño de metal.
2. El ángulo total de la lanza al introducirla al horno
3. El flujo de oxígeno
4. La velocidad de aplicación del oxígeno (fuerza Jet)
5. Número de boquilla (uno a dos orificios para el oxígeno)
6. El ángulo de la boquilla con respecto a la línea central de la lanza.

Las ventajas potenciales del uso de las LOEA's son:

1. Se mejora la seguridad del personal, al ser operada a control remoto desde el púlpito del operador.
2. Práctica consistente, reproducible y menos vulnerable a diferentes interpretaciones, por tener un flujo prefijado, constante y una misma posición con respecto al baño de metal líquido.
3. Si se tiene la posición correcta, se obtiene una mayor homogeneización del metal líquido, mayor rapidez en bajar el contenido de carbono (descarburación –Dc), siendo más eficiente para remover impurezas, y ayuda a la reducción de niveles de hidrogeno y nitrógeno.
4. La lanza se puede utilizar en forma combinada con la insuflación de grafito para promover la formación de escoria espumosa.
5. Reducción de costos por concepto de lanzas consumibles.

Las desventajas del uso de las LOEA'S, entre otras son:

Es posible una explosión en el horno, si:

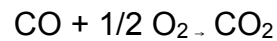
- Se sumerge la lanza en el metal líquido.
- Se interrumpe el flujo de oxígeno
- Se interrumpe el flujo de agua de enfriamiento de la lanza, al tener evidencia de alguna de las condiciones mencionadas, lo primero que debe hacerse es sacar la lanza del horno, no se debe mover (bascular) el horno si se sospecha que existe alguna fuga de agua dentro del mismo.

3.5 La post-combustión

El proceso de postcombustión en el horno eléctrico de arco es la reacción exotérmica(5,8 kWh/Nm³O₂) del oxígeno suplementario inyectado arriba del baño líquido(dentro de la escoria espumosa) con el monóxido de carbono para formar bióxido de carbono. El monóxido de carbono(CO) presente en el interior del horno, resulta de la oxidación del carbón durante la inyección de oxígeno:



En condiciones estequiométricas, 1 kg de carbón reacciona con 1Nm³ de oxígeno inyectado para generar 2 Nm³ de CO. Para que se efectúe en el 100% la postcombustión, cada Nm³ de CO debe reaccionar con 1/2 Nm³ de O₂:



$$\Delta H_{\text{NETO}} = 5.8 \text{ kWh/ kg. C } \text{ ó } 5,8 \text{ kWh. / Nm}^3 \text{ O}_2$$

La clave del éxito de la post-combustión no es solamente la oxidación forzada del monóxido de carbono, sino también la transferencia de calor de la reacción hacia el acero líquido. La energía liberada por esta reacción química es cuatro veces el calor neto producido por la oxidación convencional del carbón (de carburación).

Durante el transcurso de una operación típica, para que se lleve a cabo la postcombustión, existe algo de oxígeno disponible en la atmósfera del horno, proveniente éste del aire que se introduce por la puerta de escoria o por otras entradas al horno. El calor liberado durante la postcombustión con el aire, es del orden del 40% más bajo debido a su contenido de nitrógeno. La cantidad de aire en la atmósfera del horno es usualmente insuficiente para que se lleve a cabo la totalidad de la post-combustión del CO, el cual es capturado por el sistema depurador, con resultado de energía desperdiciada, temperaturas elevadas en el sistema colector de humos y potencial para emisiones altas de CO.

Para que se lleve a cabo una post-combustión efectiva es recomendable la inyección de oxígeno adicional encima del baño líquido (en escoria) como complemento del oxígeno "lanceado" dentro del baño.

La figura 7 muestra la energía liberada por la oxidación del carbón como función del grado de postcombustión (GPC), el cual se define como:

$$\text{GPC} = \text{CO}_2 / \text{CO} + \text{CO}_2$$

Cuando la postcombustión se efectúa en forma adecuada, se obtienen beneficios tales como; la reducción de la energía eléctrica, la disminución del tiempo de colada

(tap-tap) en 1,5 minutos por cada 3 Nm³ de oxígeno para postcombustión con la reducción adicional de las pérdidas térmicas que son una función del tiempo. Como ventajas adicionales al utilizar estas tecnologías podemos citar:

- Menores temperaturas en los ductos y sistemas de bolsas del colector de humos y polvos, debido a que el calor de la reacción exotérmica es transferido hacia el baño de metal
- Disminución de las emisiones de CO en el sistema de bolsas del colector de humos y polvos
- Simplicidad en el procedimiento
- Reducción en el consumo de electrodos, ya que el oxígeno reacciona con el CO para formar CO₂ y se transfiere al baño, sin quedar oxígeno presente para que reaccione con el carbono de los electrodos. Una práctica deficiente de inyección de oxígeno por encima del metal líquido, produce efectos desastrosos en el consumo de electrodos por oxidación.

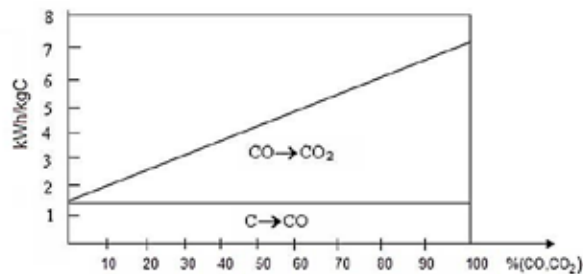


Figura 7. Energía por post-combustión.

Elaborado por: Roberto Beltran

3.6 Algunas consideraciones sobre el uso de quemadores, oxígeno y carbón en el horno de arco eléctrico.

La práctica de inyectar oxígeno en el horno eléctrico se ha incrementado en los últimos 35 años, hasta llegar a los 35 – 40 Nm³/t. Se han desarrollado manipuladores altamente especializados con diseños de lanzas consumibles o con enfriamiento de

agua, con boquillas de cobre (no consumidas), y aplicadas con éxito en la operación del horno eléctrico, se han desarrollado diseños con triple lanza (para descarburar y espumar la escoria, para insuflar carbón y una tercera lanza supersónica para la postcombustión del CO en la escoria).

Los puntos que siguen se relacionan con el uso de quemadores oxicom bustibles y sistema de inyección multicom bustibles (oxígeno-carbón) para la combustión y postcombustión en el horno de arco eléctrico:

- No sustituya aire por oxígeno
La temperatura de la flama cuando se utiliza aire es menor. El nitrógeno introducido por el quemador forma NO_x y el nitrógeno adicional que se introduce al horno tiene que ser calentado a la temperatura de operación con un impacto negativo en el balance energético del horno. El nitrógeno adicional también incrementa el volumen de los gases generadores.
- El exceso de Oxígeno oxidará la carga del horno de arco eléctrico dependiendo de la composición de la carga, el operador del horno debe decidir, durante la etapa de fusión, la forma de utilizar los quemadores en condiciones súper-estequeométricas (con O₂ en exceso) o estequeométricas inyectando O₂ en exceso, la energía adicional obtenida puede ser de beneficio, si el incremento en la productividad justifica el costo por disminución en el rendimiento del O₂
- La eficiencia del quemador es función de la temperatura de la carga. Entre menor sea la temperatura de la carga, es mayor la eficiencia del uso de energía.
Durante la etapa de fusión la eficiencia del quemador se reduce de 80% a 20%. Dependiendo de la composición de la carga, los quemadores deben estar operando hasta llegar a un consumo total de energía del orden de 150 kWh/t.
- Existen límites económicos para la inyección de oxígeno.
Con inyecciones mayores a 50 Nm³/t se incrementan las pérdidas por rendimiento, debido a la sobreoxidación de la carga. La tendencia en el diseño de los hornos de arco modernos incluye cambios dimensionales para incrementar la relación de profundidad o diámetro del baño. Con relaciones mayores a 0,3 se

puede inyectar mayor cantidad de O_2 en combinación con el equivalente estequiométrico de insuflación de carbón.

- La chatarra como fuente de energía es demasiado cara. Evita la oxidación. La oxidación del hierro ($Fe + 1/2 O_2 = FeO$) produce una reacción exotérmica de 1,32 kWh/kg. de Fe. La oxidación de la chatarra en general debe de evitarse debido a que el costo de la energía producida es más alto comparado con el costo de la energía eléctrica.

- Se deben de seleccionar adecuadamente los quemadores.

Todos los quemadores no tienen el mismo criterio de diseño. El quemador óptimo debe estar calculado para la mezcla correcta de combustible y oxígeno en un tiempo determinado durante el período de fusión y permitir que la flama actúe como soplete para cortar la chatarra, seguido por una llama larga y eficiente para la mejor transferencia de calor hasta la chatarra.

- Los paneles de pared y bóveda requieren mayor enfriamiento durante la post-combustión.

Parte de la energía de la formación de CO_2 durante la postcombustión está disponible para calentar la escoria y las “gotas” de acero arriba del baño. Cuando estas “gotas” regresan al baño, transfieren esta energía al mismo, y con burbujeo extensivo de gas, se mejora esta transferencia de energía.

- Durante la postcombustión debe haber suficiente carbón o disminuirá el rendimiento.

Debe insuflarse carbón adicional durante la postcombustión para reducir el FeO a Fe y evitar de esta manera el exceso de perdidas de rendimiento. Basándose en resultados obtenidos, se sabe que durante la postcombustión de CO a CO_2 también se oxida el hierro. Una atmósfera altamente oxidante, en el interior del horno, ocasiona un incremento en el consumo de electrodos ya que el O_2 y el CO_2 reaccionan con el carbono de los electrodos.

- Es recomendable evitar el uso de quemadores en los hornos de corriente directa (CD).

Este punto se basa en el hecho de que el arco (largo) se localiza en el centro del horno, con un patrón uniforme de fusión. Los quemadores producen huecos en la

chatarra, que ocasiona que la energía de los arcos largos se proyecte hacia las paredes del horno.

- Una escoria espumosa consistente incrementa la eficiencia térmica. La eficiencia de la energía eléctrica se incrementa desde 33 % hasta 93 % cuando el arco está cubierto completamente por escoria. El proceso de la escoria espumosa es especialmente importante para las operaciones con arco largo como en el caso de los hornos de corriente directa o en los hornos modernos de corriente alterna con altos voltajes en el secundario. Entre más pronto se forme la escoria espumosa durante el proceso del horno eléctrico, mayor será la eficiencia en la energía eléctrica aplicada. Es importante mantener la insuflación de carbón para tener una escoria espumosa consistente

3.7 Horno cuchara de afino

Para aumentar la producción en las miniaccerías con hornos de arco se pasó también a realizar el afino en la cuchara, dedicándose el horno de arco únicamente para la fusión del acero y dejando para la cuchara de afino las siguientes operaciones (ajuste de temperatura y composición, desgasificado y eliminación de impurezas no metálicas, etc), que requieren un tiempo superior a 30 minutos y exigen un dispositivo de calentamiento para mantener la temperatura y fundir las adiciones necesarias.

Las cucharas poseen calentamiento por electrodos como un horno de arco de corriente alterna, aunque se ha realizado también con quemadores oxigás y antorchas de plasma.

Las cucharas que no disponen de equipo de calentamiento exigen que la temperatura de colada del horno sea más elevada para tener en cuenta la pérdida de temperatura en la cuchara y llegue a la colada continua a la temperatura correcta. El afino puede terminar con una fase al vacío (horno cuchara de calentamiento por arco), aunque esto es mucho menos frecuente.

Las ventajas de la utilización de un horno cuchara entre otras son:

- Aumento de la producción al separar la fusión y el afino en dos equipos

- Mayor rendimiento o mejor utilización de las ferroaleaciones
- Mejor regularidad de los procesos al operar con la escoria adecuada
- Mejor ajuste de la composición química final.

El acero debe llegar al equipo de afino prácticamente sin escoria, esto se logra mejor en hornos de arco provistos de colada excéntrica por el fondo que en hornos de piquera.

En el horno cuchara se realizan las siguientes operaciones:

- Desoxidar y mejorar la limpieza del acero, reduciendo las inclusiones no metálicas.
- Desulfurar, bien con adición de escoria sintética y agitación por gas inerte, bien por inyección de agentes desulfurantes.
- Desgasificar en lo posible, aunque esto se realiza mejor al vacío. En algunos casos también descarburar.
- Homogenizar la composición química mediante borboteo de argón.
- Regular la temperatura final.

La desfosforación se realiza, si es preciso, en la propia cuchara durante la colada del horno de arco.

3.7.1 Métodos de agitación (inducción o gas) en el horno cuchara

1- Agitación por inducción: Se requiere un equipo especial el cual necesita:

- Una bobina (para la inducción eléctrica al baño), colocada en la parte externa de la cuchara con conductores enfriados por agua; el sistema de enfriamiento utiliza agua destilada o desmineralizada en un circuito de recirculación independiente.
- Cerca de la bobina de inducción, las paredes de la cuchara deben ser modificadas o diseñadas para que tengan una sección de placa con acero inoxidable antimagnético de cédula 300.
- Se requiere una fuente de alimentación con pulsos de corriente directa de frecuencia variable con controles para la intensidad de agitación y la direccionalidad del flujo del metal líquido.

- Equipo auxiliar para posicionar la bobina de agitación alrededor de la cuchara.

Interacción de los patrones de flujo del metal con la escoria

Ya que la potencia eléctrica aplicada a la bobina de agitación está polarizada, y puesto que el nivel de potencia y el rango de corriente pueden ser modificados, la dirección del flujo de agitación está polarizada, y la dirección del flujo de agitación puede invertirse cambiando la polaridad en la bobina, para obtener flujos de metal con dirección, ya sea hacia arriba o hacia abajo.

La velocidad de agitación del metal líquido inducido es proporcional a la intensidad del campo electromagnético, y ya que éste disminuye al aumentar la distancia de la bobina al metal (baño), se tendrá una disminución gradual de la velocidad del flujo del metal líquido a medida que se aleje más de la bobina, también, de acuerdo con la polaridad y a la intensidad de corriente que circula por la bobina de agitación, se puede producir un efecto de remolino invertido (moviendo la escoria hacia los lados, dejando una posición descubierta de metal líquido) para la adición de aleaciones; para que se produzca este fenómeno, es necesario que la corriente de excitación de la bobina se mantenga a niveles máximos, considerando que el espesor de la escoria sea menos de 15 centímetros.

Las ventajas principales de la agitación por inducción son:

- Buena confiabilidad y facilidad para controlar
- El flujo laminar de metal produce una turbulencia mínima en la parte superior de la cuchara.

Las desventajas principales de la agitación por inducción son:

- Alto costo de capital por el equipo necesario
- La homogenización (mezcla) de la escoria es deficiente debido al flujo laminar, por lo tanto la desulfuración se limita típicamente al 50%.

2- Agitación con gas y tapón poroso.

Se emplea un gas inerte para producir la agitación, éste puede ser argón o nitrógeno. El argón tiene un precio alrededor de 10 veces el precio del nitrógeno. Pero si se utiliza nitrógeno, parte de este se disuelve en el acero y produce reacciones de aleaciones (con aluminio, cromo y manganeso), cuando el acero producido está desoxidado. El nitrógeno no debe utilizarse en procesos metalúrgicos de hornos cuchara con micro aleaciones de boro, columbio, titanio o vanadio. Otro gas económicamente viable para la agitación es el bióxido de carbono (CO_2) pero requiere de tapones porosos especialmente diseñados para manejar este gas. Los tapones porosos se colocan, ya sea en el fondo o en los refractarios de la parte inferior de las paredes de la cuchara, pero es más común la colocación entre la mitad y tres cuartos del radio inferior del refractario de la cuchara para que las burbujas no se formen directamente debajo de algún electrodo y de ser posible posicionar el tapón para que las burbujas se formen fuera del círculo de electrodos. Si se forman las burbujas debajo de algún electrodo, hace que aumente la longitud de arco y dañe el refractario de la cuchara en esta fase.

3.7.2 Revestimiento refractario para la cuchara y horno-cuchara de afino

El paso del proceso de afino a la cuchara ha incrementado el tiempo, la temperatura y las condiciones de trabajo del refractario, por esto se cambió la chamota por revestimientos de alta alúmina o básicos que poseen mayor resistencia a altas temperaturas, a la erosión por el contacto metal-escoria, etc.

Para el afino se requiere fundamentalmente un ambiente no oxidante para el acero, lo que se consigue con:

- Un refractario estable sin reacción con el acero o escoria
- Una escoria sin FeO
- Una atmósfera neutra, preferiblemente de argón.

Además, por el tiempo de afino y las adiciones frías, es necesario recalentar el acero, y para acelerar el afino se provoca una fuerte agitación de metal y de la escoria mediante la inyección de argón por el fondo.

Últimamente se ha generalizado el uso de escorias artificiales ($\text{CaO} > 50\%$, $\text{Al}_2\text{O}_3 \approx 30\%$), fuertemente agitadas, que han conducido a utilizar refractarios a partir de dolomía.

En las figuras 8 y 9 se muestran los revestimientos típicos de una cuchara de colada y un horno-cuchara.

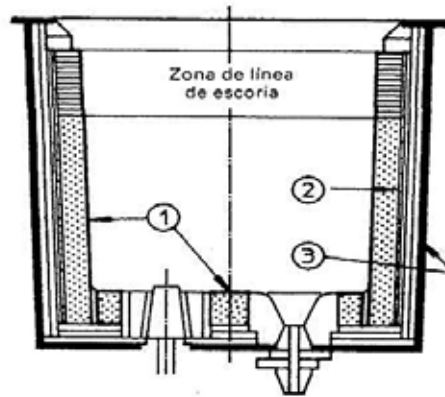


Figura 8. Revestimiento de cuchara.

Elaborado por: Roberto Beltran

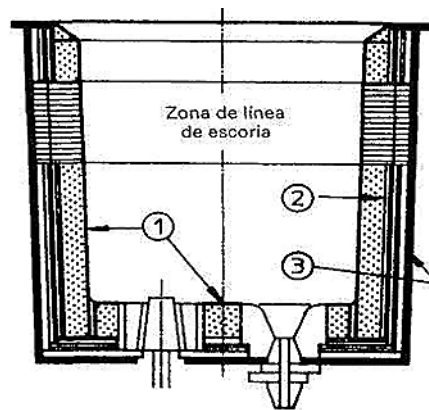


Figura 9. Revestimiento del horno cuchara.

Elaborado por: Roberto Beltran

Se distinguen en ambos las siguientes partes:

a- Paredes en contacto con el metal.

Cuando se hacen con revestimientos de alta alúmina constan de tres capas:

- La capa interior (1), en contacto con el metal fundido, de ladrillos de 80-85% de Al_2O_3 , de base bauxita, realizándose las reparaciones por proyección de masa de 95% Al_2O_3 de base corindón o por apisonado de material semejante.
- La capa intermedia o de seguridad (2) con ladrillos de 35-40% de Al_2O_3 o con masa seca de 40-45% de Al_2O_3 , ligada con resina.
- La capa próxima a la caldera (3), de ladrillos aislantes de 600-900 kg./m^3 para reducir las pérdidas de calor.

El fondo sigue la misma técnica, pero previendo las zonas de la buza con válvulas corredera y del tapón poroso. Sin embargo, tanto en las paredes como en el fondo, continúa la tendencia a utilizar masas monolíticas para las paredes y el fondo y piezas prefabricadas de hormigón para la zona de impacto, las porta buzas, los labios de cuchara en la parte superior, etc.

A partir de revestimientos básicos, constan de tres o cuatro capas:

- La capa interior, de ladrillos de dolomía, dolomía-magnesia con 1-4% de C, aglomerados con breá o cocidos e impregnados con breá al vacío. Las reparaciones se realizan por proyección con masas de 86 –90% MgO en caliente o en frío y ligantes adecuados.
- La capa intermedia a partir de masas de dolomía (38 % de MgO, 54% de cal).
- La capa permanente o de seguridad, de ladrillos de chamota 35-40% de Al_2O_3 .
- La capa próxima a la cardería de ladrillos o placas aislantes de 600-900 kg/m^3 .

b- Línea de escoria.

Es más amplia en el horno-cuchara que en la cuchara tradicional. Para la capa anterior, además de los ladrillos de dolomía y dolomía-magnesia con C , se emplean ladrillos de magnesia-carbono y dolomía con zircón aglomerado e impregnados de la

misma forma. Las reparaciones se hacen también por gunitado con masas de magnesita de 90% de MgO.

3.8 Avances tecnológicos y reducción del consumo específico de electrodos y energía

Los avances tecnológicos de hornos de arco eléctrico han dado lugar a la reducción del consumo específico de electrodos y energía eléctrica. Entre los avances tecnológicos y de criterios más sobresalientes se pueden citar:

Incremento del tiempo de utilización (72 – 92 %); alto nivel promedio de potencia durante toda la colada; utilización intensiva de energía durante toda la colada; utilización intensiva de energía suplementaria (O₂, C); control y/o preparación de carga (chatarra, pre-reducidos); uso de quemadores y burbujas del baño líquido; postcombustión; práctica de acero remanente (hot-heel); ayuda o guía de sistemas computarizados; práctica de arco largo / escoria espumosa; etc.

Los avances tecnológicos del horno de arco eléctrico han dado lugar a la reducción del consumo específico de electrodos y de energía eléctrica.

Electrodos: El consumo específico de electrodos ha sido reducido con el empleo de las nuevas tecnologías

- 0,3 kg/t por el diseño mecánico mejorado del horno (EBT-OBT)
- 0,9 kg/t por el arco largo entre la escoria espumosa
- 0,6 kg/t por la reducción del tiempo de colada
- 0,3 kg/t por el uso de potencia máxima (tap de mayor voltaje)
- 0,1 kg/t por los brazos conductores
- 0,1 kg/t por el sistema automático de compensación de VAR's
- 0,2 kg/t por la metalurgia secundaria (L.f)
- 0,1 kg/t por la mayor calidad del producto (menos rechazos)
- 0,7 kg/t por el sistema de enfriamiento de electrodos por aspersion.

Sobre estos adelantos y sus resultados se debe señalar que la distribución típica del consumo total de electrodos es: por generación del arco (55%), oxidación (40%), y roturas (5%). Se han intentado diferentes métodos para reducir el consumo por oxidación tales como: recubrimientos conductores y cerámicos, tratamientos químicos, intercambiadores de calor (electrodos metálicos), etc, con buenos resultados, sin embargo, la mejor forma para disminuir el consumo lateral de las columnas de electrodos es a través de una cortina de agua sobre estas, por medio de anillos con orificios. No se requieren sistemas de alta tecnología ni de propósitos especiales, el rango de flujo de agua a través del sistema de anillos depende de la temperatura de los electrodos, y varía de 8 a 12 litros por minutos por fase en las instalaciones de Oriente y Europa, y de 15 a 27 litros por minutos por fase en las instalaciones del continente americano. Las presiones del agua oscilan solamente entre 0,350 a 0,700 kg./cm².

Ventajas de este método:

- Costo inicial bajo (del orden de mil dólares por horno)
- Recuperación rápida de la inversión
- Ahorro de electrodos entre 5% a 18%
- Incremento en la vida de la delta de la bóveda (doble o triple)
- Mayor duración de las mordazas
- Mejoría en las condiciones de trabajo
- Potencial de disminución de roturas y pérdidas de puntos al tener mayor diámetro.

Chorro de agua sobre electrodos

Desventajas:

- Incremento en la energía específica (del orden de 5% a 7%)
- Humedad en los sistemas de captación de humos(crítico en sistemas de extracción lateral)
- Se requiere agua de calidad para evitar obstrucciones

- Agua en exceso, moja la chatarra (el uso de válvulas solenoide que cierran cuando se corta la corriente, ha sido la solución a este problema).

Potencial de captación de hidrogeno en el acero por producir.(crítico en la producción de aceros especiales, aunque no se han reportado problemas graves).

Energía: La reducción de energía en promedio, se ha logrado mediante lo siguiente:

- 40 kW/h por el precalentamiento de la chatarra
- 30 kW/h por el arco largo y escoria espumosa
- 0,5 kW/h por el sistema de compensación de VAR's
- 15 kW/h por el sistema EBT u OBT
- 0,5 kW/h por el sistema automático de alimentación de aleaciones
- 15 kW/h por la metalurgia secundaria (L.F)
- 10 kW/h por el método de "Tundish" caliente
- 15 kW/h por la automatización del proceso, uso de computadoras
- 15 kW/h por el entrenamiento del personal, la optimización del flujo de materiales y la mayor disponibilidad de equipo.
-

Equivalentes energéticos en la fundición de acero

1m³ de oxigeno =3,5 kWh

1m³ de gas o un litro de combustible =10 kWh

1kg. de aluminio = 8 kWh

Pre-reducidos: 1kWh/t de consumo por cada 1% de sustitución, en lugar de chatarra

Arrabio = 13,7 kWh/t por cada 10% de sustitución, en lugar de chatarra.

3.9 Evaluación de diferentes técnicas en la operación del horno de arco eléctrico

A continuación se comparan las diferentes técnicas disponibles: alta reactancia, energía suplementaria, regulación óptima de posición de electrodos, precalentamiento de chatarra integrado, y hornos con doble coraza (twinshell). Los hornos en este estudio se caracterizan por ser de 100 t de carga (100% de chatarra),

con transformador de alta reactancia, de 85 000 kVA y con metalurgia secundaria en un horno cuchara. El rendimiento de chatarra a líquido es de 91%. El comportamiento típico de un horno de alta reactancia se muestra en la columna 1 de la tabla 12, como horno base.

Tabla 12. Datos comparativos de las diferentes técnicas en la operación del HAE

Concepto	Horno base de alta reactancia "x" (1)	Alta "x" energía suplementaria (2)	Alta "x" energía suplementaria de doble coraza (3)	Alta "x" óptima regulación. Doble coraza kWh suplem. (4)	Alta "x" precalent. chatarra (5)	Alta "x" doble coraza precalent. chatarra (6)
Minutos (vac-vac)	60	45	39	37	55	50
t.A.L/HR	100	133	154	162	109	120
kWh/t.AL	420	305	325	290	360	330
O ₂ Nm ³ /t.AL	29	51	51	61	35	35
Gas natur. Nm ³ /t.AL.	4,5	6,5	6,5	12	11	11
Electrodosk g./t.AL	1,85	1,45	1,55	1,40	1,75	1,60
Ext.humos Nm ³ /h	130,00	145,00	145,00	130,00	150,00	140,00

Fuente: <http://gostperevod.com>

La aplicación de energía suplementaria combina la inyección de carbón y oxígeno a través de toberas localizadas en el fondo del horno, y la inyección con lanza supersónica y quemadores en la pared, tanto para la operación convencional como para la post-combustión. El comportamiento típico de la aplicación de energía suplementaria se muestra en la columna 2 de la tabla 36.

La ventaja principal de los hornos de doble coraza (Twinshell) es el aprovechamiento del tiempo, ya que en condiciones normales el tiempo desconectado es de dos a tres minutos comparado con los diez a doce minutos que se tienen con una operación óptima en un horno típico. Lo anterior trae como consecuencia una reducción en el

tiempo de vaciado a vaciado, como se muestra en la columna 3 de la tabla 56. Un horno típico de alta reactancia, regulación óptima, doble coraza y energía suplementaria tiene los datos mostrados en la columna 4 de la tabla 36.

Las columnas 5 y 6 de la tabla, muestran el efecto en los parámetros de operación al utilizar los gases de salida del horno para precalentar la chatarra, para hornos de coraza simple o doble (single/twin).

3.10 Tendencias actuales en los hornos de arco eléctrico para mejorar el rendimiento energético y la productividad

En los últimos 10-15 años se han construido diversas instalaciones que tratan de mejorar el rendimiento energético y la productividad, instalando precalentadores de chatarra adosados al horno o quemadores de carbón pulverizado e inyectados por la mezcla de gases inertes y combustibles. Veamos a título ilustrativo alguna de estas instalaciones.

Proceso Coosteel. De precalentamiento y fusión continua. Cuenta de un HAE que opera a plena potencia, recibiendo de forma continua chatarra de un precalentador y colando periódicamente. Con la entalpía de los humos, procedentes del horno de arco, después de quemar el CO residual en una cámara de combustión, se consigue una temperatura de precalentamiento de 500°C y mediante quemadores adicionales de gas natural o fuel oil se llega a 900°C. Por ser el proceso del HAE más rápido el consumo de electrodos disminuye ligeramente.

Como cifra de reducción del consumo de energía eléctrica (debe tenerse en cuenta el consumo de gas natural en los quemadores) se indican:

Precalentamiento a 500°C (-90 kWh/t)	(gas 4 – 4.5 Nm ³ /t)
Precalentamiento a 900°C (-190 kWh/t)	(gas 30 Nm ³ /t).

Horno Fujisawa: El precalentador de chatarra está metido junto con el horno de arco dentro de un recinto propio. Normalmente la carga del horno se realiza de una sola vez.

Los humos del horno pasan a través de la cesta de carga y salen a la cámara de combustión posterior, después de unirse a los humos del segundo horno.

Se indican como valores de ahorro:

- Consumo de energía eléctrica: 40 kWh/t.
- Consumo de electrodos: 0.5 kg./t.
- Tiempo de fusión: 8 minutos /colada.

Horno Sheerness: Con cuba móvil ampliada y precalentador de la segunda y la tercera cesta de carga. Es un horno de bóveda fija y cuba desplazable sobre rieles. Se comienza la fusión con el arco entre electrodos y se carga el precalentador con chatarra, pasando los humos a su través y precalentándola. Cuando una cesta de carga ha descendido por el precalentador al horno se añade una segunda cesta.

Para precalentar la chatarra se utilizan cuatro quemadores oxigás y se disponen otros dos en la parte cilíndrica de la cuba.

La desventaja de este horno es que exige una selección cuidadosa de la chatarra, y es su lado positivo que se ha logrado disminuir el consumo energético en un 22%. Este proceso continúa modernizándose.

Proceso K-ES: El horno de arco es convencional, excepto en la inclusión de tapones porosos en el fondo de la cuba para adicionar N_2 y CH_4 y quemadores de oxígeno – carbón pulverizado por las paredes laterales. Se dispone de datos operativos sin precalentador de chatarra, ni horno cuchara de afino y colada por piqueta universal, para un horno de 80 t/ 40 MVA:

Indicador	Antes de K-ES	Después de K-ES
Tiempo de colar a colar, min.	63	53
Consumo de en. elé, kWh/t	390	325
Consumo de gas natural, Nm^3/t	6	6
Consumo de carbón, kg./t	8	14-23

Consumo de oxígeno, Nm ³ /t	35	50
Temperatura de colada, °C	1685	1685

*Valores que dependen de la proporción (10-30%) de arrabio en la carga.

Horno de arco de corriente continua de dos cubas gemelas: Se compone de un único equipo eléctrico y dos cubas gemelas, con el objeto de aumentar el tiempo de funcionamiento a plena capacidad del equipo en el 20% aproximadamente.

Horno cuchara de afino:

Las ventajas de este tipo de instalación son:

- Aumento de la producción al separar la fusión y el afino en dos equipos
- Mayor rendimiento o mejor utilización de las ferroaleaciones
- Más regularidad de los procesos al operar con la escoria adecuada
- Mejor ajuste de la composición final, con cierta independencia, del acero en las cucharas.

Las operaciones que deben realizarse en el horno cuchara son:

1. Desoxidar y mejorar la limpieza del acero, reduciendo las inclusiones no metálicas
2. Desulfurar, bien con adición de escoria sintética y agitación por gas inerte, bien por inyección de agentes desulfurantes
3. Desgasificar en lo posible, aunque esto se realiza mejor al vacío, en algunos casos también descarburar
4. Homogeneizar la composición mediante borboteo de argón
5. Regular la temperatura final.

Horno de arco al vacío: Se utiliza cuando se precisa un contenido de hidrógeno extremadamente bajo, que no puede conseguirse ni con el tratamiento de la cuchara al vacío. Para ello se parte de un redondo o lingote de la aleación requerida, obtenido en un molde de arco convencional y se coloca como electrodo en horno de arco de corriente continua, dentro de una cámara con un vacío elevado. El metal fundido se

recoge en un crisol de cobre, refrigerado por agua, bajo un vacío conseguido mediante bombas mecánicas y de difusión.

El redondo hace de cátodo y el crisol de ánodo. Al estar el crisol frío por la refrigeración forzada de agua no reacciona el cobre con el acero y este solidifica en su propia fase sólida.

BIBLIOGRAFÍA

- 1) Abramov A. "Manual del joven fundidor". Editorial Alta Escuela. Moscú. 1983, pág 203
- 2) Aguirregomescorta P. M Utilización del horno de inducción de media frecuencia en las fundiciones modernas. (Therminsa España), VI foro internacional de fundición. Habana, 2010.
- 3) Alexandor. N.H. Control del estado del metal Líquido para la obtención de HGE. Liteinoe Proistbostba .No3 Año 1998
- 4) Astigarra Urquiza Julio. Hornos de Arco para fusión de acero, Teoría de cálculo aplicación. Serie McGraw – Hill n9 Electrotecnologías. España, 1995, pág.192.
- 5) Batista C. A y Navas M.E. Producción de hierro nodular con nodulización en el molde. Segundo taller internacional CIMEX 2011, Universidad de Holguín. 2011.
- 6) Batista C. A y Navas M. E. Propiedades de Fundición de los metales y aleaciones. Universidad de Holguín, 2002. pág 55.
- 7) .Batista. C. A. y Ordoñez H. U Tecnología de desulfuración en Cazuela con el fin de obtener Hierro con grafito Esferoidal. Ingeniería Mecánica.No3 Año 1999.
- 8) Batista C. A. y Ordoñez H. U. Análisis y Procedimientos para la Obtención de Hierro Nodular por el Método In-mold, bajo las Condiciones de la Industria en Cuba. Tesis Doctorado Holguín 2013, pág130.
- 9) Batista C. A y Navas M. E. Variante Tecnológica de desulfuración en Cazuela. III Conferencia Científica Internacional de la Universidad de Holguín, "Universidad y Sociedad", Holguín 2007.
- 10) Batista C. A y Navas M. E. Tecnología de Producción de hierro nodular por el método In-Mold con Cámara redonda arriba. III Conferencia Científica Internacional de la Universidad de Holguín, "Universidad y Sociedad", Holguín 2007.
- 11) Batista C. A. y Ordoñez H. U. Selección de un nodulizante , forma y posición de una cámara de reacción para su aplicación en la obtención de hierro con grafito esferoidal por el método In-Mold. Ingeniería Mecánica No.3 año 2003.
- 12) Batista C. A. y Ordoñez H. U. Determinación de la granulometría del Nodulant II y el parámetro de la cámara más adecuado para la obtención del hierro con grafito esferoidal por el método In-Mold. Ingeniería Mecánica No.3 año 2003.
- 13) Batista E.C, Pereira C.F y Porto C. A 9 (Brasil). Sistemas de Automatización y control de acerías USIMINAS. Innovaciones tecnológicas en acerías y colada continua. Seminario ILAFA 1998, Santiago de Chile, 1998.

- 14) Bakkerus and Van der Holst. The T-Nock Process for Making Ductil iron. Modern Casting Tech. No 711 July 1995.
- 15) Beslik.C. Métodos de obtención de hierro nodular en cazuelas de vertido. Gaceta Industrial y económica 21.XI.1988.
- 16) Bigeb A.M. Metalurgia del acero. Editorial metalurgia, 1988, pág 446.
- 17) Bowman.B (E. Unidos). Nuevas tecnologías en hornos eléctricos de arco (UCAR, E. Unidos). 11^{no} Seminario de acería. IAS. Instituto Argentino de Siderurgia, Buenos Aires, Argentina. 2009.
- 18) Bozbrinski, B..M. Aleaciones de fundición y tecnología de su fusión en la construcción de maquinaria. / Editorial Mashinostroenie, 1984, pág. 431.
- 19) Borona .F Instalaciones para desulfuración fuera del horno. Chermetinformacia.1994 No8.
- 20) Boyle. B T. Termodinámica de los procesos Metalúrgicos. Técnica de la AF. Año 1991 No1.
- 21) Boletín Técnico MG 5C-1. Ligas de Ferro Silicio con 6% de Magnesio Medio.Año. 2000.
- 22) Boletín Técnico IM TI . Inoculante para Hierro vermicular. Magnesio Medio .Año. 2000.
- 23) Boletín Técnico MI TI Alto Calcio para fundiciones Esferoidales.Año.2000.
- 24) Boletín Técnico MG 5R-1 MG 5R-2 Liga Ferrosilicio Magnesio 6% con tierras raras para hierro nodular.Año.2000.
- 25) Boletín Técnico MG 3R Nodulizante de baja actividad para Hierro nodular. Año 2000.
- 26) Boletín Técnico MI 63 Un inoculante potente de calidad Comprobado para hierro sintético y nodular.Año2001.
- 27) Boletín Técnico MI SR -1MI SR-2 El Rolls-Royce entre los Inoculantes efectivos para hierro sintético.Año. 2001.
- 28) Boletín Técnico MI CE Un poderoso inoculante para hierro sintético y una fuente de Cerio para el hierro nodular.Año.2001.
- 29) Boletín Técnico MG 9RMG 9R-2 For Ductile iron Nodulizing.Año.2001.
- 30) Capodilupo. D., Masucci. P., Brascugli. G. Y Angelis. V. de Operating improvements in electric steel production on the Terni EAF after introduction of slag foaming practice. Proc. 6^o Int. Iron and Stell Congress, ISIJ, Nagoya (Japón), 1990 : 98-103.
- 31) Castledine.T.J. Experiences in the Application of the INMOLD Process to the vertically Jointed DISAMATIC Moulding System . DISA Donvention 98.
- 32) Cenkebich.I Optimización de la obtención de piezas de H.N. por el método in-mold.Liteinoe Proistbostba No12 1999.pág 13-14.
- 33) Conejo. A. Y Magaña. F. Estabilidad de escoria espumosa del HEA. XIX Simposio Nacional de Siderurgia, ITM. Morelia, Mich. (México), 2009: 2.1-2.6.

- 34) Conejo. A.N, Torres. R y Coellar. E. Análisis industrial de la reducción del óxido de hierro mediante la inyección de finos de carbón al horno eléctrico de arco. Cenim, Revista Metalurgia, Vol. 35(2), 1999-Marzo-Abril, pág. 111-125, España.
- 35) Chaikin A.A. Refinado del HGE modificado en el molde por medio De filtros Cerámicos. Liteinoe Proistbosta.No 4 Año 1994.
- 36) Chatel.S Revue de Metallurgie .1988 No 2
- 37) Davis K.G. Dissolution of MgFeSi Alloy During Indmold Treatment. British Foundryman. 1990. No. 457.
- 38) Díaz Martín Ángel y otros. Optimización del ahorro energético en el horno eléctrico de arco. Quinto congreso nacional de tecnología siderúrgica. Bilbao. 2010.
- 39) Dijon R H.The disolution factors for the “In- Mold Process. British Foundryman.No 8. 1999.
- 40) Domas.C.A. Desulphurisation of hot metal with Calciun.The Iron Age.1982.
- 41) Dunks.C.M. Mold Nodulizing and Continuos Stream Treatment Techniques as Operated in Europe.Foundry Trade Journal. 1976. No 234.
- 42) Enrique, Fernando “Manual del fundidor”. Editorial Científico- Técnica. Ciudad Habana.2012, pág143.
- 43) Fruehan, R.J. Met. Mat. trans. 28B. Oct. 1997; 751.
- 44) Genderevich N. A. Elección del modificador para la obtención de Piezas de hierro de alta resistencia modificado en el molde. Liteinoe Proistbostba. No2 1999 pág16-17.
- 45) Girchovib.N.G. Método de investigación para determinar la Formación del hierro con grafito esferoidal y su valoración. Edit.Masgish.1976, pág45.
- 46) Gómez F.E. “Manual del fundidor”.Segunda edición Editorial Científico- Técnica. Ciudad. Habana.2013.
- 47) Gorshkob.A.A. Acerca de la formación del grafito esferoidal en las Burbujas Microscópicas durante la cristalización. Edit. Bishaia Scuola.1978, pág123.
- 48) González. A. Cálculo de la carga para aceros aleados y aleaciones no ferrosas. UCLV. Santa Clara, Cuba, 2011.
- 49) Harry E. Journal Iron and Steel Institut 1994 No10 78.p..
- 50) Hity D. Electr.Furnace Proc. AIME 1998.V.27 pág 52-56.
- 51) Hornby. S.A, Evenson. E, (Canadá). Análisis continuo de humos para la optimización de hornos y reducir costos energéticos con control de la polución. Innovaciones tecnológicas en acerías y colada continua. Seminario ILAFA 1998, Santiago de Chile. 1998.
- 52) Hogan. P. Steel Technology Int., 1992: 2.
- 53) Hughes.S. Foundry Trade Journal. 1989.No.332.334.336.
- 54) Hughes.S. Foundry Trade Journal. 1993.No.487.488.489.

- 55) Iuffe. A Modificación del H.G.E. en el molde. Liteinoe Proistbostba No 12. Año 1994.
- 56) Inside the Mold. A.F.S. Transactions .vol.82, pág 239-252. Año 1994.
- 57) Iron Casting with Spheroidal or Nodular Graphite Specification 3rd reun. [www.clickafoundry.com / specification.1](http://www.clickafoundry.com/specification.1).
- 58) Inoculation and Spheroidizing Treatments Directly in the mould. 64th International Foundry Congress Año. 1998.
- 59) Joining and Fabrication of Nodular Iron Casting by welding. www.implog.com/foundry/books.htm
- 60) Katz. Y Landefeld. C. E. Desulfuración "Cupula Hand-book", Quinta edición, American Foundry Men's Society Inc. Desplaines. 1984, pág 351-53.
- 61) Kitaigorobki. A. Estudio de rayos X para cuerpos cristalinos y Amorfos GITT. 1992.
- 62) Kobalevich. E.B. Nueva tecnología de obtención de hierro Nodular Liteinoe Proistbostba. No 3 1999 Pág 10.
- 63) Kudrin V.A. Metalurgia del acero. Editorial Mir 1984 pág 52.
- 64) La escoria en el cubilote. Fundición práctica. Fosco. N° 27. 1976. pág 1-7.
- 65) Leyva. A. F. y Morales. R. Desulfuración de acero con escorias sintéticas en ISPAT Mexicana. XIII encuentro nacional de siderúrgicos. Puebla, México, 1996.
- 66) Leyva B. O, Tápanes R. D y Otros. Trabajo de curso. Evolución constructiva en los hornos de arco eléctrico. UDM. Antillana de Acero. La Habana. 2012.
- 67) Linchebki B. Técnicas para experimentos metalúrgicos 2^{da} Edición. Metalurgia. 1989.
- 68) Lule. R. Memorias del Encuentro Nacional de Siderúrgicos, San Luis Potosí-SLP. México. 1994.
- 69) Machikin. B. I Aumento de la calidad de las aleaciones ferrosas Edit. Kiev. 1981. pág 160.
- 70) Malishev A. Influencia del Silicio sobre las propiedades del HGE. Liteinoe Proistbostba No 9 Año 1991.
- 71) Material Didáctico sin valor comercial. FES-CAUTIPLAN. UNIVERSIDAD AUTONOMA DE MEXICO. 1995
- 72) Mayk. C. N .Sistema de Alimentación para modificación en el molde .Liteinoe Proistbostba No 11 Año 1998.
- 73) Mannion .G. "Experiences with the production of meehanite Nodular iron casting with the in mold process. Foundry Trade Journal Vol 137 pág 139-147 Aug. 1994.
- 74) Makay Ch. C Makarcit para el revestimiento de hornos de inducción. Universidad de Holguín, 1993.

- 75) Medana. R. Used of Solid Inserts of Spheroidizing Alloys for Production of "In-Mold" Ductile iron Casting. British
- 76) Morrog.H. British Foundryman.1989. No2.
- 77) Morrogh.H. Journal of Iron and Steel Jrist. 1990.No.564.
- 78) McKaulay J.M. 'Production of nodular graphite iron Casting In the in-mold Process.'"Foundry Trade Journal vol 130 pág 327-335. Apr.1991.
- 79) Morral, F. R. Metalurgia General. Editorial Reverté. Barcelona, España 1985, pág 695.
- 80) Navas M.E y Batista C.A. Fusión del hierro y el acero en hornos eléctricos. Universidad de Holguín. 2013. pág 80.
- 81) Navas M.E y Batista C.A. Producción de hierro en cubilote. Universidad de Holguín. 2014. pág 100.
- 82) Navas M.E y Batista C.A. Guías de prácticas de laboratorio para fundición I. Universidad de Holguín. 2012. pág 56.
- 83) Navas M.E y Batista C.A. Métodos de cálculo en fundición. Universidad de Holguín. 2012. pág 190.
- 84) Navas M.E y Batista C.A. Utilización del mineral de manganeso en sustitución FeMn, en la producción de aceros al carbono, III foro internacional de fundición. La Habana, 2014.
- 85) Navas M.E y Batista C.A. Nuevas tecnología de producción de aceros al carbono. Evento Internacional MAQUINAG 2011, Holguín, Cuba, 2011.
- 86) Navas M.E y Batista C.A. Determinación de parámetros y velocidad de reducción del Mn utilizando el mineral de Mn en la producción de Acero. VI Conferencia Científica Internacional de la Universidad de Holguín, "Universidad y Sociedad" Holguín 2013.
- 87) Navas M.E y Batista C.A. Variante tecnológica para la producción de aceros al carbono. VI Conferencia Científica Internacional de la Universidad de Holguín, "Universidad y Sociedad" Holguín 2013.
- 88) NakanishiK. On the desulphuration Rate of hot metal by Magnesiun.Iron and Stell Institut.Jap.1997.
- 89) Nikiforob A Desulfuración fuera del horno.Metalurgia Ferrosa .Información científico Técnica1976 No 1993.
- 90) Norrisr. Waitek y otros. La tecnología del alambre recubierto con magnesio para la internacional de la industria de la fundición. Año XVII. Abril 1995. p 33-38. 1 Veracruz México 1995.
- 91) NC-10-16:80 Piezas fundidas de acero de construcción al carbono. Clasificación y características técnicas.
- 92) NC-10-17:81 Acero Mn 130 para la fundición de piezas. Especificaciones de los índices de calidad.
- 93) NC-10-18:81 Piezas moldeadas de fundición gris: marcas.

- 94) NC-57-38:84 Arrabio y ferroaleaciones.
- 95) Oña. S. A y otros. Fabricación de acero en hornos eléctricos de arco (H.E.A). Evaluación del consumo energético. 1992-1996. DYNA, junio 1998 Pág 47.
- 96) Oña S. A. Guía para la realización de balances energéticos en hornos eléctricos de arco (HEA) Formas de proceder y presentación de resultados. CADEM, Grupo EVE, Enero 1999, Bilbao, España pág85.
- 97) Ohira. G. British Foundryman. 1990. No24.
- 98) Ordoñez H.U, Batista C. A y Navas M. E Utilización del Magnesio como Desulfurante y su influencia en las propiedades del HGE obtenida por el método "Ind-Mold" Mundo Mecánico.No Año1999
- 99) Ordoñez H.U, Batista C. A y Navas M. E Influencia del Azufre en el rendimiento de las piezas de hierro nodular obtenida por el método "In- Mold".Mundo MecánicoNo 6 Año 2000.
- 100) Ortiz N. O. y otros. Manual de recuperación de piezas. Editorial científico-técnica. Ciudad de La Habana. 1993. pág 403.
- 101) Palacios Reparaz J.M, Arana Bilbao J.L y otros. La fabricación del acero. UNESID 1998. Pág 77-88.
- 102) Pak. J. J. Min. D.J. y You. B.D. Slag foaming Phenomena and its Superassion techniques in BOF steelmaking process. Steelmaking conference procceding. EE.UU., 763-769.
- 103) Povolotski.J. Desoxidación y desulfuración de aleaciones Ferrosas.Metalurgia 1982
pág 208.
- 104) Podrzucski.G,Kalata.G.Métodos modernos para la fusión del Hierro . Edit Slanska (en idioma polaco).
- 105) Prosid. Información sobre uso de hornos eléctricos. Puebla, México. 1999.
- 106) Plasma. Metalurgía y electricidad. Año XLVLLL N° 562 dic. 1984. pág 62. España.
- 107) Preparation of Cast Iron Foundry Alloys at <http://www.metallography.com//technoters/iron/iron..htm>.
- 108) Propuesta A.T.F.A-121 U.N.E. .Fundición de Grafito esferoidal. Tipos y condiciones de suministro y recepción de piezas moldeadas. España 1972.
- 109) Remondino.M."Experimental studies of metallodynamics during Pouring"48rd International Foundry Congress. Tech.Rep No 823 . 1990.
- 110) Remondino. M."Quallity and economic aspects of in mold Treatment" 54rd International Foundry Congress 1998.
- 111) Reynolds H.J. Mejoramiento de la calidad del Hierro Fundido con la ayuda de la desulfuración fuera del Horno. La Foundieré No12 Año 1994.
- 112) Rodríguez P. H., Navas M.E y Batista C.A y otros. Introducción a la ingeniería mecánica IV. Universidad de Holguín. 2012. pág. 245.

- 113) Rusky. G, Raposo. S, Hopperdizel. P (Brasil). Inyección de oxígeno para una post-combustión efectiva en horno eléctrico de arco. 11^{no} Seminario de acería. IAS. Instituto Argentino de siderurgia, Buenos Aires, Argentina. 1997.
- 114) Sanz. Economie de coque au cubilot par aumento de la capacidad de préchauffage. "Fondeur d'aujourd'hui" N° 16, Feb. 1996, pág 45-51.
- 115) Samón G.S. "Cálculo racional de mazarotas en piezas de acero fundido". Santa Clara 2012.
- 116) Suchkov AN. Aleaciones y su tecnología de fusión. Universidad de Holguín. 1990. pág 132.
- 117) Suchkov AN. Producción de hierro en hornos de inducción eléctrica. Moscú 1990. pág 288.
- 118) Shukobki.J T Basamento físico-químico de los procesos metalúrgicos.Edit. Alta escuela. Año1984 pág323.
- 119) Scladanovich.B.I Influencia de la desulfuración fuera del horno en la temperatura del hierro fundido. Producción Metalúrgica. No 5 1990.
- 120) Scheil.E. Zeit. Fur Metallkunde.1978.No 5. 256-257.
- 121) Speer M Disolution and Desulfurization Reactions of Magnesium vapor in Liquid Iron Alloys –AFS.cast.Metals Research Journal 1993.
- 122) Stepin.P. Proceso de cristalización del hierro con la introducción de magnesio en un intervalo de temperatura cerca de la eutéctica. Edit Masgish.1992.123.p.
- 123) Stepin.P. Condiciones de formación del hierro con grafito Esferoidal. Masgish.1980, pág 233.
- 124) Smirnov N., Cabezas G. y Fanjul A. Producción de acero. Editorial pueblo y educación, Ciudad de La Habana, Cuba. 1984, pág 304.
- 125) Stepheni. Karsay. Fundición con Grafito Esferoidal I Producción. Estado actual de su Tecnología. Talleres Gráficos EDELVIVES 1992.
- 126) Tartera J. Tendencias modernas de la fusión en cubilote "Técnica metalúrgica". N° 264, pág 19-32. España 1984.
- 127) Technical Data. MG 9 C3. A revolutionary alloy for Ductile iron Production.Año. 2001.
- 128) Technical Data MI 43. This alloy is used mainly in nodular Iron as strong graphitizer.Año.2001
- 129) Technical Data. MI 75-B A Potent Inoculant for Grey and Iron as strong graphitizer.Año.2001
- 130) Technical Data. MG 308. For Flow Through Nodulizing Techniques.Año.2001.
- 131) Tecnicl Data MG518 An Improved Alloy for "In-Mold systems" Año .2001
- 132) Titov. N. D. Tecnología del proceso de fundición. Editorial Mir, Moscú. 1981, pág 460.

- 133) Tujin E J. Modificación del hierro en el molde. Liteinoe Proistbostba No2 1999, pág17-19.
- 134) Tzbriak. A.N. "Procesos físicos químicos en la zona de contacto metal molde" Edit. Inst. De Problemas de Fundición .Academia de Ciencias de Ucrania. Kiev. 1987.
- 135) "The Pont-a-Mousson process for ductile Iron". Foundry Management and Technology. Vol.9 pág86-91 Sept. 1994.
- 136) Vázquez. S. Inyección periódica automatizada de grafito durante la fundición y afinado en la fabricación de acero en HEA. Memorias del XIV Encuentro Nacional de Siderúrgicos, Ixtapa, Gro (México), 2-3 oct 1997.
- 137) Yugi Ogawa y Naoki Tokumitsu. Observation of slag foaming by x-Ray fluoroscopy, Proc. 6^{to} Int. Iron and Steel congress, ISIJ, Nagoya (Japón), 1990; 47-152.



Publicaciones Científicas



ISBN: 978-9978-301-67-8

